

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

Dissertação de Mestrado

Amina residual na flotação
catiônica reversa de minério de ferro

Autor: Geraldo Magela Braga Batisteli

Orientador: Antônio Eduardo Clark Peres

Janeiro/2007

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas

AMINA RESIDUAL NA FLOTAÇÃO CATIÔNICA REVERSA DE
MINÉRIO DE FERRO

Geraldo Magela Braga Batisteli

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

2007

DEDICATÓRIA

A meus pais, Jordane Batisteli e Nitinha, que completaram 50 anos de vida conjugal em janeiro de 2007, pelo bom exemplo e pelos ensinamentos, à minha esposa Ana Alice e aos meus filhos, Letícia e Henrique, pela compreensão e apoio.

AGRADECIMENTOS

Inicialmente, agradeço a Deus por conceder-me força, perseverança e lucidez para execução e conclusão do presente trabalho.

À SAMARCO Mineração S.A. pelo apoio, subsídio e constante incentivo ao estudo e desenvolvimento pessoal e profissional de seus funcionários.

A João Batista, João Pedro, Mauro Carvalho e Maury pelo incentivo ao longo dessa jornada.

A Ari Turrer, Ivan Santos e Joaquim Donda pela co-orientação.

A Eduardo Gamarano, João Miranda, Leônidas Pinto, Marcos Gomes e às equipes dos laboratórios de Controle de Processo e Químico pela execução e coordenação dos ensaios e análises laboratoriais.

A Ataíde, José Pedro, Lamartine, Ricardo Ligório, Roberto Leão e suas respectivas equipes pelo apoio e incentivo.

A Luciano Leite, Marcos Geraldo, Ronaldo Mendes, Sérgio Vasconcelos, Urano Troseski, Valdiney Chaves, Vladimir Figueiredo e Wederson Gomes também pelo apoio e incentivo.

A Alexandre Figueiredo, estagiário da Samarco, pela disponibilidade e ajuda na montagem do trabalho.

A Paulo Mapa, companheiro de jornada, pela solidariedade e incentivo.

À Universidade Federal de Minas Gerais (UFMG) pela oportunidade de engrandecimento científico.

Ao meu orientador, Prof. Antônio Eduardo Clark Peres, pelo apoio e brilhante orientação ao longo da pesquisa.

Ao professor Armando C. de Araujo, membro da banca examinadora, por colaborar com o trabalho.

Ao Prof. Dr. Cornélio de Freitas Carvalho e toda equipe do laboratório do ICEB pelo apoio e execução das análises de concentração de amina residual.

A Cristiano Sampaio, Henrique Turrer e Simão Carvalho pela ajuda e incentivo.

A todos aqueles que direta ou indiretamente colaboraram para a execução desse trabalho.

RESUMO

O presente trabalho investigou a possibilidade de reaproveitamento da amina residual presente na polpa do rejeito da flotação catiônica reversa de minério de ferro. Para tal foram utilizadas amostras dos rejeitos do Concentrador da SAMARCO. Essas amostras foram coletadas e, posteriormente, mantidas em repouso para promover a separação entre as partículas sólidas e a água. A água foi utilizada para a determinação da concentração de amina e em testes de flotação. A concentração de amina residual foi determinada através da análise quantitativa indireta por meio de um espectrofotômetro. Buscou-se aumentar a concentração de amina residual na polpa do rejeito através de uma etapa de dessorção. Os testes de flotação foram realizados utilizando-se as águas dos rejeitos isoladamente e uma composição das mesmas. Foi criado um procedimento específico para esses testes em que se buscou evitar a adição da água contendo amina residual durante o condicionamento da polpa com o amido. O minério de ferro utilizado nos testes foi obtido a partir de coletas de amostras da alimentação da flotação do Concentrador da SAMARCO. Realizou-se uma bateria de testes de flotação utilizando-se somente água destilada. Os resultados desses testes foram comparados aos resultados dos testes de flotação realizados com as águas provenientes dos rejeitos. Não foi detectada a concentração de amina residual em três dos quatro pontos de coleta dos rejeitos na amostragem realizada em setembro de 2006. Esse resultado mostra que, atualmente, não há excesso de dosagem de amina na etapa inicial do processo de flotação. Nos testes de flotação com as águas dos rejeitos, envolvendo uma etapa de moagem prévia à flotação, obtiveram-se sempre maiores teores de sílica no concentrado. Esses resultados foram obtidos utilizando-se as águas dos rejeitos das etapas de flotação em células de grande volume e em colunas. O aumento da concentração da amina residual através da etapa de dessorção, independentemente do pH, não apresentou resultados satisfatórios. O presente trabalho concluiu que a recuperação da amina residual presente na polpa do rejeito da flotação catiônica reversa de minério de ferro é possível, sendo sua viabilidade dependente da concentração de amina residual e da qualidade da água que a contém.

ABSTRACT

This study investigated the possibility of recovering residual amine contained in the tailings pulp of the reverse cationic flotation process of iron ore. Tailings samples from SAMARCO were used for this purpose. These samples were collected and, later, kept under rest to promote the separation between the water and the solid particles. The water was used for determination of the residual amine concentration and for flotation tests. The residual amine concentration was determined through indirect quantitative analysis using a spectrophotometer. A desorption stage was used intending to increase the residual amine concentration in the tailings pulp. The flotation tests were performed using, separately, the tailings waters and a composition of the same. A specific procedure to avoid the addition of water containing residual amine during the conditioning of the pulp with starch was developed for these tests. The iron ore used was collected from the SAMARCO flotation circuit feed. Several flotation tests using distilled water were performed. The results of these tests were used for comparison with the results of the tests performed with the tailings waters. The residual amine concentration of three out of four collection points was below the detection limit in the sampling performed in September of 2006. This result shows that, currently, there is not excess of amine dosage in the initial stage of the flotation process. For the flotation tests using tailings waters, involving a grinding stage prior to flotation, the concentrate always presented higher silica grades. These results were achieved using tailings waters from the flotation stages large volume cells and columns. The residual amine concentration increase through the desorption stage, independently of pH, was not satisfactory. The present study concluded that the residual amine recovery contained in the tailings pulp of the reverse cationic flotation process of iron ore is possible, but its viability depends on the residual amine concentration and on quality of the water that contains the amine.

SUMÁRIO

CAPÍTULO 1 – Introdução	1
CAPÍTULO 2 – Relevância e objetivo	3
CAPÍTULO 3 – Processo produtivo SAMARCO	5
3.1 – Geologia do minério de ferro da mina de Alegria	6
3.2 – Operações de lavra	8
3.3 – Instalação de britagem	9
3.4 – Concentrador	11
3.4.1 – Moagem pré-primária	11
3.4.2 – Moagem primária	12
3.4.3 – Deslamagem	13
3.4.4 – Condicionamento	15
3.4.5 – Flotação convencional	16
3.4.6 – Primeira etapa da moagem secundária (moinhos secundários MS04, MS05 e MS06)	17
3.4.7 – Circuito de flotação em células mecânicas de grande volume	19
3.4.8 – Circuito de flotação em colunas para o tratamento do <i>underflow</i> dos ciclones deslamadores e obtenção do concentrado final	21
3.4.9 – Circuito da planta de recuperação de finos	23
3.4.10 – Segunda etapa da moagem secundária (moinhos secundários MS01, MS02 e MS03)	25
3.4.11 – Espessamento do concentrado	27
3.4.12 – Espessamento das lamas	28
CAPÍTULO 4 – Revisão bibliográfica	29
4.1 – Minério de ferro	29
4.2 – Concentração mineral	30
4.3 – Concentração por flotação	31
4.3.1 – Aspectos históricos	31
4.3.2 – Aspectos teóricos	32
4.4 – Reagentes utilizados na flotação catiônica reversa de minério de ferro	35
4.4.1 – Amido	35
4.4.2 – Aminas	36
4.4.2.1 – Processo de fabricação	38

4.4.2.2 – Controle de especificação da amina -----	40
4.4.2.3 – Adsorção da amina -----	42
4.4.2.4 – Dessorção -----	45
4.4.2.5 – Procedimento analítico para determinação da concentração de amina -----	48
4.4.2.6 – Impacto ambiental -----	51
4.4.2.7 – Tempo de degradação da amina -----	52
4.4.2.8 – Reutilização de amina residual -----	53
CAPÍTULO 5 – Metodologia -----	55
5.1 – Determinação da concentração de amina residual -----	55
5.1.1 – Equipamento -----	55
5.1.2 – Reagentes -----	55
5.2 – Amostras do rejeito -----	56
5.3 – Amostra do minério de ferro -----	59
5.4 – Procedimentos para os testes de flotação -----	60
5.4.1 – Teste de flotação padrão -----	61
5.4.2 – Testes de flotação com as águas isoladas do rejeito -----	64
5.4.3 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos -----	64
5.4.4 – Testes de flotação <i>releaner</i> com as águas da composição dos rejeitos -----	64
5.4.5 – Testes de flotação com as águas da dessorção -----	66
5.4.5.1 – Equipamento utilizado na etapa de dessorção -----	68
5.4.6 – Seqüência dos testes de flotação -----	68
5.4.6.1 – Primeira bateria (sem adição de amina nova) -----	68
5.4.6.2 – Segunda bateria (água da composição dos rejeitos) -----	68
5.4.6.3 – Terceira bateria (<i>releaner</i> com água da composição dos rejeitos) -----	68
5.4.6.4 – Quarta bateria (etapa de dessorção, pH polpa) -----	68
5.4.5.5 – Quinta bateria (etapa de dessorção, pH 5,5) -----	69
5.5 – Análise química -----	69
5.6 – Reagentes -----	69
CAPÍTULO 6 – Resultados e discussões -----	70
6.1 – Presença de amina residual no rejeito -----	70
6.2 – Testes de flotação -----	72
6.2.1 – Testes de flotação com as águas isoladas dos rejeitos -----	72

6.2.1.1 – Testes de flotação com as águas dos rejeitos da flotação convencional -----	72
6.2.1.2 – Testes de flotação com as águas dos rejeitos da flotação em células de grande volume -----	73
6.2.1.3 – Água do rejeito da flotação em colunas -----	74
6.2.1.4 – Água do rejeito da planta de recuperação de finos -----	76
6.2.2 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos -----	78
6.2.2.1 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos do mês de dezembro/05 -----	78
6.2.2.2 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos do mês de maio/06 -----	79
6.2.2.3 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos do mês de julho/06 -----	80
6.2.2.4 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos do mês de setembro/06 -----	81
6.2.3 – Testes de flotação <i>releaner</i> com as águas da composição do rejeito -	82
6.2.4 – Testes de flotação com as águas da dessorção -----	83
6.3 – Consumo de amina -----	85
6.4 – Dificuldades -----	86
CAPÍTULO 7 – Conclusões -----	87
CAPÍTULO 8 – Sugestões para trabalhos futuros -----	89
CAPÍTULO 9 – Referências bibliográficas -----	90

LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1 – Consumo de amina entre os anos de 2002 e 2005 da SAMARCO -----	3
Figura 2.2 – Consumo específico de amina entre os anos de 2002 e 2005 da SAMARCO -----	3
Figura 2.3 – Percentual de desembolso por insumo da SAMARCO -----	4
Figura 3.1 – Fluxograma da britagem -----	11
Figura 3.2 – Fluxograma das operações de pré-moagem e moagem primária -----	13
Figura 3.3 – Fluxograma da etapa de deslamagem -----	15
Figura 3.4 – Fluxograma das operações da flotação convencional -----	17
Figura 3.5 – Fluxograma do circuito dos moinhos secundários MS04, MS05 e MS06 -----	19
Figura 3.6 – Fluxograma da flotação em células mecânicas de grande volume -----	21
Figura 3.7 – Fluxograma das operações do circuito de flotação em colunas -----	23
Figura 3.8 – Fluxograma da planta de recuperação de finos -----	25
Figura 3.9 – Fluxograma do circuito da segunda etapa de moagem secundária -----	27
Figura 4.1 – Potencial zeta do quartzo e da hematita em função do pH -----	34
Figura 4.2 – Superfície equipotencial da éter-dodecil-diamina -----	37
Figura 4.3 – Estrutura de um triglicerídeo -----	38
Figura 4.4 – Estrutura de um triglicerídeo reagindo com o metanol -----	39
Figura 4.5 – Reação de adição do álcool graxo com a acrilonitrila -----	39
Figura 4.6 – Hidrogenação catalítica de éter-nitrila -----	40

Figura 4.7 – (I): Reação de éter-monoamina com acrilonitrila. (II): Hidrogenação catalítica de éter-monoamina -----	40
Figura 4.8 – Rota de produção de éter-monoamina e éter-diamina -----	40
Figura 4.9 – Reação de neutralização de aminas e derivados -----	42
Figura 4.10 – Equação geral da reação entre a ninhidrina e aminoácidos formando um dicetohidrindilideno-dicetohidrindamina, gás carbônico e água -----	48
Figura 4.11 – Varredura para a amina Flotigam EDA-3B derivatizada com ninhidrina e diluída em etanol 90,0% (v/v) na região do visível -----	49
Figura 4.12 – Curva analítica para a amina Flotigam EDA-3B a 409nm pelo método espectrofotométrico com ninhidrina -----	50
Figura 4.13 – Curva analítica para amina Flotigam EDA-3B a 575nm pelo método espectrofotométrico com ninhidrina -----	50
Figura 4.14 – Avaliação da degradabilidade da amina em uma amostra de lama residual em função do tempo - Condições laboratoriais -----	52
Figura 5.1 – Circuito da amina no processo e pontos de coleta das amostras do rejeito -----	56
Figura 5.2 – Fluxograma da etapa de obtenção das águas isoladas para os testes de flotação e para análise da concentração de amina residual -----	57
Figura 5.3 – Fluxograma da etapa de obtenção da composição das águas dos rejeitos para os testes de flotação e para análise da concentração de amina residual -----	58
Figura 5.4 – Distribuição granulométrica do minério de ferro -----	60
Figura 5.5 – Fluxograma das etapas do teste de flotação padrão -----	62

Figura 5.6 – Teor de sílica no concentrado do teste padrão -----	63
Figura 5.7 – Recuperações em peso e de ferro do teste padrão -----	63
Figura 5.8 – Fluxograma das etapas dos testes de flotação com as águas dos rejeitos -----	65
Figura 5.9 – Fluxograma para o processo de dessorção da amostra do rejeito -----	67
Figura 6.1 – Quantificação da amina nos rejeitos durante o período dos testes -----	70
Figura 6.2 – Percentagem do consumo mensal de amina relativo ao consumo do ano de 2006 -----	71
Figura 6.3 – Resultados dos testes de flotação com as águas do rejeito da flotação convencional -----	72
Figura 6.4 – Resultados dos testes de flotação com as águas do rejeito da flotação em células mecânicas de grande volume -----	73
Figura 6.5 – Resultados dos testes de flotação com as águas dos rejeitos das colunas de flotação -----	75
Figura 6.6 – Distribuição granulométrica da alimentação e descarga do moinho secundário 04 (MS04) -----	76
Figura 6.7 – Resultados dos testes de flotação com as águas do rejeito da planta de recuperação de finos -----	77
Figura 6.8 – Resultados dos testes de flotação com as águas de composição dos rejeitos de dezembro/05 -----	78
Figura 6.9 – Resultados dos testes de flotação com as águas de composição dos rejeitos de maio/06 -----	79

Figura 6.10 – Resultados dos testes de flotação com as águas de composição dos rejeitos de julho/06 -----	80
Figura 6.11 – Resultados dos testes de flotação com as águas de composição dos rejeitos de setembro/06 -----	81
Figura 6.12 – Resultados do teor de sílica no concentrado dos testes de flotação <i>re-cleaner</i> -----	82
Figura 6.13 – Resultados dos testes de flotação utilizando-se a amina residual obtida através do processo de dessorção -----	84
Figura 6.14 – Comparativo de consumo da amina nos anos de 2005, 2006 e 2007 -----	85

LISTA DE TABELAS

Tabela 3.1 – Especificações para os principais produtos do Concentrador da SAMARCO -----	5
Tabela 3.2 – Composição mineralógica dos minérios de ferro das minas de Alegria 1/2/6 -----	7
Tabela 3.3 – Composição mineralógica dos minérios de ferro das minas de Alegria 3/4/5 -----	7
Tabela 3.4 – Composição mineralógica dos minérios de ferro da mina de Alegria 9 -----	8
Tabela 4.1 – Resultados dos experimentos de dessorção contactando-se o quartzo contendo dodecil-amina adsorvida com 100ml de água MILLI-Q -----	46
Tabela 5.1 – Informações adicionais dos reagentes -----	55
Tabela 5.2 – Composição do rejeito final baseado na massa de água -----	58
Tabela 5.3 – Análise química do minério de ferro -----	59
Tabela 6.1 – Testes de flotação com as águas provenientes da alimentação e da descarga do moinho secundário 04 (MS04) -----	76
Tabela 6.2 – Resultado da concentração de amina residual antes e após a dessorção -----	83

CAPÍTULO 1 – Introdução

A elevada demanda de minério de ferro impulsionada pelo crescimento econômico mundial dos últimos anos tem levado à exaustão das reservas de minérios de ferro de alto teor. Por consequência, a exploração de reservas de minérios cada vez mais pobres, antes tidos como não econômicos, tem sido justificada.

Minérios de ferro de alto teor, geralmente, são submetidos apenas a etapas de cominuição e classificação. No entanto, para o tratamento de minérios pobres fazem-se necessárias etapas de concentração para que sejam alcançadas as especificações de mercado. O aproveitamento desses minérios requer métodos de tratamento mais complexos e que implicam em maiores custos operacionais, o que reduz a margem de lucro das empresas.

Os principais métodos de concentração aplicados industrialmente para o tratamento de minério de ferro são os métodos gravíticos, magnéticos e a flotação catiônica reversa, sendo o último o principal método, mundialmente utilizado. No Brasil, a SAMARCO é pioneira no uso desse método de concentração, tendo iniciada sua operação em 1977.

A flotação catiônica reversa é realizada em meio aquoso e são utilizadas as diferentes características de superfície dos minerais para promover a separação entre os minerais de ferro e a ganga. Nesse método, coleta-se a ganga silicática e precipitam-se os minerais de ferro. Para que tal separação ocorra, faz-se necessária a adição de reagentes que reforcem ou modifiquem as propriedades diferenciadoras.

Os principais reagentes utilizados na flotação catiônica reversa são o amido, utilizado como depressor dos minerais de ferro, e a amina, que exerce as funções de coletor dos minerais de quartzo e de estabilizador da espuma.

A amina, por possuir um preço elevado e um consumo considerável e crescente à medida que o minério se torna mais pobre e, conseqüentemente, com maior teor de sílica, é objeto de constante preocupação em Concentradores que a utilizam, dada sua representatividade nos custos operacionais.

Somente a SAMARCO consome cerca de 1500 toneladas de amina por ano em seu Concentrador. Em 2005, a mesma representou aproximadamente 48% dos gastos totais com reagentes. A expectativa para os próximos anos é de elevação no consumo de amina devido, principalmente, às metas crescentes de produção e à redução dos teores de ferro nos minérios.

Sabe-se, ainda, que grande parte dessa amina adicionada ao processo é descartada na polpa do rejeito para as barragens, estando presente na água e adsorvida nas partículas minerais compostas, predominantemente, de quartzo.

Inserido nesse contexto, pretende-se com este trabalho quantificar a amina residual presente nas águas dos rejeitos da flotação catiônica reversa do Concentrador de Germano, da SAMARCO, e verificar sua possível reutilização no processo.

Sendo a amina um reagente de preço elevado e empregado em larga escala, o seu possível reaproveitamento acarretaria numa considerável redução dos custos operacionais do Concentrador de Germano e do descarte da mesma ao meio ambiente, vindo de encontro aos objetivos estratégicos da SAMARCO.

CAPÍTULO 2 – Relevância e objetivo

Observa-se na figura 2.1 o consumo de amina da SAMARCO no período compreendido entre os anos de 2002 e 2005.

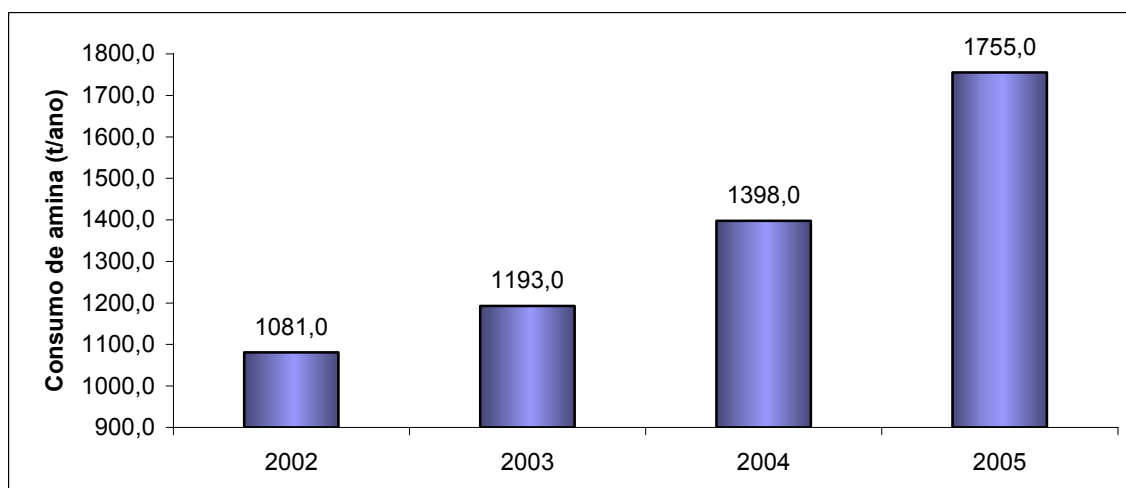


Figura 2.1 – Consumo de amina entre os anos de 2002 e 2005 da SAMARCO.

Como pôde ser observado na figura 2.1, o consumo de amina vem crescendo anualmente. Esse aumento se deve à elevação da dosagem, conforme pode ser visto na figura 2.2.

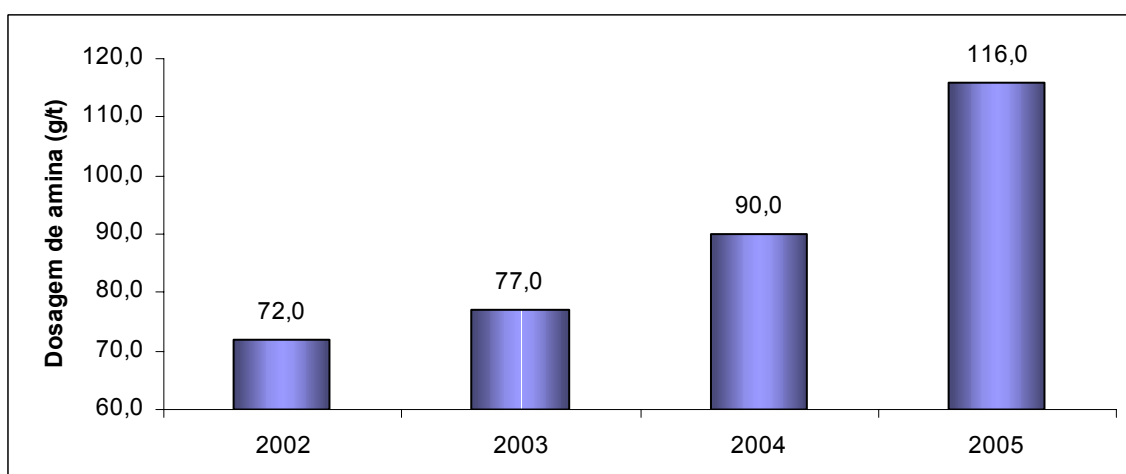


Figura 2.2 – Consumo específico de amina entre os anos de 2002 e 2005 da SAMARCO.

A amina é um insumo de custo elevado, porém, de grande importância no processo de concentração de minério de ferro. Na figura 2.3 pode-se visualizar o percentual de gastos correspondente a alguns insumos necessários ao processo da SAMARCO em 2005.

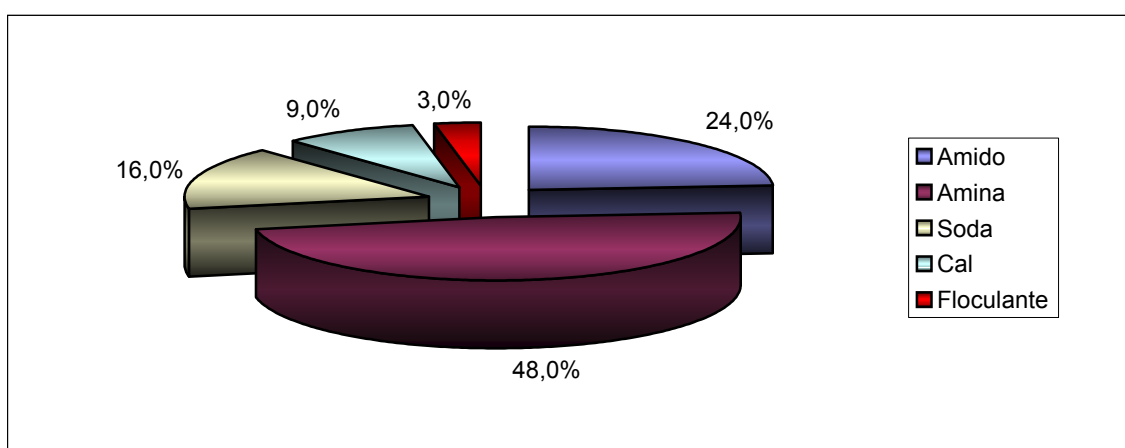


Figura 2.3 – Percentual de desembolso por insumo da SAMARCO.

Verifica-se na figura 2.3 que o gasto com amina correspondeu ao maior percentual de desembolso com insumos em 2005, representando quase que metade dos gastos.

Considerando o alto consumo dos últimos anos e o elevado custo desse reagente, o presente trabalho teve por objetivo quantificar a amina residual contida nas águas dos rejeitos da flotação catiônica reversa do Concentrador Samarco e verificar sua possível reutilização no processo.

Este estudo teve como etapas principais a quantificação das concentrações residuais das aminas nos rejeitos e a execução de testes de flotação para verificar a viabilidade técnica da sua reutilização no processo industrial.

CAPÍTULO 3 – Processo produtivo SAMARCO

A SAMARCO é uma *joint venture*, em operação desde 1977, cujos acionistas são Companhia Vale do Rio Doce (CVRD) e *Broken Hill Property Billiton (BHP Billiton)*, cada uma detendo 50,0% do capital acionário. É a empresa de mineração pioneira no Brasil na concentração de itabirito por flotação, um minério que no passado não era explorado devido ao baixo teor de ferro e a granulometria fina.

O processo de produção da SAMARCO resulta em 16,5 milhões de toneladas de concentrado por ano, utilizado para a produção de pelotas e de finos (*pellet feed + pellet screenings* - finos provenientes do peneiramento em 6,3mm das pelotas queimadas) para o mercado siderúrgico de redução direta e de alto forno. As pelotas representam, aproximadamente, 90,0% dos produtos comercializados. Toda produção é destinada ao mercado internacional.

Trata-se de um processo integrado com operações em dois estados brasileiros. Na unidade de Germano, localizada no município de Mariana-MG, são realizadas as operações de lavra e de beneficiamento. Na unidade de Ponta de Ubu, localizada no município de Anchieta-ES, são realizadas as operações de pelotização, estocagem e embarque. As duas unidades são interligadas por um mineroduto de 396,0km de extensão.

Atualmente são produzidos, na unidade de Germano, dois tipos de concentrado: *CNS (concentrate normal silica)* para fabricar pelotas para alto-forno e *CLS (concentrate low silica)* para redução direta. As especificações desses concentrados são mostradas na tabela 3.1:

Tabela 3.1 – Especificações para os principais produtos do Concentrador da SAMARCO

Tipo de produto	% SiO ₂ (média)	% P (máximo)	% 74µm (máximo)	% 44µm (média)	Blaine (cm ² /g) (média)
Concentrado CNS	1,68+/-0,12	0,050	3,50	88,20+/-0,96	1750+/-75
Concentrado CLS	1,06+/-0,08	0,043	3,00	88,20+/-1,00	1750+/-81

3.1 – Geologia do minério de ferro da mina de Alegria

Atualmente a SAMARCO possui três minas em operação. Essas são denominadas Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9.

O ferro ocorre em uma espessa seqüência de formações ferríferas sedimentares metamorfizadas em itabirito denominada *Banded Iron Formation (BIF)*. Os principais minerais de ferro são: hematita, goethita, hematita especular e magnetita. Na gênese do minério, o quartzo e os silicatos foram removidos da superfície por intemperismo devido à lixiviação preferencial da sílica, o que levou, conseqüentemente, à uma concentração dos óxidos de ferro no minério residual.

Os minérios de ferro das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9 são classificados em diversos tipos de minérios itabiríticos. Em Alegria 3/4/5 ocorrem no topo da formação ferrífera: 1) itabiritos anfibolíticos e dolomíticos alterados; 2) itabiritos silicosos friáveis do tipo “chapinha”, com composição mineralógica variando de especularítico-martítico a martítico-especularítico e podendo apresentar quantidades consideráveis de goethita; 3) itabiritos especularíticos; 4) itabiritos martíticos-goethíticos; 5) itabiritos magnetíticos; 6) itabiritos goethíticos; 7) itabiritos especularíticos-goethíticos e 8) itabiritos martítico-especularítico-goethíticos.

A área de Alegria 1/2/6 pode ser dividida, em termos de predominância de tipos de minério, em duas subáreas. Em Alegria 2, ocorrem itabiritos especularíticos, especularítico-goethíticos e, em menor proporção, itabiritos martíticos-especularítico-goethíticos, magnetíticos e martíticos-goethíticos. Nessa área, ocorre uma grande lente de hematita compacta, circundada por porções de hematita friável a pulverulenta (brechas), que aflora na topografia atual da mina e se estende, em profundidade, por mais de 100,0m.

Entre as áreas de Alegria 2 e Alegria 1/6, ocorre uma camada espessa de itabirito anfibolítico argiloso em contato direto (basal) com a lente de hematita descrita acima. Na área de Alegria 1/6, predominam os itabiritos martítico-especularítico-goethíticos, itabiritos martítico-goethíticos, itabiríticos anfibolíticos e itabiritos magnetíticos.

A área de Alegria 9, de forma geral, apresenta os itabiritos que podem ser agrupados em três domínios geológico-tipológicos distintos: o primeiro localizado a oeste, onde se encontram os itabiritos menos hidratados e, portanto, mais especularíticos (martíticos-especularíticos e especularíticos-martíticos). O segundo, localizado na região mais central, é composto principalmente por itabiritos anfíbolíticos, martíticos-goethíticos e martíticos, sendo, então, um domínio mais hidratado e onde a especularita está praticamente ausente. No terceiro domínio, localizado a leste, a especularita volta a estar presente em grandes proporções, podendo chegar a ser o único mineral predominante.

As composições mineralógicas dos minérios de ferro das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9 podem ser visualizadas nas tabelas 3.2, 3.3 e 3.4, respectivamente.

Tabela 3.2 – Composição mineralógica dos minérios de ferro das minas de Alegria 1/2/6

Mineralogia	Tipologia			
	M/G	A	M/E/G	G/M
% Hematita Porosa	70,8	46,0	49,7	37,3
% Hematita Especular	4,7	2,3	29,3	12,3
% Goethita	22,1	44,7	17,8	23,9
% Magnetita	2,3	7,0	3,2	26,4

Tabela 3.3 – Composição mineralógica dos minérios de ferro das minas de Alegria 3/4/5

Mineralogia	Tipologia					
	G/M	E/M/G	M/E/G	E/G/M	M/G	E
% Hematita Porosa	40,1	38,6	51,9	26,0	66,2	3,8
% Hematita Especular	14,2	49,2	35,7	45,3	6,7	93,7
% Goethita	42,2	11,3	11,2	27,9	26,0	2,5
% Magnetita	3,5	0,9	1,2	0,8	1,1	0

Tabela 3.4 – Composição mineralógica dos minérios de ferro da mina de Alegria 9

Mineralogia	Tipologia					
	M	A	M/E	E/M 1	E/M 2	M/G
% Hematita Porosa	86,4	56,6	56,5	33,9	36,1	60,3
% Hematita Especular	4,1	0,6	37,2	56,4	56,2	9,4
% Goethita	7,4	42,0	5,9	8,8	7,0	28,7
% Magnetita	2,1	0,8	0,4	0,9	0,7	1,6

Onde:

A	Anfibolítico
E	Especularítico
G	Goethítico
M	Martítico

3.2 – Operações de lavra

O processo produtivo se inicia com as operações de lavra. Anualmente são lavradas cerca de 28,0 milhões de toneladas de minério itabirítico, proveniente das minas de Alegria 1/2/6, Alegria 3/4/5 e Alegria 9, pertencentes ao Complexo de Alegria. As reservas da SAMARCO estão estimadas em 5,0 bilhões de toneladas de minério itabirítico.

A lavra do minério é a céu aberto, com relação estéril-minério de 0,42. Por se tratar de um minério friável, o desmonte é normalmente executado por tratores de lâminas, sendo o desmonte por explosivo muito pouco utilizado e ocorrendo em porções de estéril.

Atualmente são utilizados dois métodos de lavra. No primeiro método, denominado convencional, as carregadeiras alimentam os caminhões que transportam o minério lavrado até os carregadores de alimentação das correias transportadoras localizadas a distâncias de, no máximo, 2,0km das frentes de lavra. No segundo método, as carregadeiras alimentam diretamente carregadores instalados nas próprias frentes de lavra, a distâncias de transporte de, no máximo, 80,0m. Esse método é o mais utilizado para a lavra de minério por proporcionar menores custos operacionais.

O teor de corte da mina está na faixa de 33,0% de ferro. Os tipos de minério das diversas frentes de lavra são blendados para se obter um teor médio de ferro de aproximadamente 47,0% na alimentação do Concentrador.

O minério proveniente das minas de Alegria 1/2/6 e Alegria 3/4/5 é estocado em uma pilha-pulmão, com capacidade para 150.000t. Posteriormente é transportado por um sistema de correias, com 5,5km de extensão e capacidade nominal de 3750t/h, até a instalação de britagem. O minério lavrado na mina de Alegria 9 também segue para a instalação de britagem através de outro sistema de correias, com 1,9km de extensão e com a mesma capacidade. Todo material lavrado encontra-se 100,0% menor que 150,0mm.

3.3 – Instalação de britagem

A instalação de britagem tem como objetivo reduzir a granulometria do minério *ROM* de 100,0% menor que 150,0mm para 98,5% menor que 12,5mm.

Inicialmente o minério *ROM* passa por um peneiramento a seco, denominado peneiramento primário, composto de quatro linhas, utilizando-se duas peneiras vibratórias por linha, marca METSO e modelo SHDD8ftX20ft (2,44mx6,1m). Essas peneiras possuem dois *decks*, sendo o primeiro constituído por telas de borracha com abertura de 30,0mm e o segundo por telas de aço com abertura de 12,5mm. Nesse peneiramento, a fração menor que 12,5mm (*undersize*) segue para a pilha de alimentação do Concentrador, denominada pilha do *Tripper-car*, com capacidade útil de estocagem de 20.000t. A fração maior que 12,5mm (*oversize*) é direcionada para uma pilha, denominada pilha de regularização, de onde segue para o peneiramento da britagem primária.

O peneiramento da britagem primária é realizado a seco por peneiras marca OMNI, modelo OSMDD8ftX20ft (2,44mx6,1m). Essas peneiras possuem dois *decks*, sendo o primeiro constituído por telas de borracha com abertura de 30,0mm e o segundo por telas de aço com abertura de 9,5mm. A fração maior que 30,0mm alimenta a britagem primária, constituída de britadores cônicos, OMNICON, modelo 1560, com capacidade de até 500,0t/h, fabricados pela NORDBERG, hoje METSO. O produto desses britadores retorna ao peneiramento da britagem primária, caracterizando uma operação

em circuito fechado. O produto intermediário, constituído da fração -30,0 +9,5mm, alimenta a britagem secundária. A fração menor que 9,5mm é produto final, sendo transportada para a pilha do *Tripper-car*.

A britagem secundária é realizada em britadores BARMAC, modelo 9000C, fabricados pela METSO e com taxa de alimentação de até 500,0t/h por unidade, que operam em circuito fechado com um peneiramento, denominado peneiramento da britagem secundária.

O peneiramento da britagem secundária é realizado a seco, sendo constituído por três linhas de peneiramento. Cada uma dessas linhas é composta por uma peneira OMNI, modelo OSMDD6ftX16ft (1,83mx4,88m). Essas peneiras possuem dois *decks*, sendo o primeiro constituído por telas de aço com abertura de 16,0mm e o segundo por telas também de aço com abertura de 9,5mm. A fração de granulometria maior que 9,5mm retorna à britagem secundária, fechando o circuito, enquanto a fração menor que 9,5mm constitui o produto final dessa etapa, sendo também transportada para a pilha do *Tripper-car*.

O fluxograma da britagem é mostrado na figura 3.1.

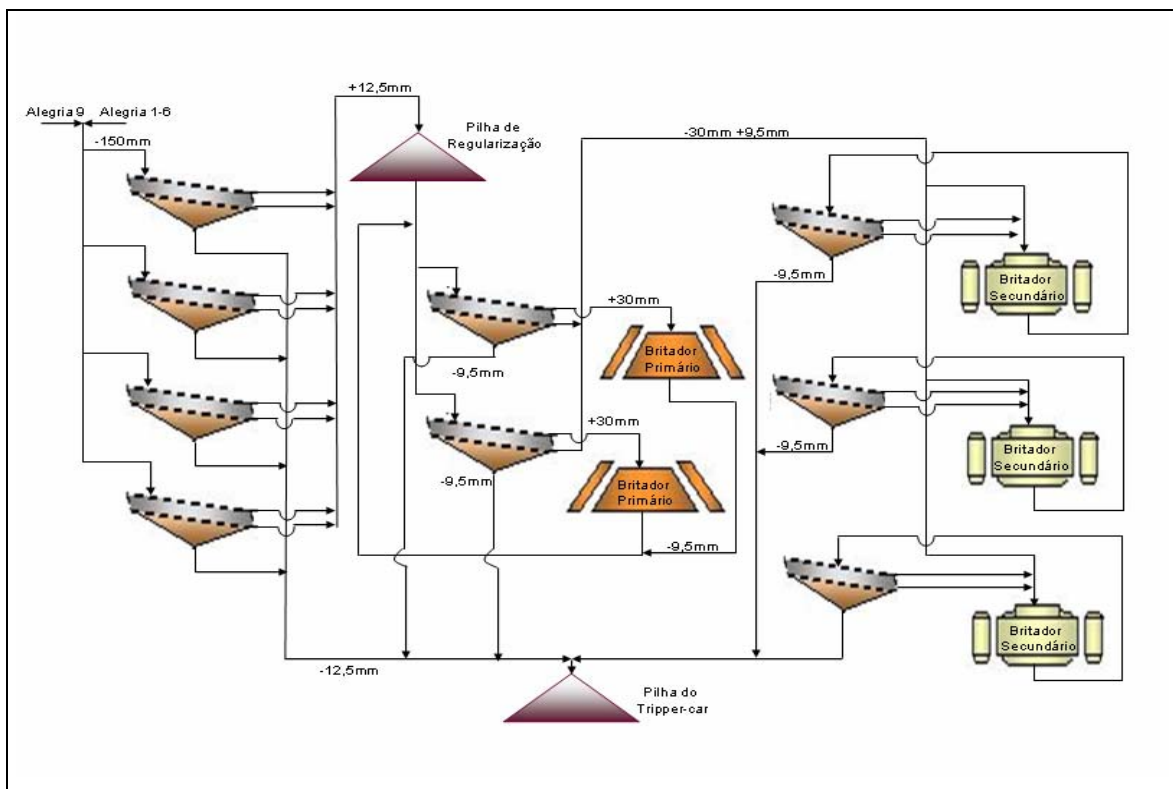


Figura 3.1 – Fluxograma da britagem.

3.4 – Concentrador

3.4.1 – Moagem pré-primária

O objetivo da pré-moagem é reduzir a granulometria do minério proveniente da britagem que se encontra 98,5% menor que 12,5mm para 78,0% menor que 100# (149,0 μ m).

A moagem pré-primária é realizada a úmido, em duas linhas, sendo cada linha constituída por um moinho de bolas fabricados pela FULLER, com descarga por *overflow*, de dimensões 17ftx28ft (5,18mx8,53m) e potência instalada de 3800kW. O revestimento utilizado é o metálico. Os moinhos operam em circuito aberto, a uma taxa de alimentação de 1750,0t/h, 78,0% de sólidos em peso na polpa, a 13,9rpm (73,7% da velocidade crítica), em regime de catarata e carga de bolas entre 35,0 e 37,0% do seu volume interno.

Adiciona-se solução de hidróxido de sódio na alimentação dos pré-moinhos, com concentração de 20,0% (p/v), com a finalidade de se manter a polpa em pH alcalino,

minimizando-se assim a corrosão dos corpos moedores e do revestimento. Utiliza-se uma dosagem de 0,04l/t de minério.

O minério proveniente da britagem é retirado da pilha do *Tripper-car* por alimentadores rotativos e conduzido para a pré-moagem através de transportadores de correia.

Após a moagem, o *undersize* é bombeado para as caixas de descarga que alimentam a etapa de moagem primária e o *oversize* retorna aos pré-moinhos.

3.4.2 – Moagem primária

O objetivo da moagem primária é adequar a granulometria do minério proveniente da pré-moagem, que se encontra 78,0% menor que 100# (149,0 μ m), para 92,0% menor que 100#, granulometria na qual o minério atinge o grau de liberação necessário ao processo de flotação.

A moagem primária é constituída por quatro linhas paralelas. Cada linha contém um moinho de bolas da marca KOPPERS, com descarga por *overflow*, dimensões 14ftx17ft (4,27mx5,18m), revestimento de borracha e potência instalada de 1430kW. Os moinhos operam a 14,9rpm (71,5% da velocidade crítica), em regime de catarata, carga de bolas entre 35,0 e 40,0% dos seus volumes internos, a uma taxa de alimentação de 875,0t/h por moinho, com 72,0 a 74,0% de sólidos em peso na polpa. Cada moinho opera em circuito fechado com uma bateria contendo seis hidrociclones da marca KREBS, de 26" (660,4mm) de diâmetro, denominados ciclones primários.

O *underflow* dos ciclones primários alimenta os moinhos e o *overflow* é o produto final da moagem primária, sendo bombeado para o circuito de deslamagem. A descarga dos moinhos (*undersize*) retorna aos ciclones primários e o *oversize* à pré-moagem.

O fluxograma das etapas de pré-moagem e moagem primária pode ser visualizado na figura 3.2.

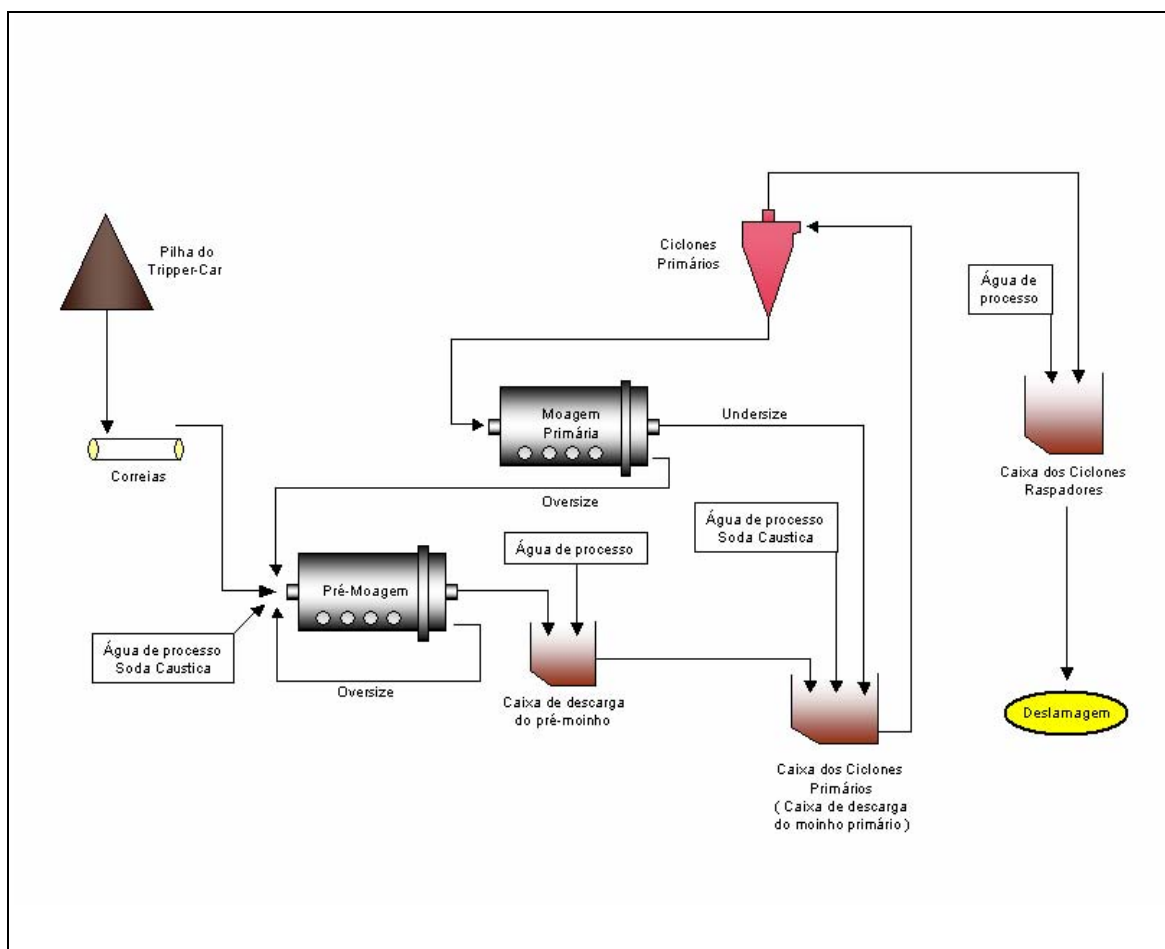


Figura 3.2 – Fluxograma das operações de pré-moagem e moagem primária.

3.4.3 – Deslamagem

O objetivo da etapa de deslamagem é remover as partículas menores que $10,0\mu\text{m}$ presentes no produto da moagem primária, que interferem na seletividade do processo subsequente de flotação.

Com a finalidade de se atingir o pH ótimo de dispersão da polpa, adiciona-se na caixa de descarga dos moinhos primários uma solução de hidróxido de sódio, com concentração de 20,0% (p/v). A adição dessa solução favorece a dispersão das partículas, propiciando uma deslamagem eficaz. A dosagem da solução é controlada pelo pH da polpa e o grau ótimo de dispersão ocorre em uma faixa de pH entre 8,5 e 9,2.

A etapa de deslamagem é realizada em três estágios de ciclonagem. O primeiro estágio possui uma bateria contendo oito hidrociclones por linha, marca KREBS, de 15" (381,0mm) de diâmetro, denominados ciclones raspadores. O segundo estágio de deslamagem possui uma bateria contendo treze hidrociclones por linha, marca KREBS, de 10" (254,0mm) de diâmetro, denominados ciclones limpadores. O último estágio de deslamagem é constituído por quatro baterias por linha, contendo 18 ciclones cada uma, marca AKW, com 4" (101,6mm) de diâmetro, denominados ciclones deslamadores.

O produto final da moagem primária, com 92,0% menor que 100# (149,0 μ m), segue para os ciclones raspadores. O *underflow* alimenta os ciclones limpadores e o *overflow* alimenta o estágio de ciclones deslamadores.

O *underflow* dos ciclones limpadores alimenta por gravidade os tanques de condicionamento da flotação convencional e o *overflow* é direcionado para a planta de recuperação de finos.

Nos ciclones deslamadores, o *underflow* segue para o circuito de flotação em colunas, enquanto o *overflow* segue para a planta de recuperação de finos.

As recuperações em peso e de ferro nessa etapa do processo correspondem a aproximadamente 92,0% e 91,0%, respectivamente.

O fluxograma das etapas de deslamagem pode ser visualizado na figura 3.3.

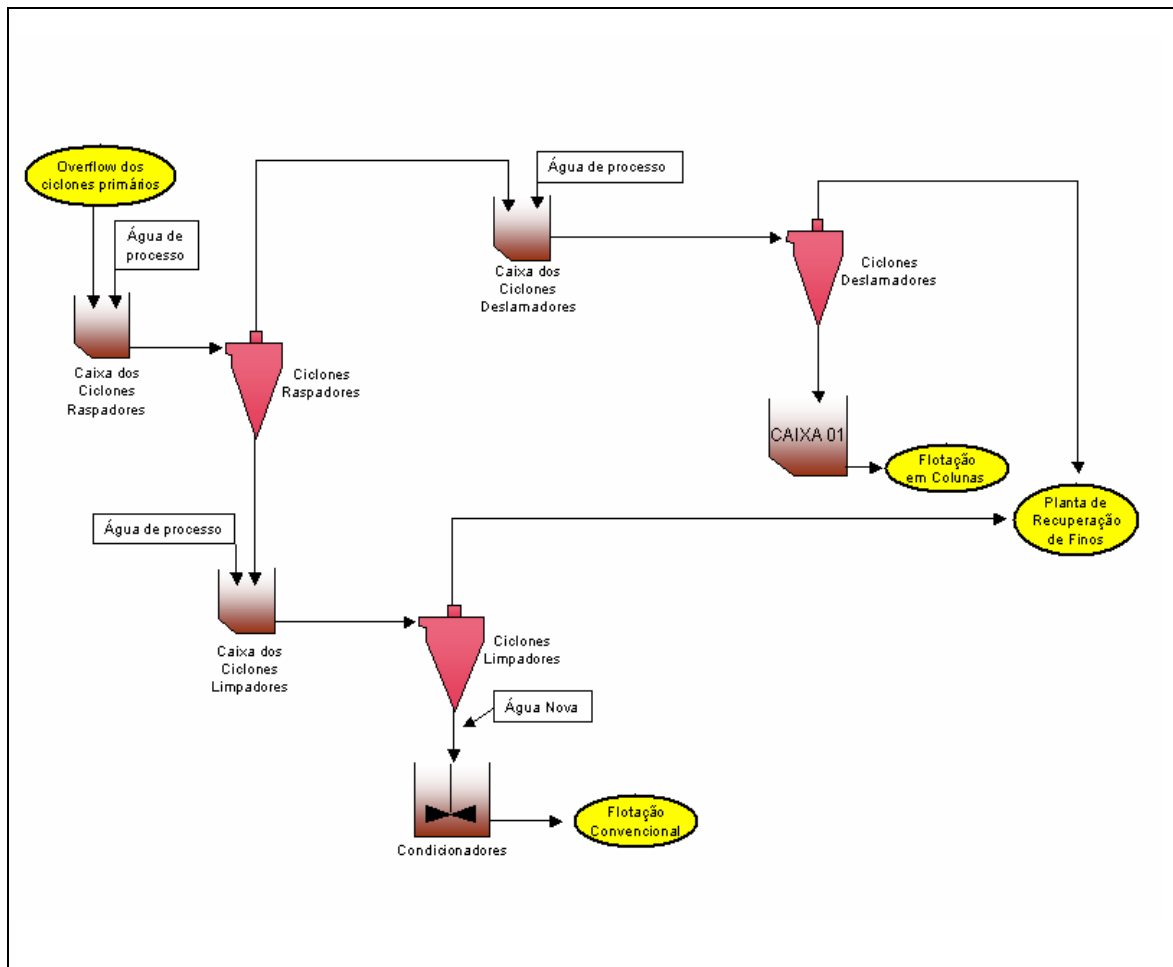


Figura 3.3 – Fluxograma da etapa de deslamagem.

3.4.4 – Condicionamento

O objetivo da etapa de condicionamento é propiciar condições favoráveis para a adsorção do amido na superfície dos minerais de ferro. O amido é utilizado como depressor desses minerais na flotação catiônica reversa.

O condicionamento é realizado em dois tanques, por linha, denominados condicionadores primário e secundário. Cada tanque possui um volume de $15,0\text{m}^3$. No tanque de condicionamento primário ocorre a adição de uma solução de amido, com concentração de 5,0% (p/v), previamente gelatinizada com uma solução de hidróxido de sódio, com concentração de 1,0% (p/v). A dosagem praticada varia entre 350,0g/t e 550,0g/t. O tempo de residência da polpa nos tanques é de aproximadamente 3,0 minutos.

Na saída do tanque de condicionamento secundário, adiciona-se uma solução de amina, com concentração de 3,5% (p/v), utilizada como coletor da sílica. Visando promover a adsorção da amina na superfície do quartzo mantém-se o pH no processo de flotação em torno de 10,0.

Após o condicionamento o minério alimenta as células de flotação convencional que correspondem à primeira etapa de concentração.

3.4.5 – Flotação convencional

O objetivo da etapa de flotação mecânica, denominada flotação convencional, é promover a primeira separação entre os minerais de ferro e a ganga.

A etapa de flotação convencional é realizada em quatro linhas paralelas e idênticas. Cada linha é constituída por 14 células, marca WEMCO, de 14,16m³ (500,0ft³) e divididas em etapas *rougher*, *cleaner*, *re-cleaner* e *scavenger*.

A flotação convencional se inicia no estágio *rougher*. O *underflow* desse estágio alimenta o estágio *cleaner*, enquanto o *overflow* alimenta o estágio *scavenger*.

No estágio *cleaner*, o *underflow* alimenta o estágio *re-cleaner* e o *overflow* alimenta, assim como o *overflow* do estágio *rougher*, o estágio *scavenger*.

O *overflow* do estágio *scavenger* é rejeito final da flotação convencional, com um teor de ferro aproximado de 12,0%, sendo descartado para a barragem de rejeito e o *underflow* (médios) retorna ao estágio *rougher*.

O *underflow* do estágio *re-cleaner* é o concentrado final da flotação convencional e o *overflow* (médios) retorna ao estágio *rougher*.

O concentrado dessa etapa, com um teor de sílica entre 3,0 e 6,0%, alimenta a primeira etapa da moagem secundária (moinhos secundários MS04, MS05 e MS06).

As recuperações em peso e de ferro para o concentrado da flotação convencional são de aproximadamente 67,0% e 92,0%, respectivamente.

O fluxograma das etapas de flotação convencional pode ser visualizado na figura 3.4.

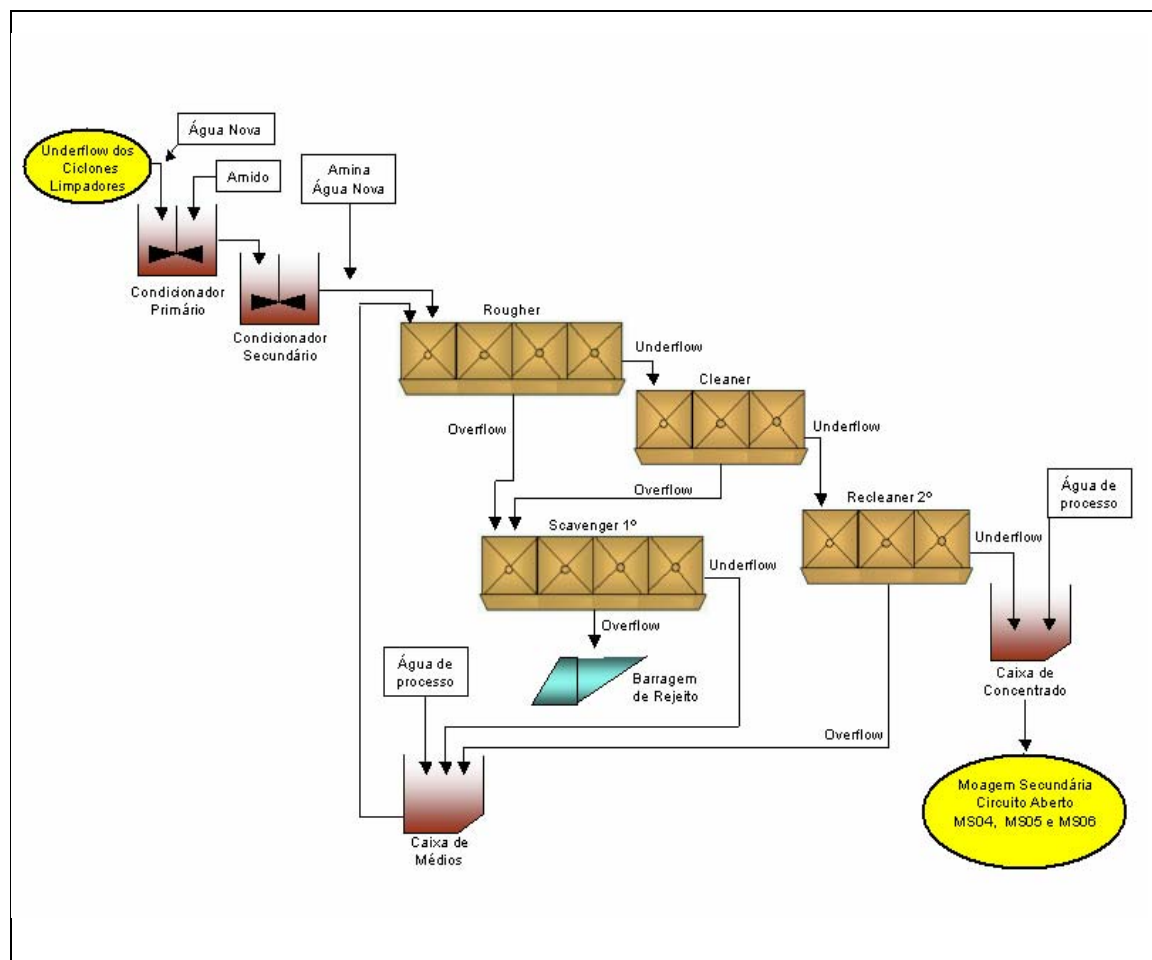


Figura 3.4 – Fluxograma das operações da flotação convencional.

3.4.6 – Primeira etapa da moagem secundária (moinhos secundários MS04, MS05 e MS06)

A primeira etapa da moagem secundária, constituída pelos moinhos MS04, MS05 e MS06, tem como objetivo adequar a granulometria do concentrado para as etapas subsequentes de flotação em células mecânicas de grande volume e em colunas.

Os moinhos que constituem essa etapa de moagem são moinhos de bolas, marca FULLER, com descarga por *overflow*, operando com 78,0 a 80,0% de sólidos em peso na polpa na alimentação, dimensões 17ftx34ft (5,18mx10,36m), com potência instalada de 4430kW e revestimento metálico. Cada moinho opera em circuito aberto com dez hidrociclones, da marca KREBS, de 10" (254,0mm) de diâmetro. Os moinhos

secundários denominados MS05 e MS06 operam a 13,9rpm (73,7% da velocidade crítica) e o moinho denominado MS04 a 13,4rpm (71,0% da velocidade crítica).

O concentrado da linha 01 da flotação convencional alimenta um distribuidor de polpa (DPS) que o transfere para as caixas de concentrado que alimentam os ciclones dos moinhos secundários MS04, MS05 e MS06, o concentrado da linha 02 a caixa de concentrado do moinho MS06, o concentrado da linha 03 alimenta a caixa de concentrado do moinho MS05 e o concentrado da linha 04 alimenta a caixa de concentrado do moinho MS04.

A partir das caixas de concentrado, a polpa de minério é bombeada para os ciclones secundários correspondentes aos moinhos MS04, MS05 e MS06.

O *underflow* desses ciclones alimenta os moinhos, enquanto o *overflow* é direcionado para as caixas 101 e 102 que alimentam a flotação em células mecânicas de grande volume.

A descarga dos moinhos, com uma granulometria de 65,0% a 70,0% menor que 325# (44,0 μ m), é direcionada a um distribuidor de polpa (DP13) que alimenta as peneiras de proteção da flotação em células mecânicas de grande volume, caracterizando uma operação em circuito aberto.

As peneiras de proteção removem partículas indesejáveis, como fragmentos de corpos moedores que possam acidentalmente cair nas caixas de descarga dos moinhos secundários.

O fluxograma do circuito dos moinhos secundários MS04, MS05 e MS06 pode ser visualizado na figura 3.5.

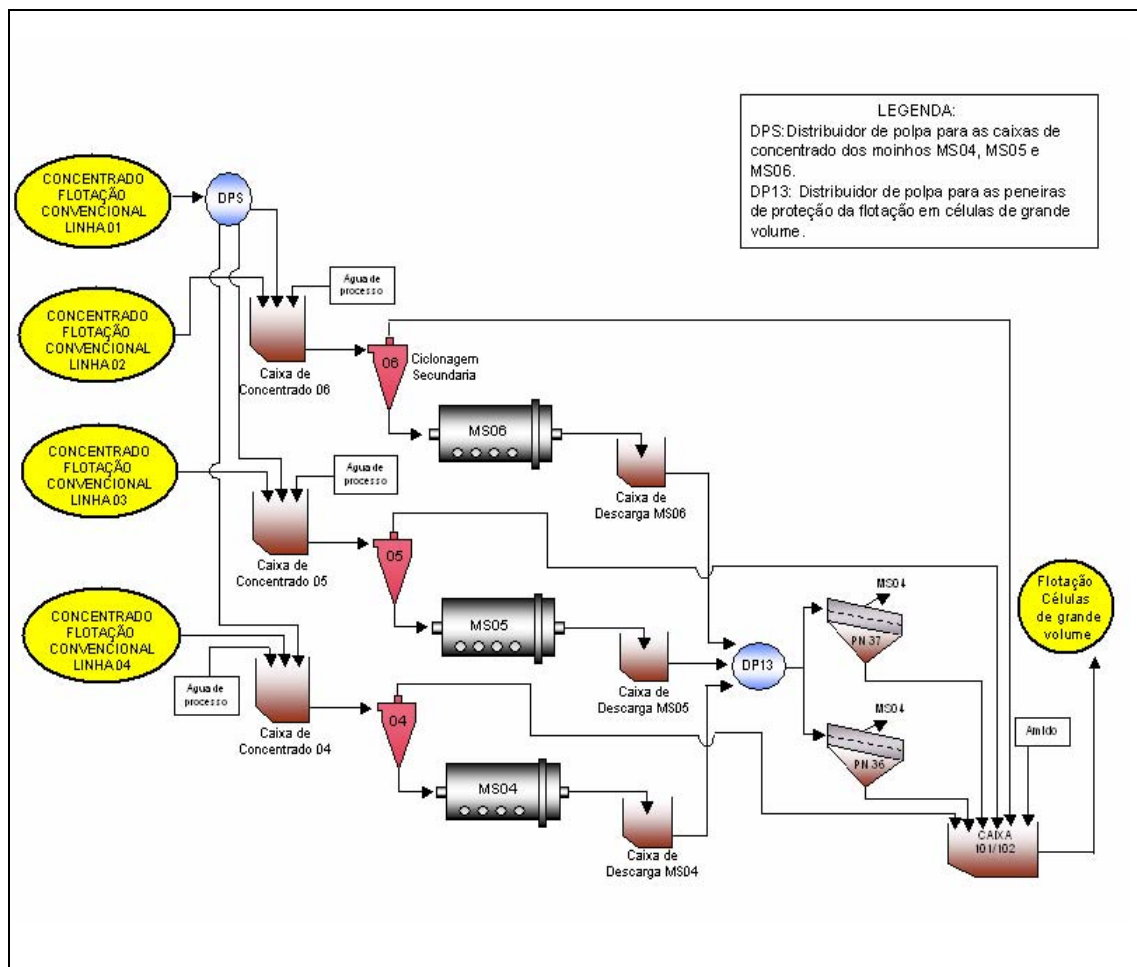


Figura 3.5 – Fluxograma do circuito dos moinhos secundários MS04, MS05 e MS06.

3.4.7 – Circuito de flotação em células mecânicas de grande volume

A etapa de flotação em células mecânicas de grande volume tem por objetivo promover, dentro do circuito de concentração, a segunda separação entre os minerais de ferro e a ganga.

Esse circuito é constituído por três tanques, com 160,0m³ cada um, fabricados pela OUTOKUMPU. São os maiores para o tratamento de minério de ferro no mundo. Esses tanques exercem as funções *rougher*, *cleaner* e *scavenger*. A partir de mudanças efetuadas no processo foi incorporada a esse circuito uma coluna de flotação de 11,0m de altura e 2,438m de diâmetro, denominada coluna 05.

A polpa de minério proveniente da primeira etapa da moagem secundária, que apresenta um teor de sílica entre 3,0 e 6,0%, alimenta o estágio *rougher* da flotação em células mecânicas de grande volume. O *underflow* alimenta o estágio *cleaner*, enquanto o *overflow* alimenta o estágio *scavenger*.

O *underflow* do estágio *cleaner* é o concentrado final dessa etapa de flotação, apresentando um teor de sílica aproximado de 2,0%, em campanhas *CLS*, e de 2,5% a 3,0% em campanhas *CNS*. Esse concentrado alimenta o segundo estágio da flotação em colunas, enquanto o *overflow* alimenta o estágio *scavenger*, assim como o *overflow* do estágio *rougher*.

No estágio *scavenger*, adiciona-se à polpa uma solução de amido, com concentração de 5,0% (p/v), previamente gelatinizada com uma solução de hidróxido de sódio, com concentração de 1,0% (p/v). O amido adicionado tem por objetivo manter a polpa em um pH aproximado de 10,0 a 10,5. O *overflow* desse estágio é rejeito final, apresentando um teor de ferro aproximado de 20,0%, e segue para a barragem de rejeitos, enquanto o *underflow* alimenta a coluna de flotação 05.

Na coluna de flotação 05, o *overflow* é descartado como rejeito final, enquanto o *underflow* é retorna ao estágio *rougher* da flotação em células mecânicas de grande volume.

As recuperações em peso e de ferro do concentrado desse circuito são de aproximadamente 92,0% e 95,0%, respectivamente.

O fluxograma das etapas de flotação em células de grande volume pode ser visualizado na figura 3.6.

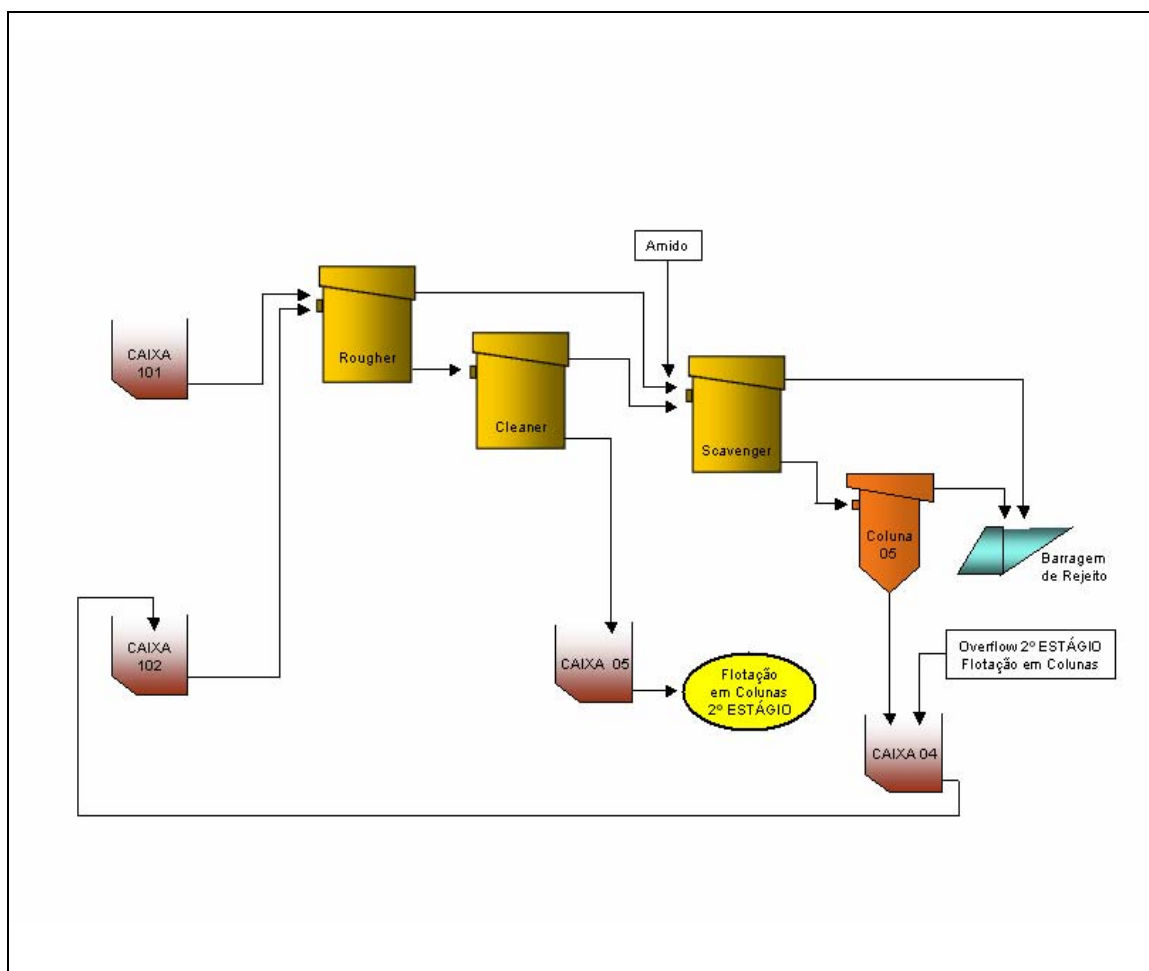


Figura 3.6 – Fluxograma da flotação em células mecânicas de grande volume.

3.4.8 – Circuito de flotação em colunas para o tratamento do *underflow* dos ciclones deslamadores e obtenção do concentrado final

Essa etapa tem por objetivo concentrar os minerais de ferro do *underflow* dos ciclones deslamadores.

O circuito de flotação em colunas para concentração do *underflow* da deslamagem é constituído por três colunas *rougher* (colunas 06, 07 e 08), retangulares, de 13,6m de altura e seção de 6,0mx3,0m, fabricada pela COMINCO, uma célula de flotação de grande volume (tanque), com 160,0m³, fabricada pela OUTOKUMPU e duas colunas *scavenger* (colunas 09 e 10), também retangulares, de 13,6m de altura e seção de 4,5mx3,0m, também fornecidas pela COMINCO.

Nesse circuito são adicionadas uma solução de amina, com concentração de 3,5% (p/v), na alimentação das colunas *rougher* e uma solução de amido com concentração de 5,0% (p/v) nas colunas *scavenger*, solução previamente gelatinizada com uma solução de hidróxido de sódio, com concentração de 1,0% (p/v). O pH da polpa na alimentação das colunas varia entre 10,0 e 10,5.

O primeiro estágio da flotação em colunas (*rougher*) é alimentado pelo *underflow* dos ciclones deslamadores com um teor de sílica de 38,0 a 40,0%. O *underflow* das colunas, já com cerca de 7,0% de sílica, alimenta a célula mecânica de flotação de grande volume a esse circuito incorporado, enquanto o *overflow* alimenta o estágio *scavenger* da flotação em colunas.

O *overflow* da célula mecânica de flotação de grande volume incorporada a esse circuito retorna à célula mecânica *rougher* de grande volume (tanque), enquanto o *underflow* dessa célula, com 2,0 a 3,0% de sílica, alimenta o segundo estágio da flotação em colunas (*re cleaner*).

O *underflow* do estágio *scavenger* é direcionado à planta de recuperação de finos e o *overflow* é rejeito final, com um teor de ferro aproximado de 12,0%, sendo direcionado para a barragem de rejeitos.

Para obtenção do concentrado final são utilizadas quatro colunas *re cleaner* (colunas 01, 02, 03 e 04) de 13,6m de altura e seção circular de 3,66m de diâmetro.

Nesse estágio da flotação em colunas, o *underflow*, com 1,06% de sílica em campanha *CLS* e com 1,68% de sílica em campanha *CNS*, é concentrado final e segue para alimentar a segunda etapa da moagem secundária (moinhos secundários MS01, MS02 e MS03). O *overflow* das colunas retorna ao estágio *rougher* do circuito de flotação em células mecânicas de flotação em grande volume.

As recuperações em peso e de ferro obtidas nesse circuito são de aproximadamente 94,0% e 98,0%, respectivamente.

O fluxograma das etapas do circuito de flotação em colunas pode ser visualizado na figura 3.7.

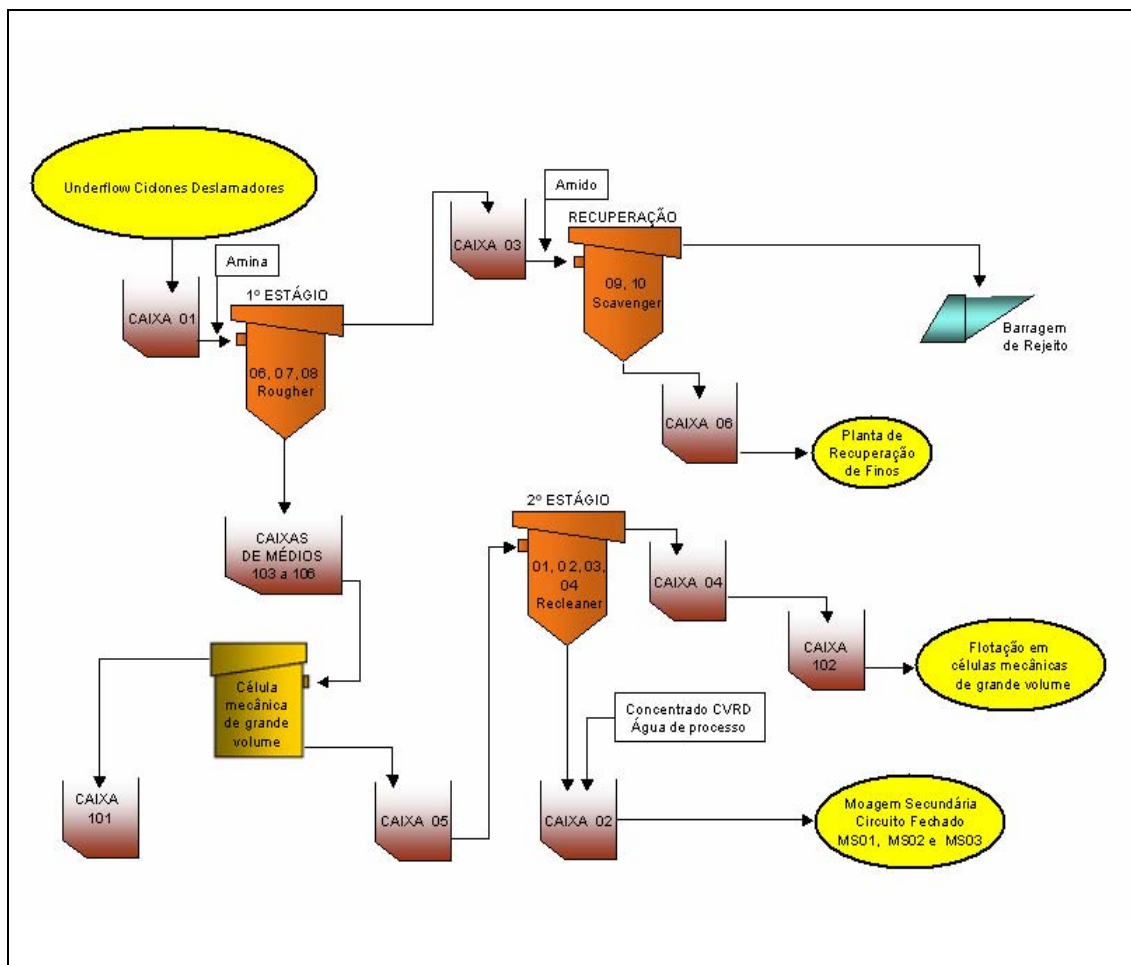


Figura 3.7 – Fluxograma das operações do circuito de flotação em colunas.

3.4.9 – Circuito da planta de recuperação de finos

Esse circuito tem como finalidade recuperar os finos presentes nas lamas ($-10,0\mu\text{m}$) da etapa de deslamagem e do *underflow* do estágio *scavenger* do circuito de flotação em colunas.

Esse circuito é composto por seis baterias contendo cada uma 60 ciclones, totalizando 360 ciclones, marca MOZLEY, de 4" (101,6mm) de diâmetro, e duas colunas de flotação, com seção retangular de 3,0mx4,0m com 12,0m de altura, fornecidas pela COMINCO.

Os finos da etapa de deslamagem são submetidos a uma etapa de classificação. O *underflow* desses ciclones e o *underflow* do estágio *scavenger* do circuito de flotação em

colunas são direcionados para um tanque de condicionamento de 40,0m³, enquanto o *overflow* é descartado como lama final e alimenta os espessadores de lama.

No tanque de condicionamento adiciona-se à polpa uma solução de amido, com concentração de 5,0% (p/v), previamente gelatinizada com uma solução de hidróxido de sódio, com concentração de 1,0% (p/v). Do condicionamento, a polpa é bombeada para alimentar uma coluna *rougher*, sendo adicionada na alimentação uma solução de amina, com concentração de 3,5% (p/v).

O *overflow* da coluna *rougher*, com um teor de ferro de aproximadamente 20,0%, é considerado rejeito final e é encaminhado para a barragem de rejeitos. O *underflow* da coluna *rougher* é bombeado para alimentar a coluna *cleaner*.

O *underflow* da coluna *cleaner* retorna para as caixas de concentrado para alimentar a primeira etapa de moagem secundária (moinhos secundários MS04, MS05 e MS06), enquanto o *overflow* retorna ao tanque de condicionamento de alimentação da coluna *rougher* dessa mesma etapa.

As recuperações em peso e de ferro do concentrado da planta de recuperação de finos são aproximadamente 42,0% e 70,0%, respectivamente.

O fluxograma das etapas de flotação de finos em colunas pode ser visualizado na figura 3.8.

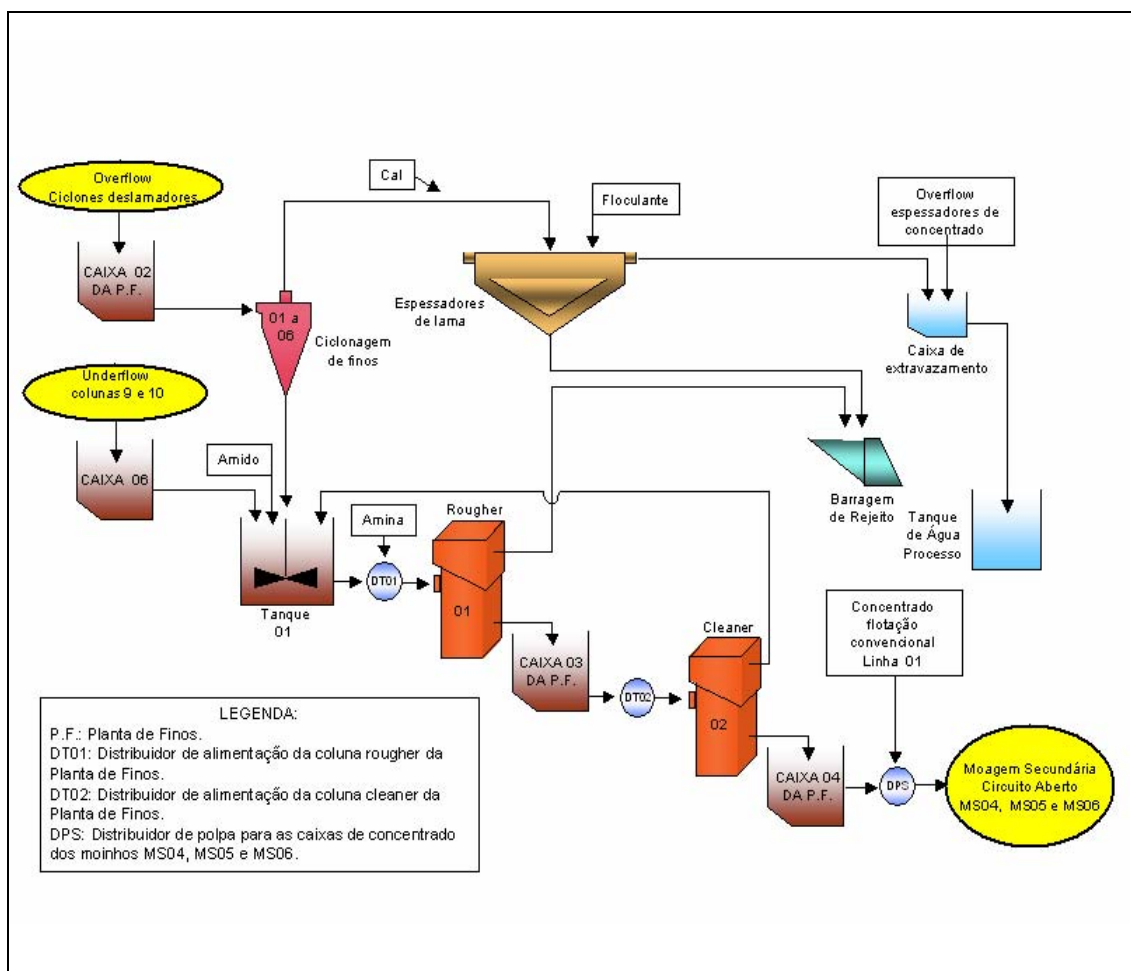


Figura 3.8 – Fluxograma da planta de recuperação de finos.

3.4.10 – Segunda etapa da moagem secundária (moinhos secundários MS01, MS02 e MS03)

A segunda etapa da moagem secundária, constituída pelos moinhos MS01, MS02 e MS03, tem como objetivo adequar a granulometria do concentrado final para as especificações necessárias aos processos subseqüentes de bombeamento por mineroduto e pelletização.

Os moinhos que constituem essa etapa de moagem são moinhos de bolas, marca FULLER, com descarga por *overflow*, operando com 76,0% a 77,0% de sólidos em peso na polpa na alimentação, dimensões 17ftx34ft (5,18mx10,36m), com potência instalada de 4430kW e revestimento metálico. Cada moinho opera a 13,4rpm (71,0% da velocidade crítica), em circuito fechado com 10 hidrociclones, marca KREBS, de 10" (254,0mm) de diâmetro, denominados ciclones secundários.

O concentrado obtido no segundo estágio do circuito de flotação em colunas, que é o concentrado com as especificações químicas finais, e o concentrado bombeado das instalações da CVRD, em um pequeno mineroduto, alimentam três baterias de hidrociclones, num total de 46 ciclones, marca KREBS, de 10" (254,0mm) de diâmetro, denominados ciclones da dupla classificação, ou reciclonagem. O *overflow* dos ciclones da dupla classificação é produto final, sendo direcionado para um divisor de polpa (DP12) para alimentar as peneiras de proteção do mineroduto, seguindo posteriormente para os espessadores de concentrado. O *underflow* desses ciclones é direcionado para o divisor de polpa (DP102) de alimentação das caixas de concentrado correspondentes aos ciclones secundários dos moinhos MS01, MS02 e MS03.

O *underflow* dos ciclones secundários é direcionado aos moinhos MS01, MS02 e MS03, cujas descargas retornam para alimentar os ciclones secundários, caracterizando um circuito fechado. O *overflow* desses ciclones é produto final e segue para os espessadores de concentrado após passar por peneiras de proteção do mineroduto.

As peneiras de proteção do mineroduto têm a função de remover partículas maiores que 2,0mm contidas na polpa e que tenham sido direcionadas ao concentrado indevidamente.

As especificações do concentrado final podem ser visualizadas na tabela 3.1, mostrada anteriormente.

Na figura 3.9 está representado o fluxograma do circuito da segunda etapa de moagem secundária.

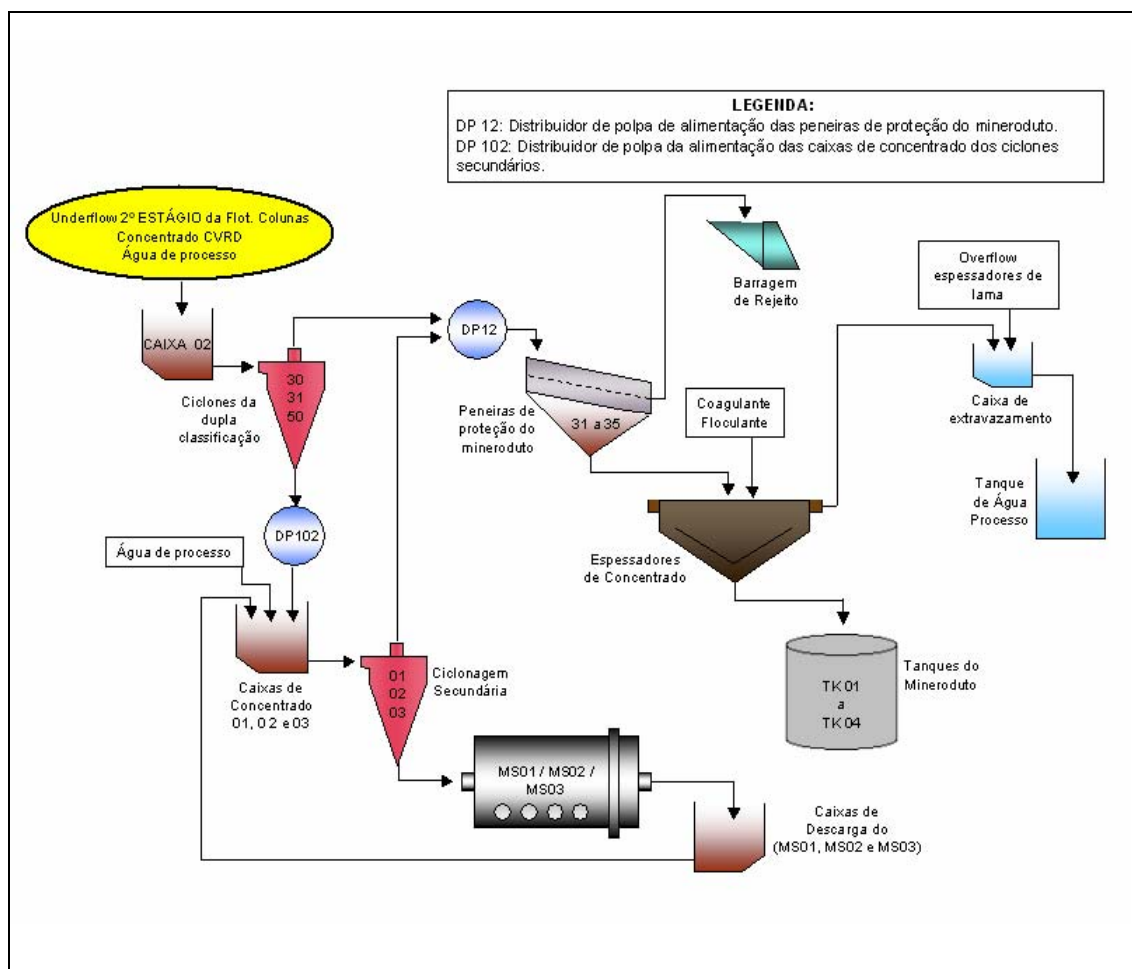


Figura 3.9 – Fluxograma do circuito da segunda etapa de moagem secundária.

3.4.11 – Espessamento do concentrado

Essa etapa do processo tem como objetivo adequar o percentual de sólidos na polpa para o transporte por mineroduto e permitir, também, a reutilização de parte da água.

O espessamento do concentrado é realizado por dois espessadores, ambos de 41,0m de diâmetro e capacidade nominal de alimentação de 1800,0t/h, fabricados pela EIMCO.

O concentrado final alimenta os espessadores de concentrado com um percentual médio de 35,0% de sólidos em peso. Adicionam-se na alimentação dos espessadores o *floerger flonex 9031*, como flocculante, fabricado pela CIBA, e o *super flocc c-577*, como coagulante, fabricado pela CYTEC.

Após o espessamento, a polpa é transferida aos tanques do mineroduto com 71,0% de sólidos em peso, aproximadamente. O *overflow* dos espessadores de concentrado constitui a água de recirculação do processo. Essa água é direcionada para a caixa de extravasamento que abastece o tanque de água de processo.

3.4.12 – Espessamento das lamas

Essa etapa do processo tem como objetivo recuperar a água que está sendo descartada na lama.

O espessamento das lamas é realizado em dois espessadores, um de 72,0m e o outro de 59,0m de diâmetro, fabricados pela EIMCO.

O *overflow* dos ciclones do circuito da planta de recuperação de finos é direcionado para os espessadores de lama. Adicionam-se na alimentação dos espessadores o *floerger flonex* 9076, como floculante, fabricado pela CIBA, e a cal como coagulante, fornecida pelas empresas BELOCAL, COOPROCAL, EIMCAL, entre outras. A água recuperada no *overflow* é direcionada para a caixa de extravasamento que abastece o tanque de água de processo. O *underflow* é destinado para a barragem de rejeito, com percentual entre 30,0 e 35,0% de sólidos em peso.

Todo o concentrado produzido é transportado, em forma de polpa, por meio de um mineroduto de 396,0km que interliga as unidades de Germano e de Ponta de Ubu. O concentrado é bombeado a uma velocidade aproximada de 5,5km/h perfazendo um total de três dias de transporte. Na unidade de Ponta de Ubu o material é submetido às etapas de filtragem e pelotização.

CAPÍTULO 4 – Revisão bibliográfica

Nesse capítulo é apresentada uma revisão da literatura relativa aos tópicos pertinentes ao presente estudo. Serão comentados alguns trabalhos já realizados sobre recuperação de amina descartada do processo de flotação catiônica reversa de minérios de ferro, assunto que representa a linha central desta pesquisa, e serão revisados alguns aspectos gerais sobre a flotação catiônica reversa.

4.1 – Minério de ferro

O ferro é o quarto elemento mais abundante da crosta terrestre, depois do oxigênio, silício e alumínio. Sua concentração geoquímica na litosfera é de 4,2%. É muito raro encontrá-lo em sua forma nativa, ocorrendo somente em alguns basaltos e meteoritos. Cerca de 300 minerais têm o ferro como componente essencial, mas somente os óxidos e hidróxidos apresentam grandes concentrações (WALDE, 1986). Destacam-se como minerais-minério de ferro a hematita (Fe_2O_3), a magnetita (Fe_3O_4), a goethita ($\text{FeO}\cdot\text{OH}$), a siderita (FeCO_3) e a chamosita ($3\text{FeO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot 3\text{H}_2\text{O}$).

O ferro foi um dos primeiros metais utilizados pelo homem, conhecido desde 4000 a.C. na civilização egípcia, mas só se tornou importante a partir de 800 a.C., época em que o ferro era obtido pela redução dos óxidos com carvão vegetal em pequenos fornos (ALECRIM, 1982).

Segundo ABREU (1973), os fatores que deram ao ferro a supremacia que este hoje desfruta foram:

- a substituição do carvão de madeira pelo coque mineral permitindo expandir grandemente a sua fabricação;
- a descoberta dos processos de transformação do ferro gusa em aço;
- o conhecimento das propriedades magnéticas do ferro e a descoberta de Oersted sobre os fenômenos eletromagnéticos, princípios em que se fundamentam a construção de dínamos e motores elétricos;
- a descoberta de Robert Hadfield sobre a melhoria das propriedades do aço com a adição substancial de manganês, fato que deu origem à era dos “aços especiais”.

A mineralogia do minério, os teores de ferro, a estrutura e a textura das rochas que contêm o mineral-minério, a paragênese e os diversos aspectos geológicos são fatores determinantes para o sucesso econômico dos empreendimentos de empresas mineradoras (PINHEIRO, 2000).

O minério de ferro pode ser comercializado como minério bruto e/ou beneficiado. O minério bruto é comercializado na forma de granulados e o beneficiado como *pellets*, *sinter feed* e *sinter* (LAMOSO, 2001).

Estima-se que os recursos mundiais de minério de ferro excedam a 800 bilhões de toneladas, com mais de 230 bilhões de toneladas de ferro contido (KIRK, 2003).

Os estados brasileiros que detêm as maiores reservas são: Minas Gerais, Pará e Mato Grosso do Sul (DE SOUZA et al., 2002).

4.2 – Concentração mineral

A separação dos minerais úteis dos minerais constituintes da ganga, também chamada de concentração, se processa através da exploração de propriedades diferenciadoras, físicas ou físico-químicas específicas dos minerais. As propriedades mais comumente utilizadas, uma vez que os minerais estejam fisicamente liberados, podem ser resumidas como sendo: a cor, o peso específico, a forma, o tamanho, a susceptibilidade magnética e as características de superfície (VIEIRA, 1995).

A concentração de minerais requer três condições básicas: liberabilidade, diferenciabilidade e separabilidade dinâmica. A liberação dos grãos dos diferentes minerais é obtida através de operações de fragmentação (britagem e moagem) intercaladas com etapas de separação por tamanho. A separabilidade dinâmica está diretamente ligada aos equipamentos empregados. A diferenciabilidade entre as espécies presentes é a base da seletividade do método (PERES, 2002).

Os métodos de concentração podem ser divididos em: métodos densitários ou gravíticos, métodos magnéticos, métodos elétricos, flotação e outros métodos.

Ao se submeter as espécies minerais a um processo de separação, obtêm-se, nos procedimentos mais simples, um concentrado e um rejeito (DA LUZ & LINS, 2002).

Entre os métodos de concentração acima citados, merecerá destaque neste trabalho a concentração por flotação.

4.3 – Concentração por flotação

4.3.1 – Aspectos históricos

As primeiras patentes relacionadas ao processo surgiram no século XIX. Em 1860 na Inglaterra, Hayness patenteou a flotação em óleo (*bulk oil flotation*). Entretanto, esse processo não teve aplicação industrial imediata na época.

Em 1905, a empresa *Minerals Flotation*, na Austrália, foi capaz de tratar mais de um milhão de toneladas de minério de chumbo e zinco da *Broken Hill* utilizando a concentração por flotação. Essa possibilidade de tratamento de uma grande massa de minério pode ser entendida como uma das principais vantagens do método.

O processo chegou aos EUA em 1911. Inicialmente as empresas americanas de mineração utilizavam a flotação para recuperar os rejeitos finos da separação gravítica. A flotação, desse modo, permitia um considerável aumento de recuperação. Com o passar do tempo, os processos de flotação passaram a substituir quase que completamente os métodos gravíticos na recuperação de minerais metálicos.

No Brasil, o método surgiu nos anos cinquenta, sendo utilizado primeiramente no tratamento de minério de chumbo, na cidade de Panelas, próxima à divisa do Paraná com São Paulo (DE ARAUJO & PERES, 1995). Nos anos sessenta, após o *start-up* do Concentrador de minério fosfático da Serrana, o número de Concentradores cresceu rapidamente.

Atualmente no Brasil utiliza-se o método de flotação para o tratamento de minerais de ferro, fosfato, nióbio, ouro, cobre, zinco oxidado, chumbo-zinco, grafita, carvão, potássio, níquel, fluorita, magnesita, feldspato, barita, talco, tungstênio e resíduo hidrometalúrgico contendo prata.

DOS REIS (2005) relata que a primeira operação de concentração de minério de ferro por flotação direta foi na mina de *Humboldt, Michigan, EUA*, pertencente à *Cleveland Cliffs Iron Company*. Essa mina atualmente encontra-se desativada.

A concentração de minérios de ferro de baixo teor iniciou-se com a flotação aniônica direta dos minerais de ferro, usando-se sulfonato de petróleo em conjunto com óleo combustível, ácidos graxos e hidroxamatos como coletores. Esse método é pouco utilizado atualmente, tendo sido substituído, com sucesso, pela flotação catiônica reversa, a partir dos anos sessenta (HOUOT, 1983).

No Brasil, a flotação de minério de ferro surgiu na SAMARCO, em 1977. As células mecânicas originais WEMCO estão sendo utilizadas desde o início das operações. Após a exaustão do minério itabirítico da mina de Germano, em 1991, foram acrescentadas ao processo as colunas de flotação COMINCO. Na expansão, ocorrida em 1997, quando a produção da SAMARCO passou de 9,4 para 13,3 milhões de toneladas de concentrado por ano, foram acrescentados novos estágios de colunas de flotação, também fornecidas pela COMINCO, hoje CPT.

Em 2005, a SAMARCO expandiu ainda mais o seu volume de flotação com a incorporação no seu processo de quatro células mecânicas de grande volume. Essas células foram fornecidas pela empresa OUTOKUMPU e são as maiores do Brasil aplicadas ao tratamento do minério de ferro, com 160m³ cada uma. O início de operação ocorreu no mês de junho de 2005. A expectativa é de se elevar a produção de 15,5 milhões para 16,5 milhões de toneladas de concentrado de minério de ferro por ano.

4.3.2 – Aspectos teóricos

A flotação é um processo de separação que utiliza as diferentes características de superfície dos minerais. Nesse método, as partículas minerais sólidas heterogêneas são imersas num meio fluido, usualmente a água, pelo qual se faz passar um fluxo gasoso, usualmente o ar.

A seletividade do processo de flotação se baseia no fato de que a superfície (em vez de superfície se deve falar em interface sólido/líquido) de diferentes espécies minerais pode apresentar diferentes graus de hidrofobicidade. O conceito de hidrofobicidade de uma

partícula está associado à “molhabilidade” da partícula pela água, ou seja, partículas mais hidrofóbicas são menos ávidas por água.

A separação entre partículas naturalmente hidrofóbicas e partículas naturalmente hidrofílicas é teoricamente possível fazendo-se passar um fluxo de ar através de uma suspensão aquosa contendo as duas espécies. As partículas hidrofóbicas seriam carregadas pelo ar e aquelas hidrofílicas permaneceriam em suspensão.

Em termos de minério a ser tratado, a flotação apresenta enorme flexibilidade. No limite superior encontram-se carvões com teores de 80,0% de carbono e magnesita com conteúdo em $MgCO_3$ acima de 90,0%. No outro extremo situam-se os minérios de cobre de origem porfirítica dos quais pode ser recuperado molibdênio, sob a forma de molibdenita, com teores da ordem de 0,02% (PERES, 2002).

A faixa granulométrica das partículas está usualmente entre 1,0mm (carvões) e $5,0\mu m$ no caso de oxi-minerais (PERES, 2002). No caso específico do minério de ferro, a faixa granulométrica está compreendida entre 10,0 a $250,0\mu m$ (HOUOT, 1983).

A flotação catiônica reversa é o método mais largamente aplicado na concentração de minérios de ferro de baixo teor.

DE ARAUJO & PERES (1995) destacam que a probabilidade de ocorrer a flotação de uma dada partícula mineral é descrita como sendo um produto de três probabilidades individuais, conforme mostrado na equação a seguir:

$$P = P_A * P_C * (1 - P_D)$$

Onde:

P = probabilidade de flotação;

P_a = probabilidade de adesão entre partículas hidrofóbicas e bolhas de ar;

P_c = probabilidade de colisão bolha-partícula;

P_d = probabilidade do rompimento bolha-partícula.

A probabilidade de adesão (P_a) está diretamente relacionada ao ambiente químico predominante em um dado sistema de flotação, isto é, essa probabilidade poderá ser influenciada pela mineralogia, reagentes e condições da polpa, sendo controlada predominantemente pelas forças superficiais.

A probabilidade de colisão (P_c) é especialmente influenciada pelo tamanho da partícula, da bolha e pela turbulência do sistema.

As outras duas probabilidades são governadas pela hidrodinâmica do sistema de flotação.

O pH ótimo para o processo de flotação está na faixa de 9,5 a 10,5, em que a superfície do quartzo é altamente negativa e incide a maior diferença das cargas superficiais entre a hematita e o quartzo (NUMELA E IWASAKI, 1986). Na figura 4.1 pode-se visualizar o potencial zeta da hematita e do quartzo em diferentes valores de pH.

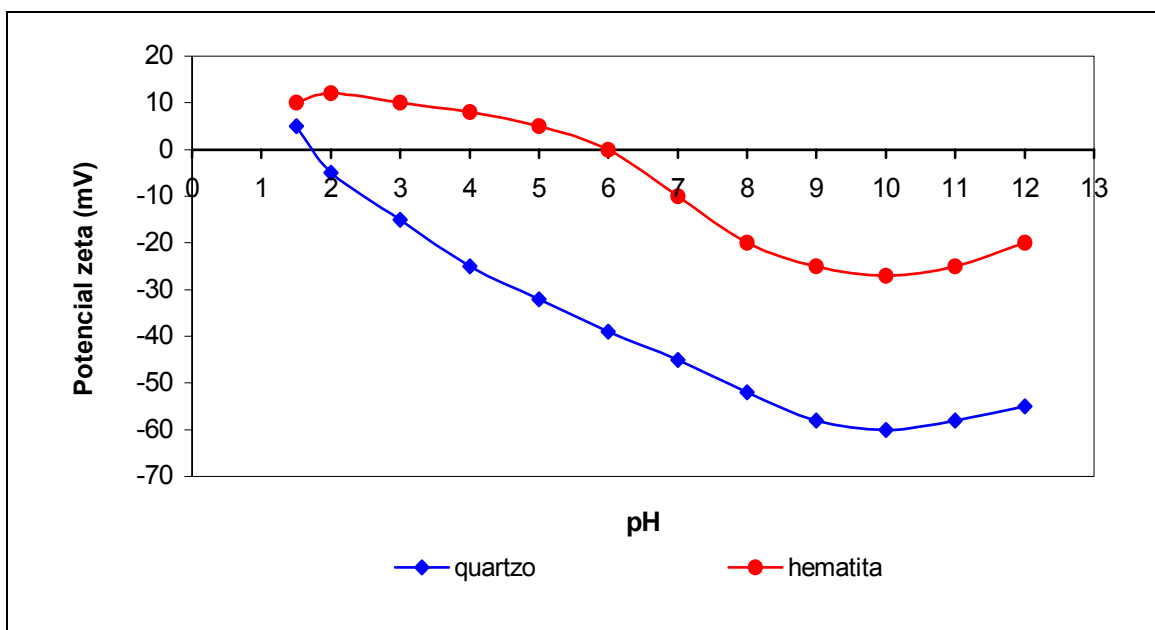


Figura 4.1 – Potencial zeta do quartzo e da hematita em função do pH (VIEIRA, 1995).

Como pôde ser visto na figura 4.1, na faixa de pH de 9,5 a 10,5 incide a maior diferença entre as cargas superficiais da hematita e do quartzo. Entretanto, essas diferenças não

são suficientes para uma flotação seletiva, tornando-se necessária a adição de reagentes.

4.4 – Reagentes utilizados na flotação catiônica reversa de minério de ferro

Reagentes de flotação são compostos orgânicos e inorgânicos adicionados com o objetivo de controle das características das interfaces envolvidas no processo. De acordo com sua função específica em um sistema de flotação, os reagentes podem ser divididos em coletores, espumantes e modificadores ou reguladores (PERES, 2002).

No caso da flotação catiônica reversa de minério de ferro utiliza-se como depressor o amido de milho ou mandioca e como coletor a amina.

4.4.1 – Amido

O amido pode ser encontrado em várias frutas, tubérculos, raízes e sementes. São possíveis a utilização de amido extraído de milho, mandioca, batata, trigo, arroz, babaçu e outras fontes (VIEIRA, 1995).

O amido de milho é usado na flotação de minério de ferro no Brasil desde 1978. O nome comercial do produto era *Collamil*, consistindo de um pó muito fino e de elevada pureza. Era o chamado amido convencional. Por razões comerciais, as empresas iniciaram em 1984 a busca por amidos alternativos, os chamados amidos não-convencionais (MONTE & PERES, 2002).

VIANA & SOUZA (1985) realizaram testes, inicialmente em escala de bancada, e posteriormente em escala industrial, comparando o amido convencional (*Collamil*) com amido não-convencional (*gritz*). O preço do amido não convencional era equivalente à metade do preço do amido convencional. Os testes realizados mostraram que o *gritz* manteve a recuperação de ferro e a qualidade do concentrado, sendo plenamente adequado ao processo de flotação da SAMARCO.

Os amidos não modificados são insolúveis em água fria e seu emprego como reagente de flotação depende da utilização de um processo de gelatinização que se baseia na

capacidade que os grânulos de amido têm de absorver água quando molhados ou expostos à umidade.

O amido de milho pode ser gelatinizado por efeito térmico ou por adição de soda cáustica, sendo que o processo de gelatinização por soda cáustica é, atualmente, o único aplicado industrialmente no Brasil.

A gelatinização por efeito térmico consiste no aquecimento de uma suspensão de amido em água a uma temperatura maior que 56,0°C que permita o enfraquecimento das pontes de hidrogênio intergranulares e, como consequência, o inchamento dos grânulos, tornando-o solúvel (MONTE & PERES, 2002).

O processo de gelatinização por soda cáustica consiste na absorção de parte do álcali da solução diluída de hidróxido de sódio pelas moléculas da suspensão do amido. As principais variáveis do processo são o nível de adição de soda cáustica e o tempo de gelatinização (VIEIRA, 1995).

O hidróxido de sódio (NaOH), utilizado na gelatinização do amido, libera o ânion OH^- , designado por oxidrila ou hidroxila, por dissociação iônica. O hidróxido de sódio possui apenas uma oxidrila (OH^-), portanto, é uma monobase. Devido ao seu grau de ionização, que é praticamente 100,0%, é classificado como uma base forte e, quanto à sua solubilidade em água, é classificado como solúvel.

No processo da SAMARCO, além de sua utilização na gelatinização do amido, o hidróxido de sódio também é utilizado na etapa de deslamagem do minério de ferro, visando tornar a operação dos hidrociclones mais eficaz. Com a adição do hidróxido, controla-se o pH da polpa de forma a atingir-se uma boa dispersão das suas espécies constituintes (CARVALHO, 2003).

4.4.2 – Aminas

A primeira aplicação de aminas graxas como agente de flotação de minérios deu-se em 1939, na mina de *Carlsbald*, no estado do Novo México – EUA, na separação de silvita (KCl) e halita (NaCl). O sucesso desse novo coletor se disseminou rapidamente e, em

pouco tempo, quase todas as minas de potássio da América do Norte haviam convertido seus processos de concentração para o uso de aminas graxas (NEDER, 2005).

Amina graxa é definida por NOSTRAND (1977) como sendo um composto derivado da amônia, de cadeia linear, sendo constituída por um número par de carbonos, variando de 8 a 22 átomos de carbono, sendo que as matérias-primas principais são óleos ou gorduras.

Devido à dupla natureza em sua constituição, ou seja, possuir um grupo polar e outro apolar, a amina possui o caráter de ambas as espécies (caráter anfipático). O grupo apolar não possui um dipolo permanente e representa a porção hidrofóbica da molécula, constituída geralmente por hidrocarbonetos. O grupo polar possui um momento de dipolo permanente e representa a porção hidrofílica da molécula (PERES, 2002).

RIBEIRO (2006) modelou a superfície equipotencial de uma éter-dodecil-diamina. A figura 4.2 ilustra esse modelo. As cores ajudam a visualização da densidade dos elétrons ao longo da estrutura. Quanto mais pronunciado o tom vermelho, maior a densidade de elétrons. A extremidade à direita possui caráter polar e a extremidade à esquerda corresponde à parte apolar. Deve-se ressaltar a importância do oxigênio como heteroátomo.

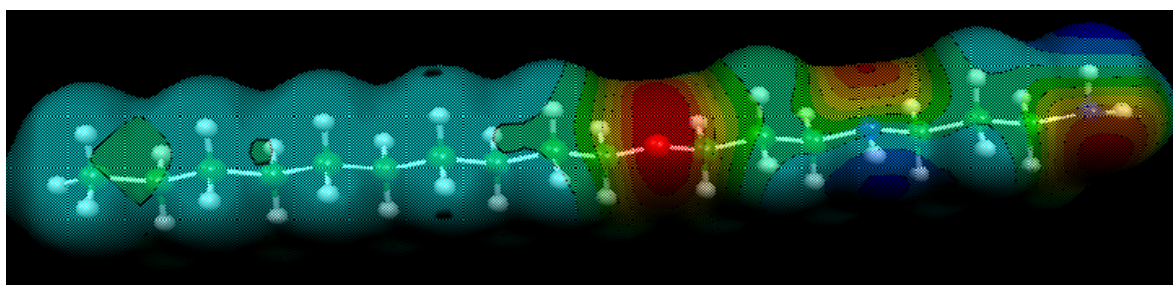


Figura 4.2 – Superfície equipotencial da éter-dodecil-diamina (Laboratório de modelamento e simulação computacional do Departamento de Física da UFOP).

Os reagentes com duplo caráter, como citados acima, são designados surfatantes. COELHO et al. (1980) relatam que os surfatantes exercem dois papéis principais na flotação. Primeiro, ao se adsorverem na interface sólido/líquido, tornam hidrofóbica a

superfície de certos minerais, agindo assim como coletores. O segundo papel é influir na cinética da ligação bolha/mineral, agindo como espumante.

Na flotação catiônica da sílica com aminas, a polpa está em elevada faixa de pH (entre 9,5 e 10,5), ou seja, em um ambiente alcalino rico em íons OH^- . Esse ambiente alcalino governa as propriedades de dissociação e hidrólise desse grupo das aminas, dando-lhes características de coletores e espumantes.

4.4.2.1 – Processo de fabricação

A parte graxa das aminas (cadeia carbônica longa) tem origem nos óleos e gorduras, encontrados na natureza sob a forma de triglicerídeo. A figura 4.3 mostra a estrutura de um triglicerídeo.

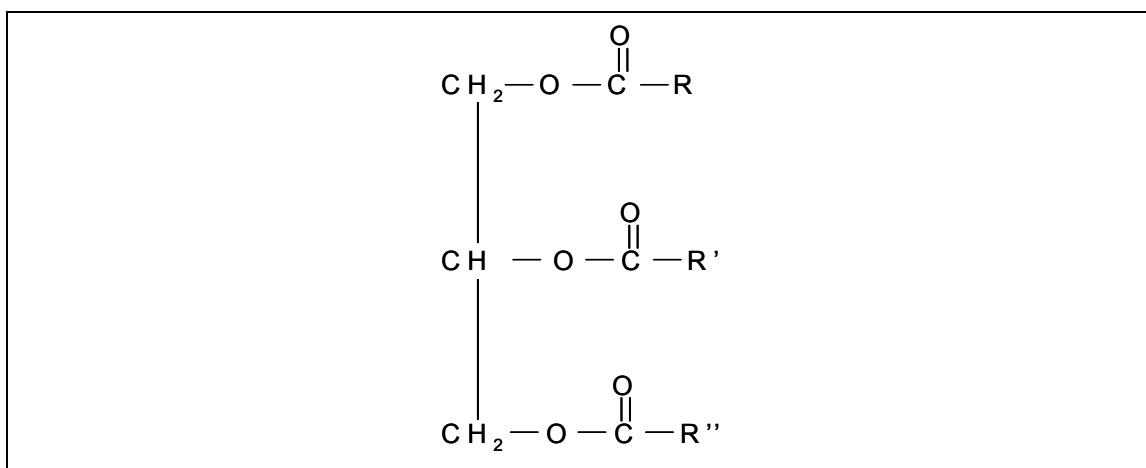


Figura 4.3 – Estrutura de um triglicerídeo (NEDER, 2005).

A partir da molécula do triglicerídeo é possível obter ácidos graxos e álcoois graxos. O ácido é obtido pela reação do triglicerídeo com a água enquanto o álcool é oriundo da reação do triglicerídeo com o metanol ou hidróxido de sódio. A estrutura de um triglicerídeo reagindo com o metanol está representada na figura 4.4.

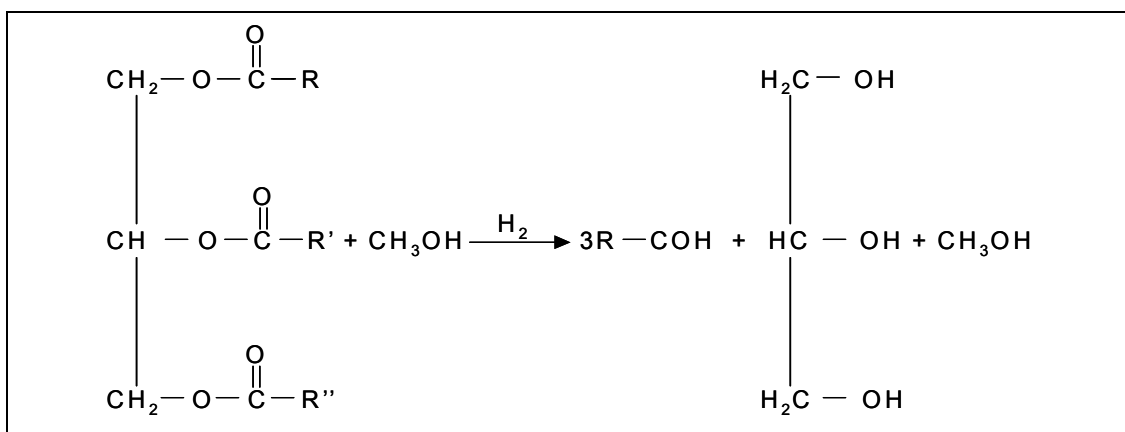


Figura 4.4 – Estrutura de um triglicerídeo reagindo com o metanol (NEDER, 2005).

O radical de álcool graxo geralmente é constituído por 10 ou 12 átomos de carbono, sendo mais comum 12 átomos. Essa cadeia tem que ser, obrigatoriamente, sem dupla ligação e linear. Portanto, os óleos láurico ou cáprico (presentes no coco e na semente de palma) são os mais utilizados.

As éter-monoaminas empregadas na flotação reversa de minério de ferro são obtidas através de reações químicas tendo como insumo os álcoois graxos. O emprego de éter-monoaminas na flotação é devido, principalmente, à presença da ligação covalente C-O. Esse grupo hidrofílico aumenta a solubilidade do reagente, facilitando o seu acesso às interfaces sólido-líquido e líquido-gás, aumenta a elasticidade do filme líquido que circunda as bolhas e também afeta o momento de dipolo da terminação, reduzindo o tempo de relaxação dielétrica principal (tempo para re-orientação dos dipolos). Esse aspecto é relevante para a função espumante da amina (PERES et al., 2004).

Segundo NEDER (2005), as éter-monoaminas são obtidas em duas etapas a partir da reação de um álcool graxo com a acrilonitrila, conforme a reação de adição ilustrada na figura 4.5.

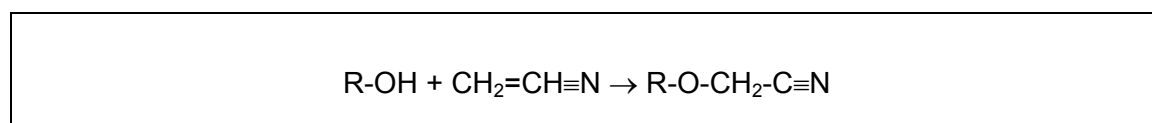


Figura 4.5 – Reação de adição do álcool graxo com a acrilonitrila (NEDER, 2005).

Posteriormente, o produto dessa reação, chamada de éter-nitrila, será hidrogenado cataliticamente a alta pressão, conforme a equação ilustrada na figura 4.6.

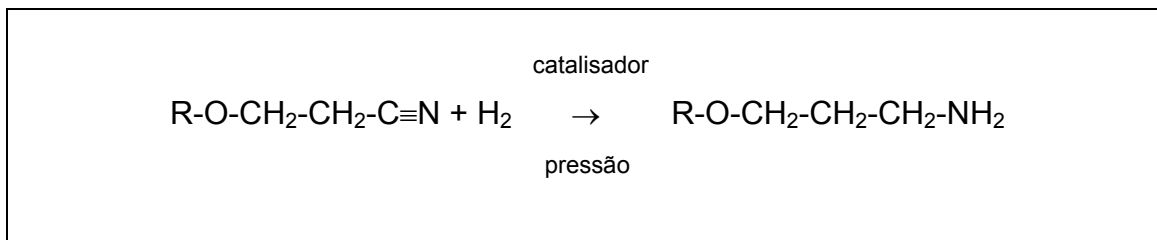


Figura 4.6 – Hidrogenação catalítica de éter-nitrila (NEDER, 2005).

As éter-diaminas são fruto da reação das éter-monoaminas com a molécula de acrilonitrila, formando uma éter-nitrila, posteriormente hidrogenada cataliticamente a alta pressão, conforme reações ilustradas na figura 4.7.

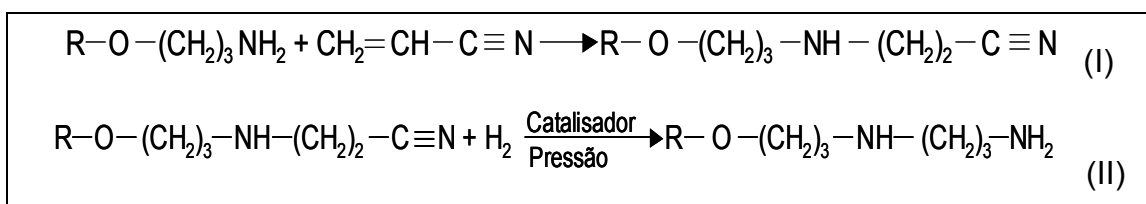


Figura 4.7 – (I): Reação de éter-monoamina com acrilonitrila.

(II): Hidrogenação catalítica de éter-monoamina (NEDER, 2005).

O resumo da rota de produção da éter-monoamina e da éter-diamina pode ser visto na figura 4.8.

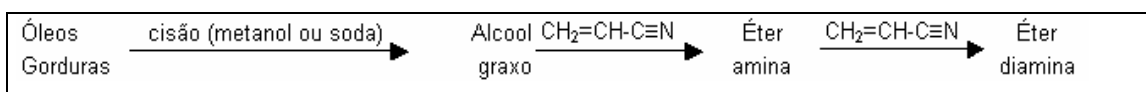


Figura 4.8 – Rota de produção de éter-monoamina e éter-diamina (NEDER, 2005).

4.4.2.2 – Controle de especificação da amina

Segundo NEDER (2005), a determinação do valor total de amina (TAV) é uma forma de expressar o teor desse composto presente em certa amostra de amina. O TAV é obtido por titulação de uma massa definida do derivado de amina com uma solução de um ácido forte (ácido clorídrico, por exemplo). Nessa operação determina-se a quantidade

de ácido necessária para neutralizar um grama do derivado de amina, cuja grandeza é expressa em mgKOH/g.

Segundo NEDER (2005), a determinação do valor ácido (*AV*) é uma forma de expressar o teor de ácido presente na amostra de derivado de amina, após a sua neutralização. Sua determinação acontece de forma análoga ao *TAV*. A diferença é que a amostra de derivado de amina neutralizada é titulada com uma solução de base forte, como o hidróxido de sódio ou de potássio, em que se determina a quantidade de base necessária para neutralizar o ácido presente em um grama de amostra, cuja grandeza também é expressa em mgKOH/g

A NORMA INTERNA SAMARCO (2005) estabelece procedimentos para o recebimento da amina e a NORMA INTERNA SAMARCO (2004) estabelece as especificações para éter-monoamina e para éter-diamina. Toda amina recebida deverá estar com valor de *TAV* superior a 200mgKOH/g.

Valores baixos de *TAV*, no caso da éter-monoamina e da éter-diamina, podem indicar a presença em excesso de nitrilas ou álcool graxo (NEDER, 2005).

A éter-monoamina e a éter-diamina são insolúveis em água. Suas propriedades catiônicas somente se expressarão quando esses compostos puderem se ionizar em meio aquoso, por isso, ambas são comercializadas na forma de acetato. O valor ácido (*AV*) é uma forma de expressar o teor de ácido acético presente na amostra de derivado de amina após sua neutralização (NEDER, 2005).

As aminas apresentam suas propriedades tensoativas somente quando estão ionizadas. Como a constante de ionização desses compostos é baixa, sua solubilidade também é muito pequena (NEDER, 2005). Solubilidade pode ser conceituada como a capacidade de uma substância se dissolver em outra. Geralmente, solventes polares tendem a se dissolver em solutos polares e solventes não polares a se dissolver em solutos não polares.

A éter-monoamina, empregada no processo de flotação reversa de minério de ferro, possui de 10 a 12 átomos de carbono em sua cadeia, reforçando o seu caráter apolar,

conseqüentemente, diminuindo a sua solubilidade em água, justificando a introdução do oxigênio como heteroátomo.

Essa solubilidade pode ser aumentada mediante a neutralização parcial com ácidos, pois, ao se adicionar o ácido, acentua-se o caráter polar da terminação da molécula. Quanto maior for o grau de neutralização, maior será a solubilidade da amina em água e pior o seu desempenho no processo de flotação.

As reações de neutralização das aminas e derivados são apresentadas na figura 4.9.

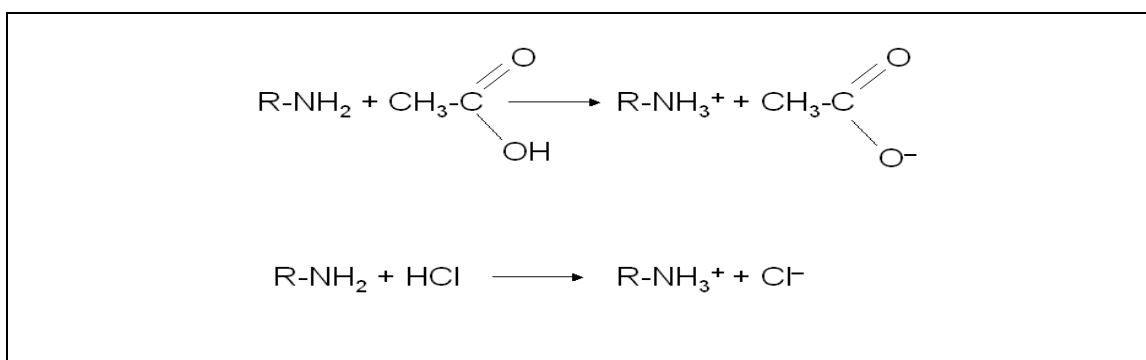


Figura 4.9 – Reação de neutralização de aminas e derivados (NEDER, 2005).

O índice de neutralização é expresso através da relação entre o valor ácido dividido pelo valor total de aminas, ou seja:

$$\text{Grau de neutralização} = [\text{AV (mgKOH/g)} / \text{TAV (mgKOH/g)}] \times 100$$

A NORMA INTERNA SAMARCO (2004) estabelece para a amina utilizada em seu processo um valor limite de 55% de grau de neutralização.

4.4.2.3 – Adsorção da amina

O entendimento do fenômeno da adsorção da amina nas partículas minerais presentes na polpa do rejeito é importante para o trabalho em questão. Pode-se classificar a adsorção de diversas maneiras, porém duas são mais utilizadas. A primeira foi desenvolvida para a adsorção de gases em sólidos e utiliza a natureza da interação entre o adsorvato, aquele que se adsorve, e o adsorvente, aquele sobre o qual ocorre a

adsorção. É classificada em adsorção física ou fisissorção e adsorção química ou quimissorção (PERES, 2002).

A adsorção física ocorre devido a interações envolvendo ligações de van der Waals entre adsorvato e adsorvente, podendo ocorrer em multicamadas e sendo de fácil dessorção. A adsorção devida a interações de caráter puramente eletrostático também é classificada como física.

A adsorção química ocorre devido a ligações químicas entre adsorvato e adsorvente, se restringindo à formação de monocamadas, uma vez que seu mecanismo envolve transferência ou compartilhamento de elétrons. A dessorção nesse caso é mais difícil.

Outra classificação é baseada na importância das interações eletrostáticas no processo de flotação, especialmente os oxi-minerais, e utiliza a especificidade entre o adsorvato e o adsorvente. É classificada como adsorção não-específica quando ocorre devido à predominância de forças eletrostáticas entre o adsorvato e o adsorvente. A maioria dos sólidos em meio aquoso está carregada eletricamente e a atração eletrostática entre íons do adsorvato e íons do adsorvente, com carga de natureza contrária, certamente ocorre. Essa adsorção é rápida e reversível, não podendo reverter o sinal da carga original da superfície mineral. É classificada como adsorção específica quando ocorre devido à predominância de mecanismos que independem da atração eletrostática como, por exemplo, ligação covalente, de van der Waals ou ligação de hidrogênio entre o adsorvato e o sólido. Essa adsorção é lenta e irreversível, sendo que os íons adsorvidos especificamente podem aumentar, reduzir, neutralizar ou reverter a carga elétrica da superfície mineral.

Algumas hipóteses têm sido propostas para explicar os mecanismos de adsorção de coletores em superfícies de oxi-minerais durante o processo de flotação. Dentre essas hipóteses, podem ser citadas:

- i. Teoria da adsorção iônica ou da formação de hemi-micelas: Devida a GAUDIN & FUERSTENAU (1955), admite que os coletores são adsorvidos de acordo com dois mecanismos principais:

- interação eletrostática de íons coletores e a superfície mineral, de acordo com a teoria da dupla camada elétrica, supondo que íons coletores funcionam como íons contrários;
 - interação associativa das cadeias hidrocarbônicas dos íons coletores através de forças de van der Waals, formando hemi-micelas. A concentração na qual as hemi-micelas começam a se formar é designada como concentração hemimicelar crítica (CHMC).
- ii. Teoria da solubilidade:
- essa teoria considera que a adsorção de íons coletores na superfície das partículas minerais ocorre com a formação de espécies químicas de baixa solubilidade, ou seja, espécies muito estáveis, que vão se precipitar na interface sólido/líquido. Nesse caso, a adsorção física e as propriedades elétricas de superfície são normalmente desconsideradas. Essa teoria foi sugerida por TAGGART et al. (1930).
- iii. Teoria da formação de complexos ionomoleculares:
- as substâncias usadas como coletores de flotação sofrem várias reações de hidrólise, a extensão das quais depende de condições da solução, tais como: pH, força iônica e temperatura. Além disso, os produtos das reações podem se associar dando lugar ao aparecimento de complexos ionomoleculares, dímeros íon-íon, dímeros molécula-molécula e multímeros. Os complexos ionomoleculares surgem da interação das formas iônica e molecular do coletor. Talvez, devido à mais baixa densidade de carga da extremidade polar, em condições superficiais favoráveis, são espécies altamente ativas. A formação desses complexos foi considerada como o principal mecanismo responsável pela adsorção de coletores em alguns óxidos e silicatos. Essa teoria foi sugerida por SOMASUNDARAN (1976).

É importante ressaltar que a adsorção, em geral, não pode ser explicada por um só mecanismo. Além da ligação adsorvato-adsorvente, pode envolver fenômenos tais como: mudança no grau de hidratação das espécies adsorvidas, interação entre

molécula do coletor, remoção de espécies previamente adsorvidas. Por outro lado, a ligação coletor-mineral é uma ligação química. Como tal, pode ser primariamente iônica ou covalente, podendo envolver ligação de hidrogênio ou de van der Waals. Geralmente envolve mais de um tipo de ligação (VIEIRA, 1995).

4.4.2.4 – Dessorção

A dessorção é a remoção de produto químico previamente adsorvido na superfície da partícula (CHAVES & LEAL FILHO, 2002). O fenômeno de dessorção, processo inverso da adsorção, não é uma operação comum no processo de flotação catiônica reversa de minério de ferro. Entretanto, quando se parte para recuperar a amina residual presente na polpa do rejeito, esse fenômeno passa a ser relevante.

Segundo SMITH & AKHTAR (1976), a dessorção torna-se possível porque as aminas se ionizam por protonação e adsorvem-se na superfície de minerais com excesso de carga negativa por meio de interação eletrostática e a natureza dessa interação envolve um baixo calor de adsorção, o que torna o processo reversível.

DE OLIVEIRA et al. (1996), em estudos realizados sobre uma possível recuperação de amina adsorvida em quartzo ou contida na água flotada, visando sua reutilização na flotação reversa de minério de ferro, conseguiram a dessorção da dodecil-amina. Após testes de adsorção, realizados com amostras de quartzo de elevada pureza, colocando o quartzo recuperado em contato com 100,0ml de água ultrapurificada pelo sistema Milli-Q, sob agitação, por 10,0 minutos, em duas diferentes condições de pH (4,0 e 6,4, ajustadas com uma solução de HCl), a suspensão foi filtrada e o filtrado analisado para a determinação da quantidade de dodecil-amina dessorvida, conforme ilustrado na tabela 4.1.

Tabela 4.1 – Resultados dos experimentos de dessorção contactando-se o quartzo contendo dodecil-amina adsorvida com 100ml de água Milli-Q

Experimento	Condição de dessorção pH	DDA dessorvida		
		mol	% relativa à adsorção	% relativa à adição
1	4,0	$1,41 \times 10^{-5}$	58,6	42,7
2	6,4	$1,44 \times 10^{-5}$	53,7	43,5

Os resultados desse trabalho indicaram que mais de 60,0% da dodecil-amina, adicionada para recobrir o quartzo, pôde ser recuperada. Desse total, cerca de 19,0% corresponde ao resíduo da adsorção e mais de 42,0% foram resultantes da etapa de dessorção.

BALTAR et al. (2002) realizaram estudos com o objetivo de verificar as condições favoráveis para a dessorção da amina e a possibilidade de sua reutilização como coletor em flotação.

O estudo foi desenvolvido para um sistema de flotação formado por uma éter-dodecil-amina comercial e uma amostra de quartzo, de alta pureza, com granulometria 100,0% menor que 325# (44,0 μ m). Os testes de flotação foram realizados em célula mecânica DENVER sub-aerada.

Nos testes de dessorção, variou-se a percentagem de sólidos, o tempo de agitação e o pH. A concentração de amina removida, presente no filtrado, foi avaliada, indiretamente, por meio da determinação da tensão superficial e comparação com a curva de referência. Usou-se um tensiômetro Sigma-70, da KSV, inteiramente controlado por computador. A amina recuperada foi reutilizada para a flotação de uma nova amostra.

O procedimento experimental envolveu as seguintes etapas:

- i. flotação I – os testes de flotação foram feitos em uma cuba de 3,0 litros, usando-se uma percentagem de sólidos de 10,0%, agitação de 1300,0rpm e tempo de operação de 10,0 minutos, com remoção de espuma a cada 15,0 segundos. O condicionamento da amostra do coletor foi feito na própria

célula durante 5,0 minutos. O volume de água removido na espuma foi medido para possibilitar o monitoramento da padronização de cada teste;

- ii. filtragem – o material recolhido na espuma era filtrado a vácuo. O material retido era encaminhado para a etapa seguinte de lavagem;
- iii. lavagem – a torta resultante da filtragem era colocada em béquer com 3,0 litros de água destilada e submetida a uma agitação de 230,0rpm por um período de 1,0 minuto. Durante a operação de lavagem ocorre a dessorção da amina. Em seguida, fez-se nova filtragem. Utilizou-se o filtrado obtido para a flotação de uma nova amostra. A concentração do coletor no filtrado foi estimada a partir da determinação da tensão superficial e comparação com a curva de referência;
- iv. flotação II – o filtrado foi condicionado com uma nova amostra de quartzo durante 5,0 minutos. Em seguida iniciou-se a nova flotação nas mesmas condições da anterior.

O ciclo prosseguiu até atingir-se uma concentração de amina no filtrado insuficiente para a flotação do quartzo.

Os resultados dos estudos de BALTAR et al. (2002) mostraram que a dessorção ocorre no primeiro minuto de agitação e que a mesma é favorecida pela acidez do meio. Em meio ácido (pH=3,0) removeu-se 80,0% da amina adsorvida na superfície do quartzo. A maior facilidade de dessorção nesse ponto é devida à presença de uma elevada concentração de H^+ , que reduz os sítios negativos na superfície do quartzo. Quanto à possibilidade de reutilização do coletor, verificou-se que até o sexto ciclo, ponto em que a amina atingiu 31,0% da concentração inicial, foi possível flotar o quartzo obtendo-se uma recuperação de 40,0%.

BARBATO et al. (2004) estudaram a possibilidade de recuperação da amina, em efluente da indústria mineral, por adsorção em concentrados da zeólita estilbita. O objetivo do trabalho foi o desenvolvimento de uma metodologia experimental de quantificação de aminas, bem como a verificação da eficiência da estilbita na

recuperação das águas de processo contendo amina, que eram descartadas para a barragem de rejeitos.

Nesse estudo os autores concluíram que a percentagem de recuperação das aminas na zeólita estilbita concentrada foi superior a 95,0% e propuseram o emprego da zeólita estilbita na adsorção das aminas como uma etapa complementar ao tratamento de águas de processo de flotação por ar dissolvido (FAD). A flotação teria a função de remover as partículas sólidas da água e a adsorção a função de adsorver reagentes residuais que impeçam a reutilização dessa água nas diferentes etapas do processo de beneficiamento.

4.4.2.5 – Procedimento analítico para determinação da concentração de amina

Estudos realizados por (CHAVES, 2001) mostraram que o método da ninhidrina, que é utilizado em condições diferentes para quantificar aminoácidos, apresentou resultados com boa repetibilidade. É um método que pode ser empregado para a quantificação de aminas com uma boa sensibilidade (detecta até 1,0mg/l). O método consiste na reação da ninhidrina com compostos formados pelo grupo amino primário, em condições ácidas entre pH 3,0 e 5,0 e em temperaturas elevadas (aproximadamente 80,0°C), formando um dicetohidrindilideno-dicetohidrindamina que possui coloração púrpura. Essa reação pode ser observada na figura 4.10.

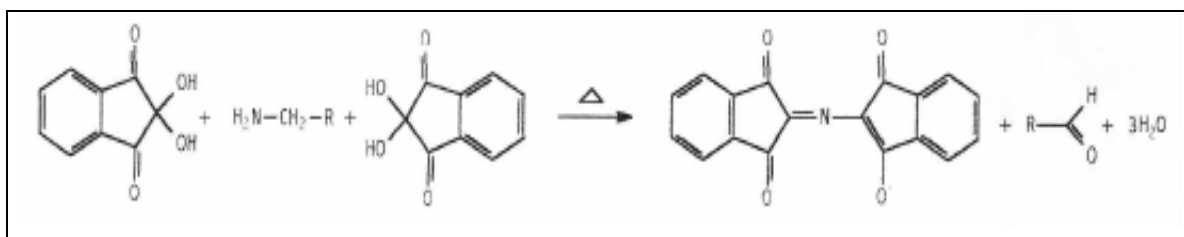


Figura 4.10 – Equação geral da reação entre a ninhidrina e aminoácidos formando um dicetohidrindilideno-dicetohidrindamina, gás carbônico e água (CHAVES, 2001).

A reação de derivatização da amina com a ninhidrina formou um produto de cor púrpura que teve grande absorção em dois diferentes comprimentos de onda: 409,0nm e 570,0nm, conforme pode ser observado na figura 4.11.

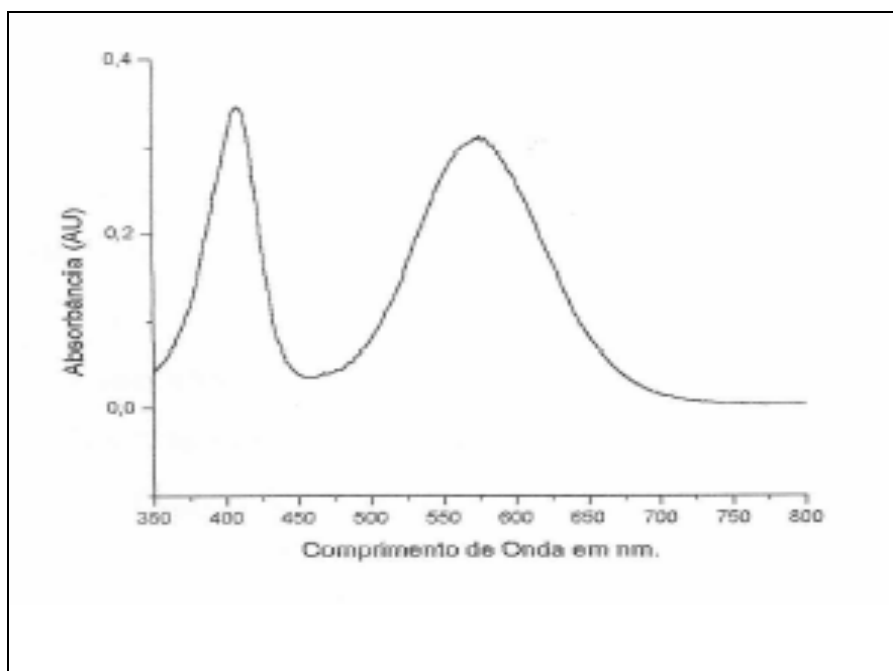


Figura 4.11 – Varredura para a amina Flotigam EDA-3B derivatizada com ninhidrina e diluída em etanol 90,0% (v/v) na região do visível (CHAVES, 2001).

A análise da concentração foi feita em função da absorvância por meio da varredura em espectrofotômetro UV visível, modelo 8453, marca HEWLETT PACKARD, para uma das soluções. Para se quantificar as aminas, construíram-se curvas analíticas variando-se as concentrações nos dois comprimentos de onda de máxima absorvância. A curvas analíticas para a amina Flotigam EDA-3B, para os comprimentos de onda de 409,0nm e 575,0nm, podem ser visualizadas nas figuras 4.12 e 4.13, respectivamente.

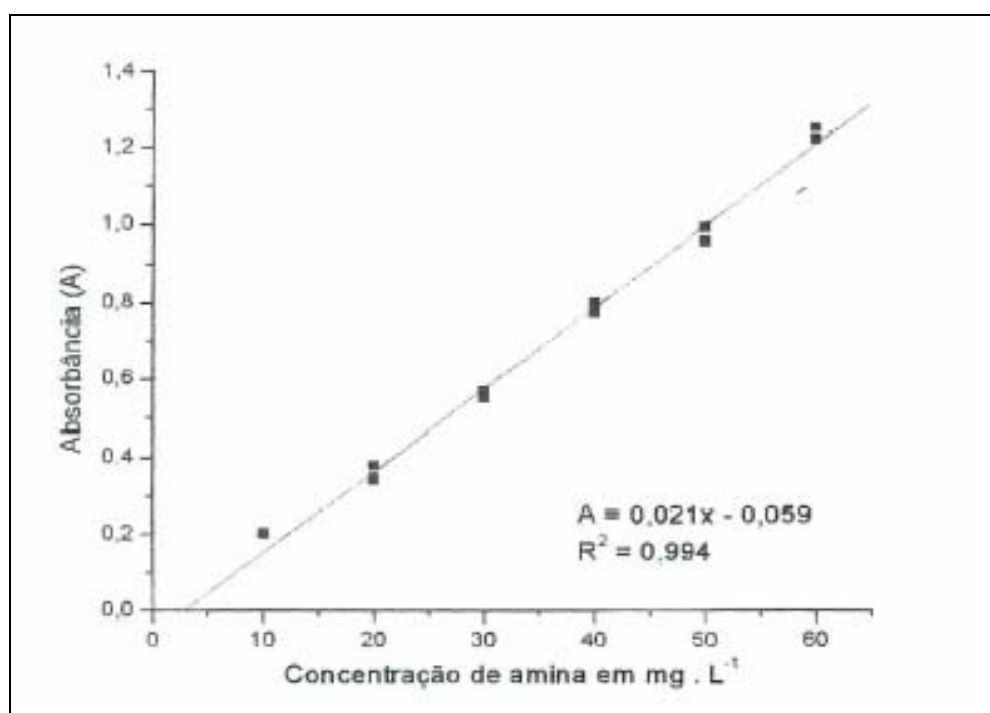


Figura 4.12 – Curva analítica para a amina Flotigam EDA-3B a 409nm pelo método espectrofotométrico com ninhidrina (CHAVES, 2001).

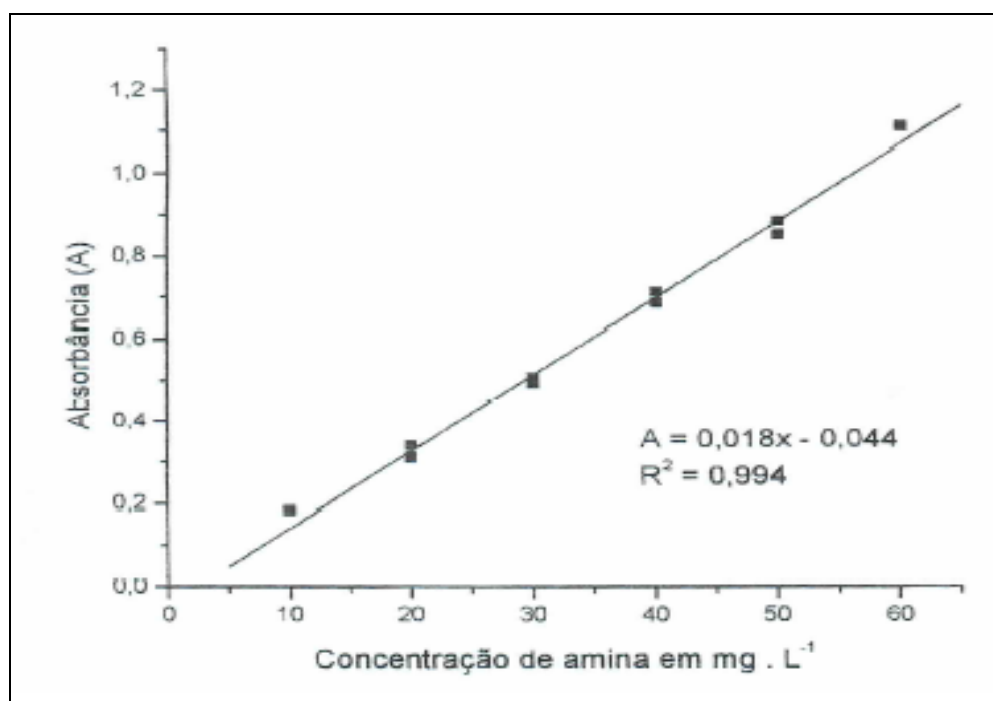


Figura 4.13 – Curva analítica para amina Flotigam EDA-3B a 575nm pelo método espectrofotométrico com ninhidrina (CHAVES, 2001).

Pôde-se observar, nas figuras 4.12 e 4.13, que a absorvância aumenta linearmente com elevado coeficiente de regressão à medida que a concentração de amina em solução também aumenta.

O método descrito por CHAVES (2001) mostrou-se eficiente na determinação da concentração de amina em solução.

Neste trabalho, o método utilizado foi desenvolvido pelo laboratório do Instituto de Ciências Exatas e Biológicas da Universidade Federal de Ouro Preto (ICEB). O método se baseia na determinação de pequenas quantidades de amina fotometricamente. Para determinados corantes ácidos, as aminas graxas formam compostos corados de adição que, contrariamente ao corante de partida, são solúveis em solventes orgânicos como, por exemplo, o clorofórmio. Assim, se a um sistema de duas fases, clorofórmio e solução aquosa de verde bromocresol, tamponada em pH 5,0, se adiciona uma solução diluída de sal amínico, após agitação o clorofórmio se tinge de amarelo. Portanto, o grau de coloração do clorofórmio depende da concentração da amina presente na amostra analisada. Dessa forma, através de comparação com a curva padrão, é possível determinar-se fotometricamente a intensidade da tonalidade de amarelo fazendo uma quantificação indireta da amina presente na amostra. (Informações fornecidas pelo Laboratório do ICEB – Instituto de Ciências Exatas e Biológicas da Universidade federal de Ouro Preto).

4.4.2.6 – Impacto ambiental

A preocupação com o impacto ambiental das atividades de mineração sempre foi um tema bastante debatido. O uso de produtos químicos em processos de flotação se insere nesse contexto porque muitos dos compostos usados na etapa de concentração acabam de alguma forma sendo carregados para uma unidade de tratamento ou para as barragens de rejeitos NEDER (2005).

No estado de Minas Gerais a Deliberação Normativa Copam nº 10 de 16/12/1986, publicada no Jornal Minas Gerais em 10/01/1987, fixa teores máximos para algumas substâncias potencialmente prejudiciais, entre elas:

- nitrato:10mg/l
- nitrito:1,0mg/l

- nitrogênio amoniacal: 1,0mg/l

Nos três casos o teor se refere ao nitrogênio contido.

Estudos realizados por PERES et al. (2004) indicaram que o coletor Flotigam EDA, um dos tipos de amina empregado na flotação catiônica reversa de minérios de ferro, se adsorve fortemente às partículas de quartzo no estágio de condicionamento do coletor com a polpa. A dessorção é pouco significativa e insuficiente para causar impacto ambiental negativo. Nas concentrações em que se encontra em efluentes industriais o reagente é biodegradável e não apresenta riscos a organismos usualmente empregados em testes de toxicidade.

4.4.2.7 – Tempo de degradação da amina

Experimentos realizados por CHAVES (2001) com amostras de aminas provenientes da SAMARCO mostraram que o tempo de decomposição dessas é bastante curto. Em 12 dias de monitoramento, a quantidade de amina havia sido reduzida para menos da metade da quantidade inicial. O resultado deste estudo pode ser observado na figura 4.14.

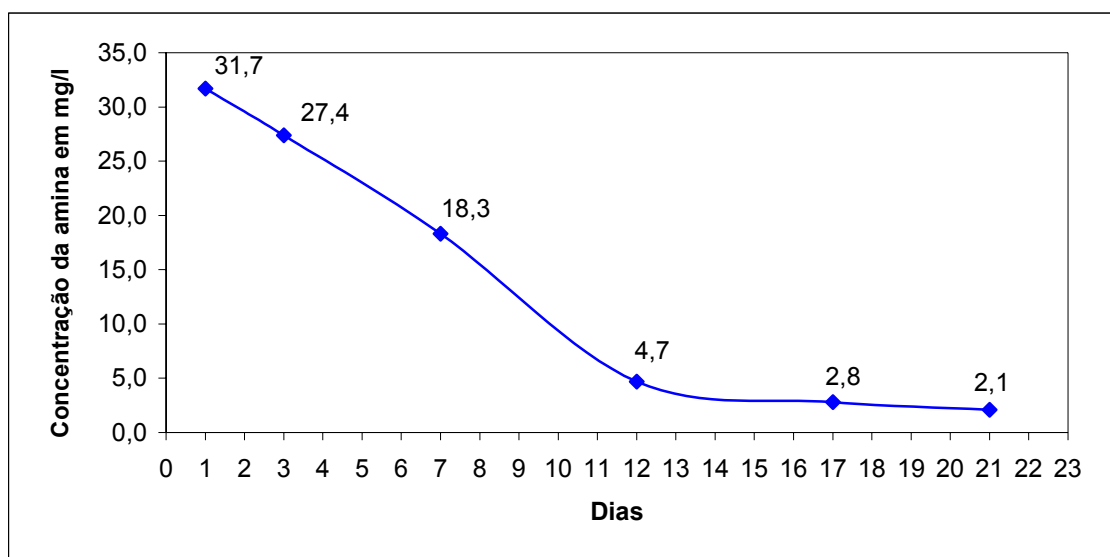


Figura 4.14 – Avaliação da degradabilidade da amina em uma amostra de lama residual em função do tempo – Condições laboratoriais (CHAVES, 2001).

Esse resultado é bastante interessante porque mostra o quão rápido é o processo de degradação da amina. Portanto, o possível reaproveitamento da mesma para o processo de flotação só poderá apresentar bons resultados em um espaço curto de tempo após a primeira flotação.

4.4.2.8 – Reutilização de amina residual

DE OLIVEIRA et al. (1996) apresentaram o primeiro trabalho realizado no Brasil visando a recuperação da amina residual em uma polpa de rejeito. Testes de flotação realizados com a água do rejeito final *rougher*, da coluna de flotação da planta industrial da Mina do Pico, em Itabirito - MG, pertencente a MBR (Minerações Brasileiras Reunidas), utilizando-se Amidex como depressor e a amina contida nos filtrados recuperados dos rejeitos como coletor (70,0g/t), apresentaram baixa recuperação. Testes de flotação utilizando-se solução de amina preparada com a água do rejeito *rougher* apresentaram bons resultados.

Em testes realizados internamente na SAMARCO com a água do rejeito de uma das quatro linhas da flotação convencional, objetivando verificar a influência da amina contida na água de rejeito no desempenho da flotação, (MANGABEIRA & TURRET, 2000) concluíram que a água do rejeito não tem influência nos teores de sílica do concentrado e que a amina presente nesta água não é significativa para justificar o seu reaproveitamento na flotação convencional.

Entretanto, resultados expressivos foram obtidos por STAPELFELDT et al. (2002) que, através de testes de flotação em laboratório realizados a partir do reaproveitamento da água dos rejeitos e da amina dessorvida, concluíram que 50,0% da amina, que atualmente é carregada para as barragens de rejeitos, pode ser reaproveitada, obtendo-se com isto uma redução significativa no consumo desse reagente, sem perdas de recuperação e da qualidade do concentrado.

Verificam-se, pelos trabalhos acima citados, opiniões divergentes sobre a possibilidade de reutilização da amina residual contida na água de rejeitos de flotação de minério de ferro. Esse fato confirma a análise de DE OLIVEIRA et al. (1996) e CHAVES (2001) sobre a importância de se estudar, com maior profundidade, a possibilidade de

reutilização da amina descartada nos rejeitos finais da flotação catiônica reversa de minérios de ferro.

CAPÍTULO 5 – Metodologia

Nesse capítulo serão apresentados os materiais e métodos utilizados durante a realização da parte experimental deste trabalho.

5.1 – Determinação da concentração de amina residual

5.1.1 – Equipamento

A análise da concentração de amina é feita em função da absorvância, por meio de varredura em espectrofotômetro UV visível, modelo 8453, da marca HEWLETT PACKARD. Todas as análises de concentração de amina residual deste trabalho foram realizadas no Instituto de Ciências Exatas e Biológicas (ICEB), pertencente à Universidade Federal de Ouro Preto (UFOP).

5.1.2 – Reagentes

Duas amostras, sendo uma amostra de éter-monoamina (Flotigam EDA-3B) e outra de éter-diamina (Flotigam F 2835-2), fabricadas pela Clariant, foram enviadas ao laboratório do ICEB. Esses reagentes foram utilizados para traçar a curva de calibração do espectrofotômetro. No processo da SAMARCO utilizava-se uma mistura de 25,0% de éter-diamina e 75,0% de éter-monoamina durante o período de realização desses testes. Informações adicionais relativas às aminas podem ser observadas na tabela 5.1.

Tabela 5.1 – Informações adicionais dos reagentes

Aminas	AV (mgKOH/g)	TAV (mgKOH/g)	Neutralização %
Éter-monoamina	74,5	225,2	33,1
Éter-diamina	69,5	311,5	22,3

5.2 – Amostras do Rejeito

As amostras dos rejeitos utilizadas neste estudo são provenientes do Concentrador de Germano, da SAMARCO, localizado no município de Mariana – MG. As amostras foram coletadas nas etapas de flotação em células mecânicas (convencional e células de grande volume), de flotação em colunas e de flotação também em colunas da etapa de recuperação de finos. A figura 5.1 apresenta o circuito das aminas no processo e os pontos de coleta das amostras do rejeito.

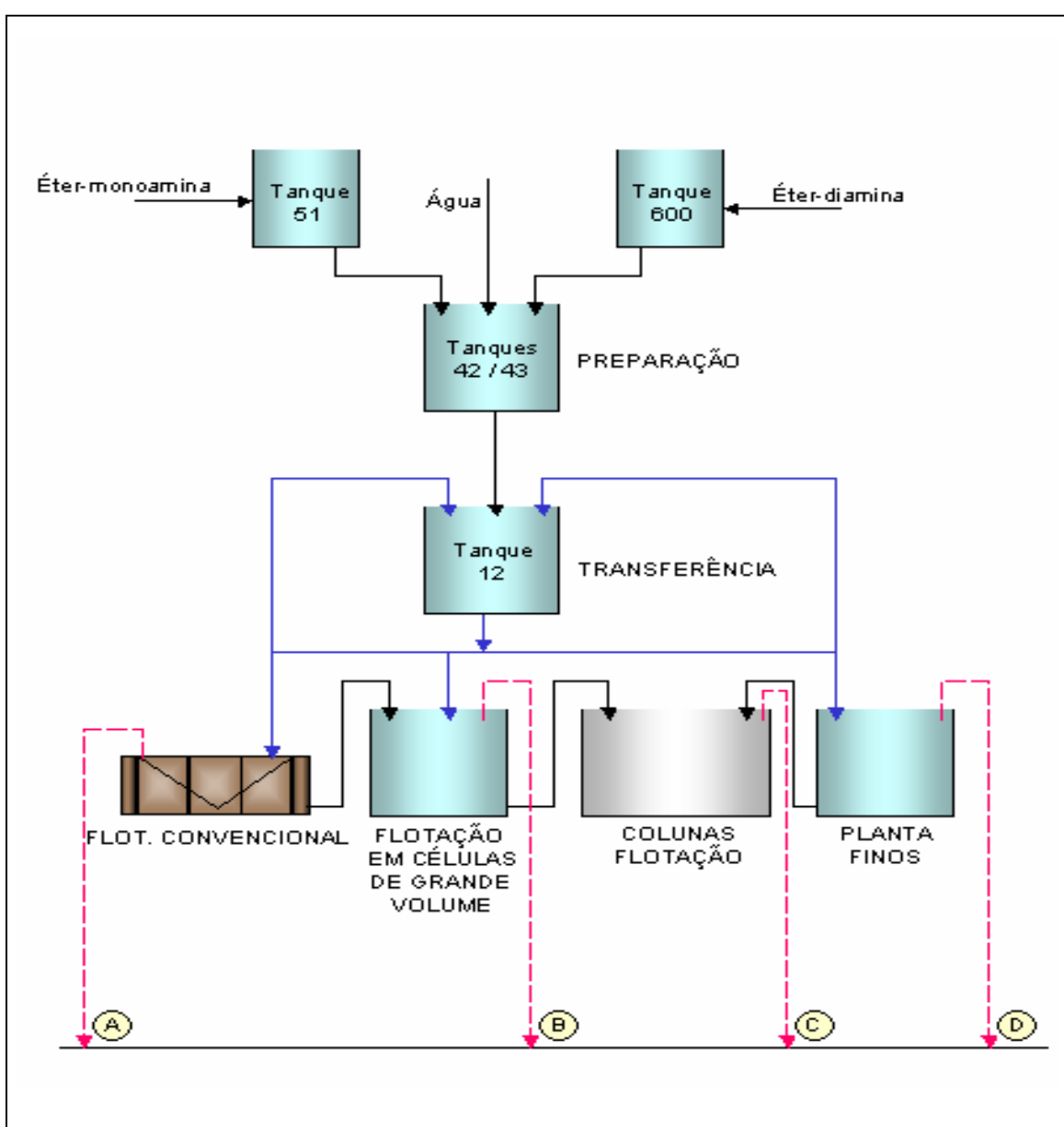


Figura 5.1 – Circuito da amina no processo e pontos de coleta das amostras do rejeito.

Onde:

Ponto A – rejeito da flotação denominada convencional;

Ponto B – rejeito da flotação em células mecânicas de grande volume;

Ponto C – rejeito da flotação em colunas;

Ponto D – rejeito da planta de recuperação de finos.

As amostras dos rejeitos de cada ponto de coleta foram deixadas em repouso por um período de 12,0 horas. Transcorridas as 12,0 horas, separavam-se as águas dos sólidos por sifonamento da água. Esse procedimento foi utilizado para evitar a filtragem das mesmas. A água de cada amostra foi utilizada para testes de flotação e determinação da concentração de amina residual e as partículas sólidas foram descartadas. O fluxograma das etapas de obtenção da água de cada ponto de coleta do rejeito para a execução dos testes de flotação pode ser visualizado na figura 5.2.

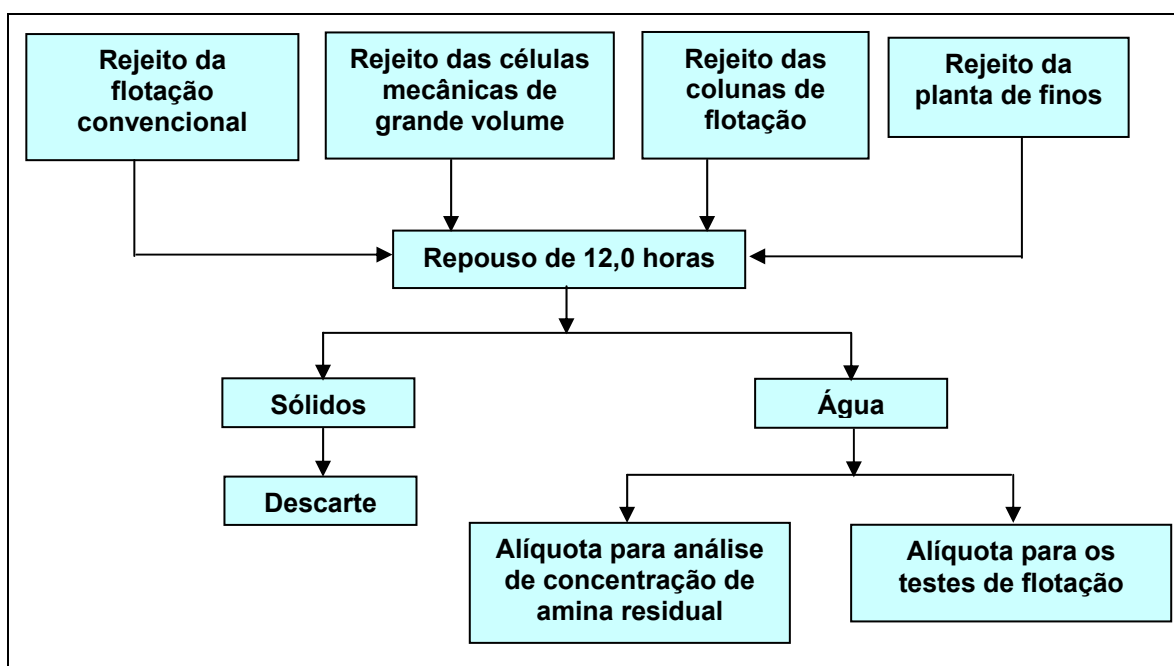


Figura 5.2 – Fluxograma da etapa de obtenção das águas isoladas para os testes de flotação e para a análise da concentração de amina residual.

Através de informações obtidas a partir do RELATÓRIO INTERNO SAMARCO (2005), do mês de dezembro, “Informações Diárias de Produção – Concentração – Germano”, foi possível estabelecer a composição do rejeito. A tabela 5.2 mostra a composição do rejeito baseada na massa de água.

Tabela 5.2 – Composição do rejeito final baseado na massa de água

Rejeitos	% simples	% acumulada
Flotação Convencional	76,0	76,0
Flotação em células de grande volume	10,0	86,0
Flotação em colunas	8,0	94,0
Planta de recuperação de finos	6,0	100,0

Baseado na tabela 5.2, foram compostas as amostras dos rejeitos. Essas amostras também foram mantidas em repouso por 12,0 horas para que se efetuasse a separação entre os sólidos e a água. Como descrito anteriormente, as águas foram utilizadas em testes de flotação e os sólidos descartados. O fluxograma das etapas de obtenção da composição das águas dos rejeitos para a execução dos testes de flotação pode ser visualizado na figura 5.3.

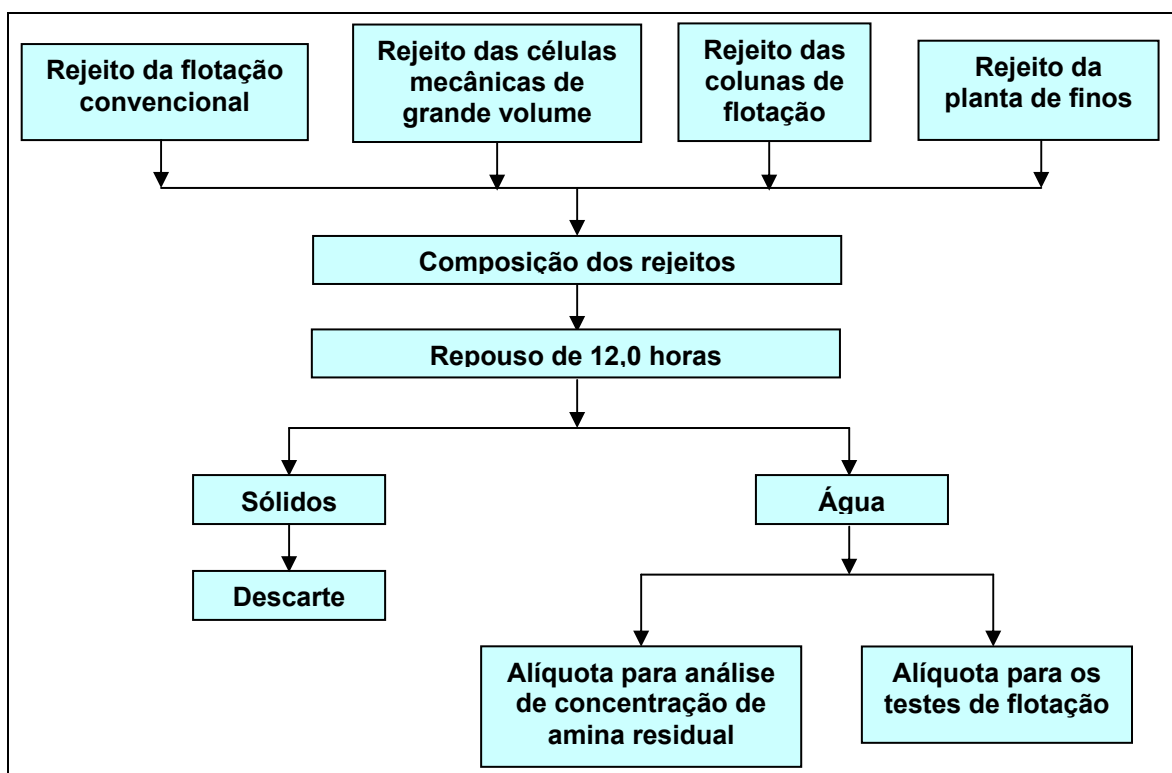


Figura 5.3 – Fluxograma da etapa de obtenção da composição das águas dos rejeitos para os testes de flotação e para análise da concentração de amina residual.

5.3 – Amostra do minério de ferro

A amostra de minério de ferro utilizada nos testes de flotação foi composta a partir da retirada de alíquotas de amostras horárias da alimentação da flotação mecânica (etapa de flotação das células convencionais). A amostra foi coletada durante os meses de junho, julho e agosto de 2005. No final dessa coleta obtiveram-se 20 tambores de amostra totalizando uma massa aproximada de 10,0 toneladas.

A preparação consistiu na passagem da amostra em uma peneira com abertura de 3.360,0 μ m (6#) e a distribuição da mesma em uma pilha de homogeneização. Após a distribuição da amostra, foram executados sucessivos quarteamentos. As alíquotas retiradas eram novamente distribuídas nos 20 tambores. A amostra apresentou umidade de 10,0%.

No final desses sucessivos quarteamentos foram retiradas duas alíquotas representativas da composição total da amostra para análises química e granulométrica. Os resultados dessas análises são apresentados na tabela 5.3 e na figura 5.4, respectivamente.

Tabela 5.3 – Análise química do minério de ferro

Parâmetro	Fe	SiO₂	Al₂O₃	P	PPC	MnO₂
Teor (%)	46,05	32,14	0,25	0,0029	1,68	0,30

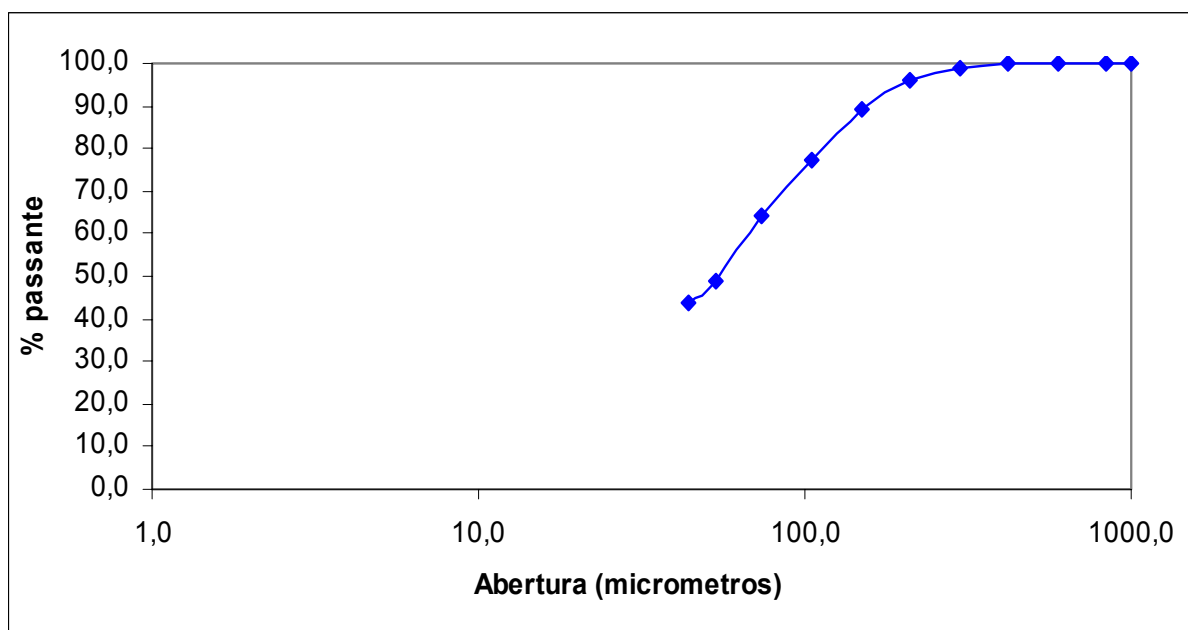


Figura 5.4 – Distribuição granulométrica do minério de ferro.

5.4 – Procedimentos para os testes de flotação

Os testes de flotação tiveram como objetivo verificar a eficiência do uso da amina residual na remoção de sílica e na recuperação de ferro.

Todos os testes de flotação em bancada foram realizados em uma célula, fabricada pela WEMCO, série 52254-50/60, a 1300,0rpm e com cubas de 3,0 litros. Inicialmente foram utilizados 1500,0g de minério e 800,0ml de água destilada, resultando em um percentual de 65,2% de sólidos em peso na polpa. Nessa situação foi realizado o condicionamento do depressor por 5,0 minutos.

Normalmente, nos testes de flotação realizados pelo Laboratório de Controle e Processo (LCP) da SAMARCO, o condicionamento do amido na polpa é realizado com um percentual de sólidos em peso de 50,0%. Porém, para a execução desses testes foi necessário mudar o procedimento com o intuito de se evitar a adição de água do rejeito, contendo amina residual, antes da adição do amido, pois, não sendo a amina seletiva, ela poderia adsorver-se tanto nas partículas de quartzo quanto dos minerais de ferro, interferindo, nessa situação, nos resultados dos testes.

Após o condicionamento do amido foram adicionados 1600,0ml de água de rejeito juntamente com a dosagem de amina correspondente ao teste. Ao se iniciar os testes de flotação, o percentual de sólidos em peso na polpa era de 38,5%. O tempo para o condicionamento da amina foi de um minuto. Após um minuto de coleta da espuma, foram adicionados mais 300,0ml de água do rejeito. O tempo total de coleta da espuma foi de 3,0 minutos.

Os resultados dos testes de flotação descritos acima foram comparados com os resultados obtidos a partir dos testes de flotação denominados testes de flotação padrão.

5.4.1 – Teste de flotação padrão

Denominou-se como teste padrão, o teste de flotação realizado utilizando somente água destilada e dosagens correspondentes às dosagens de amina nova aplicadas nos testes com a água do composto do rejeito.

O resultado obtido a partir do teste padrão serviu como base de comparação para os testes de flotação realizados utilizando-se a água dos rejeitos.

Como premissa, considerou-se que os resultados de teor de sílica e de recuperações em peso e de ferro, obtidos a partir do teste padrão, seriam os melhores resultados, sendo que os testes realizados com as águas dos rejeitos teriam que apresentar resultados superiores para justificar um aproveitamento de amina residual. A figura 5.5 resume os procedimentos adotados para a realização do teste de flotação padrão.

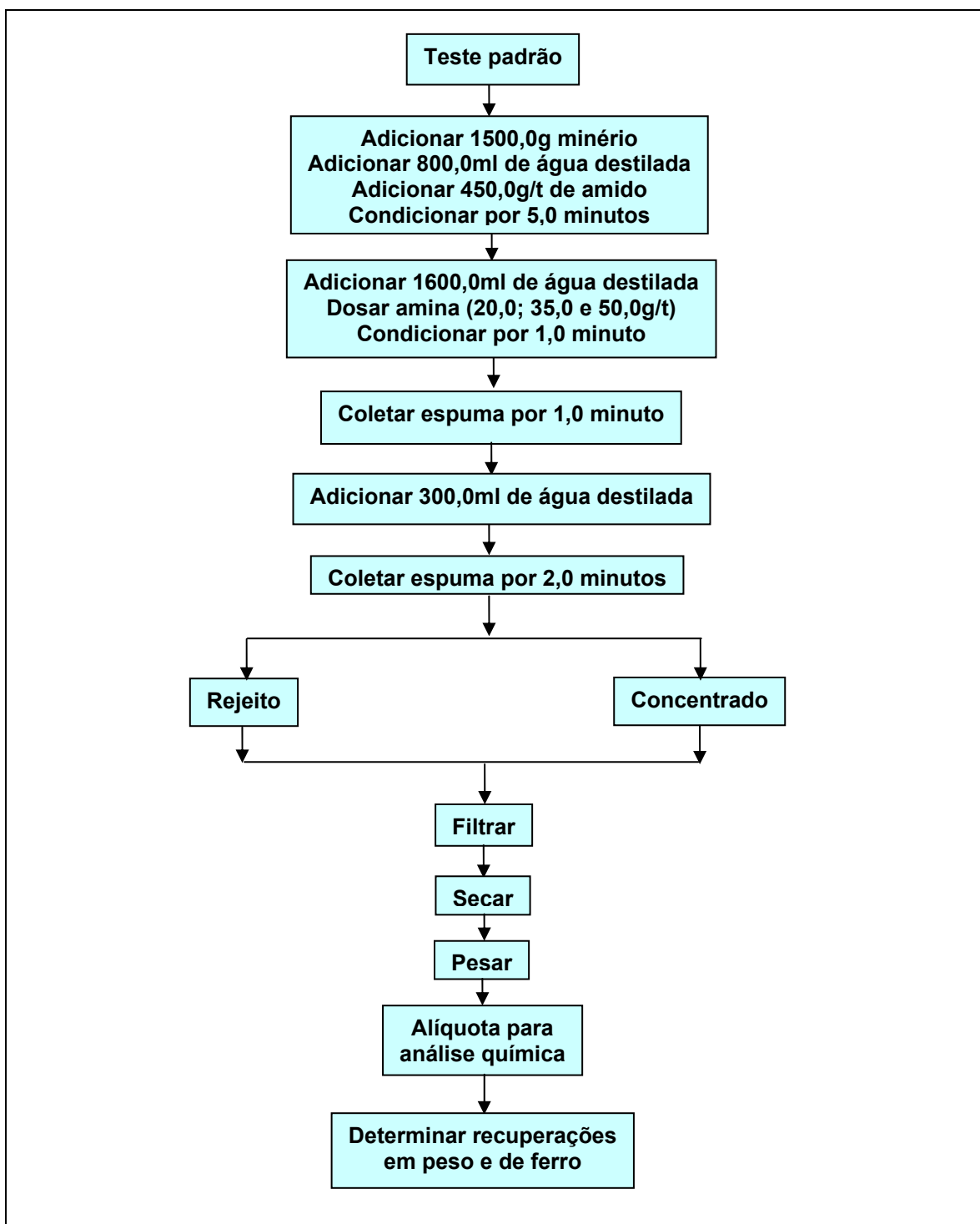


Figura 5.5 – Fluxograma das etapas do teste de flotação padrão.

O resultado de teor de sílica do concentrado e as recuperações em peso e de ferro do teste padrão podem ser observados nas figuras 5.6 e 5.7, respectivamente.

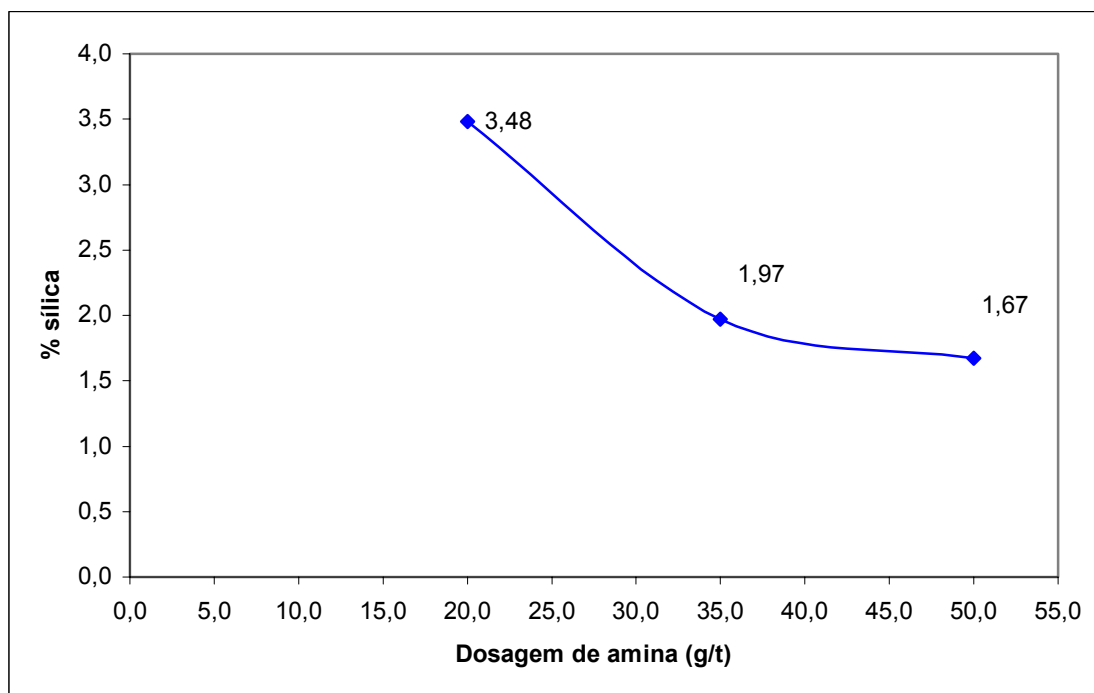


Figura 5.6 – Teor de sílica no concentrado do teste padrão.

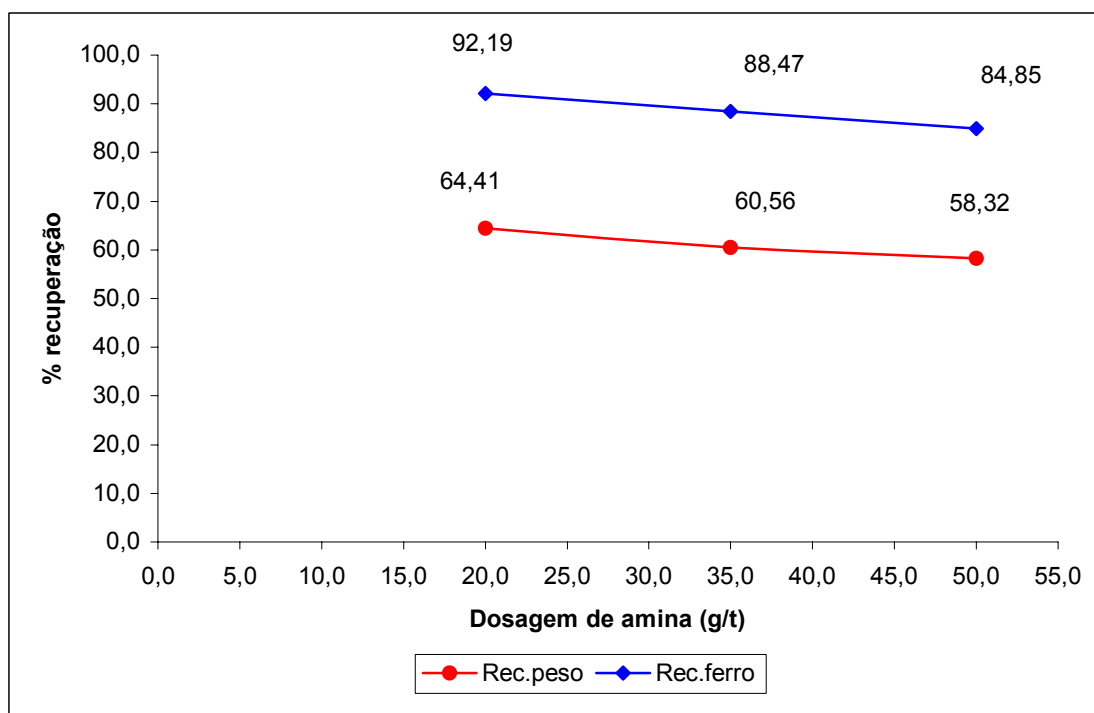


Figura 5.7 – Recuperações em peso e de ferro do teste padrão.

5.4.2 – Testes de flotação com as águas isoladas do rejeito

Correspondem aos testes de flotação realizados utilizando as águas dos rejeitos isoladamente, sem adicionar amina nova e comparando os resultados obtidos com os resultados da amostra padrão.

5.4.3 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos

Nessa etapa realizaram-se testes de flotação utilizando as águas dos rejeitos obtidas a partir da composição das polpas dos quatro rejeitos finais das etapas de flotação do Concentrador.

Os testes de flotação foram realizados inicialmente sem adicionar amina. Nos testes posteriores utilizaram-se dosagens de amina 20,0g/t, 35,0g/t e 50,0g/t.

5.4.4 – Testes de flotação *releaner* com as águas da composição dos rejeitos

Esses testes foram realizados simulando uma operação industrial em que não se adicionaria amina na alimentação da flotação convencional, mais precisamente, no banco de células *rougher*. A flotação inicial seria realizada utilizando-se somente a amina residual contida na água. A adição de amina seria na alimentação da célula *cleaner*.

Inicialmente realizaram-se testes de flotação sem adição de amina para se obter o concentrado. A partir desse concentrado, foram realizados testes de flotação utilizando dosagens de amina de 20,0g/t, 35,0g/t e 50,0g/t. A figura 5.8 resume os procedimentos adotados para a realização dos testes de flotação utilizando as águas dos rejeitos.

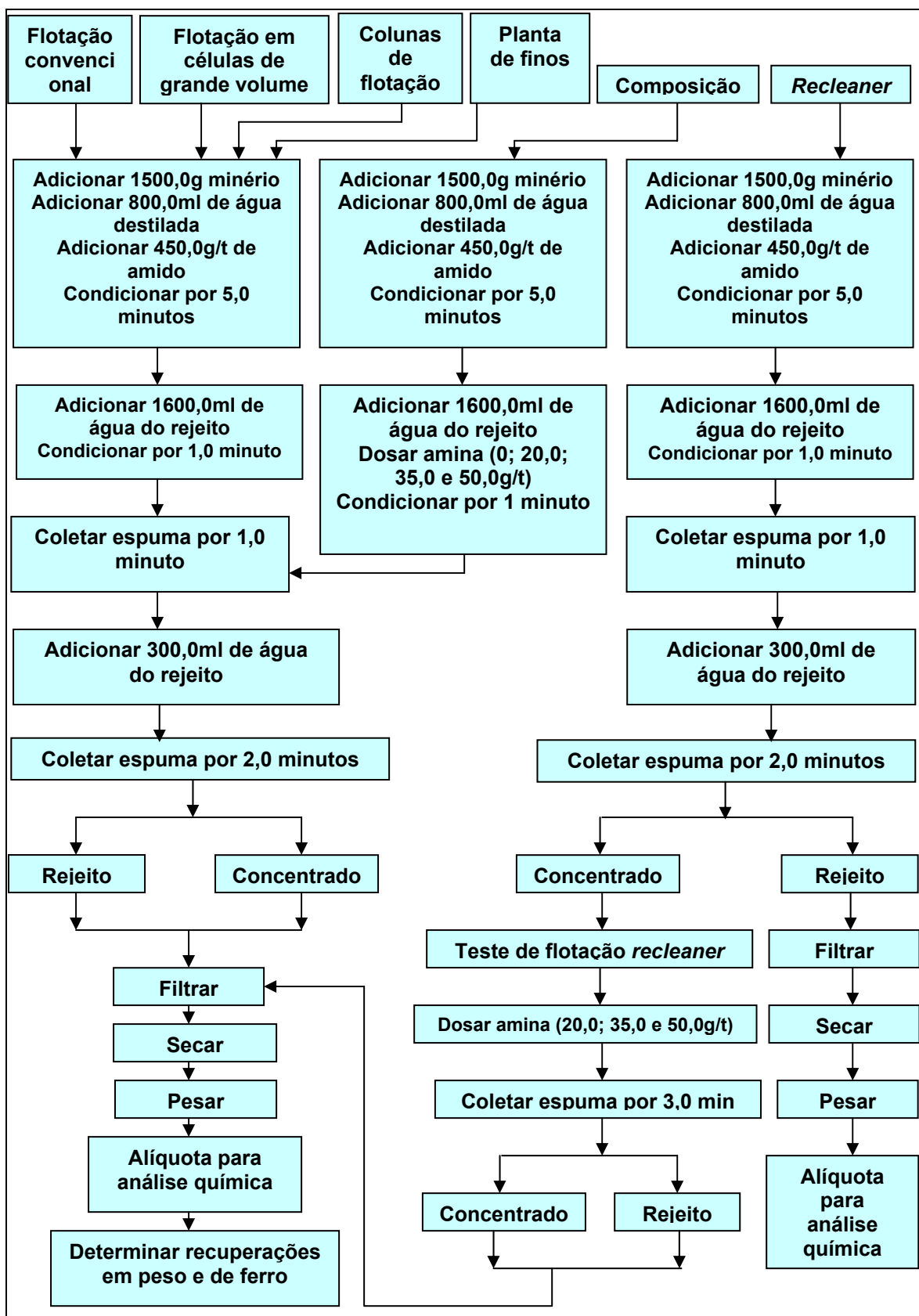


Figura 5.8 – Fluxograma das etapas dos testes de flotação com as águas dos rejeitos.

5.4.5 – Testes de flotação com as águas da dessorção

Para os testes de flotação utilizando também a amina presente nas partículas minerais da amostra do rejeito, fez-se necessária a sua dessorção, realizada da seguinte forma:

- i. coletar amostra do rejeito da flotação mecânica (convencional e células de grande volumes), da coluna de flotação e da planta de recuperação de finos;
- ii. compor a amostra para se obter uma polpa de massa equivalente a 200,0kg, respeitando a proporcionalidade do rejeito final do Concentrador, tendo como base a massa de água (tabela 5.2);
- iii. retirar duas alíquotas de 100,0kg dessa polpa;
- iv. primeira alíquota (pH da polpa):
 - retirar dez alíquotas de 8,1kg de polpa;
 - agitar mecanicamente cada alíquota por 20,0 minutos a 1000,0rpm;
 - formar um composto com estas alíquotas perfazendo um total de 81,0kg;
 - manter o composto em repouso por 12,0 horas;
 - separar a água dos sólidos;
 - descartar os sólidos;
 - enviar uma alíquota da água para análise de concentração de amina residual;
 - realizar testes de flotação conforme descrito no item 5.4;
- v. segunda alíquota (pH 5,5):
 - retirar dez alíquotas de 8,1kg de polpa;
 - adicionar ácido clorídrico para ajustar o pH de cada nova alíquota em 5,5;
 - agitar mecanicamente cada alíquota por 20,0 minutos a 1000,0rpm;
 - formar um composto com estas alíquotas perfazendo um total de 81,0kg;
 - manter o composto em repouso por 12,0 horas;
 - separar a água dos sólidos;
 - descartar os sólidos;
 - enviar uma alíquota da água para análise de concentração de amina residual;
 - realizar testes de flotação conforme descrito no item 5.4.

Na figura 5.9 pode-se visualizar o fluxograma com as etapas de realização da dessorção das amostras.

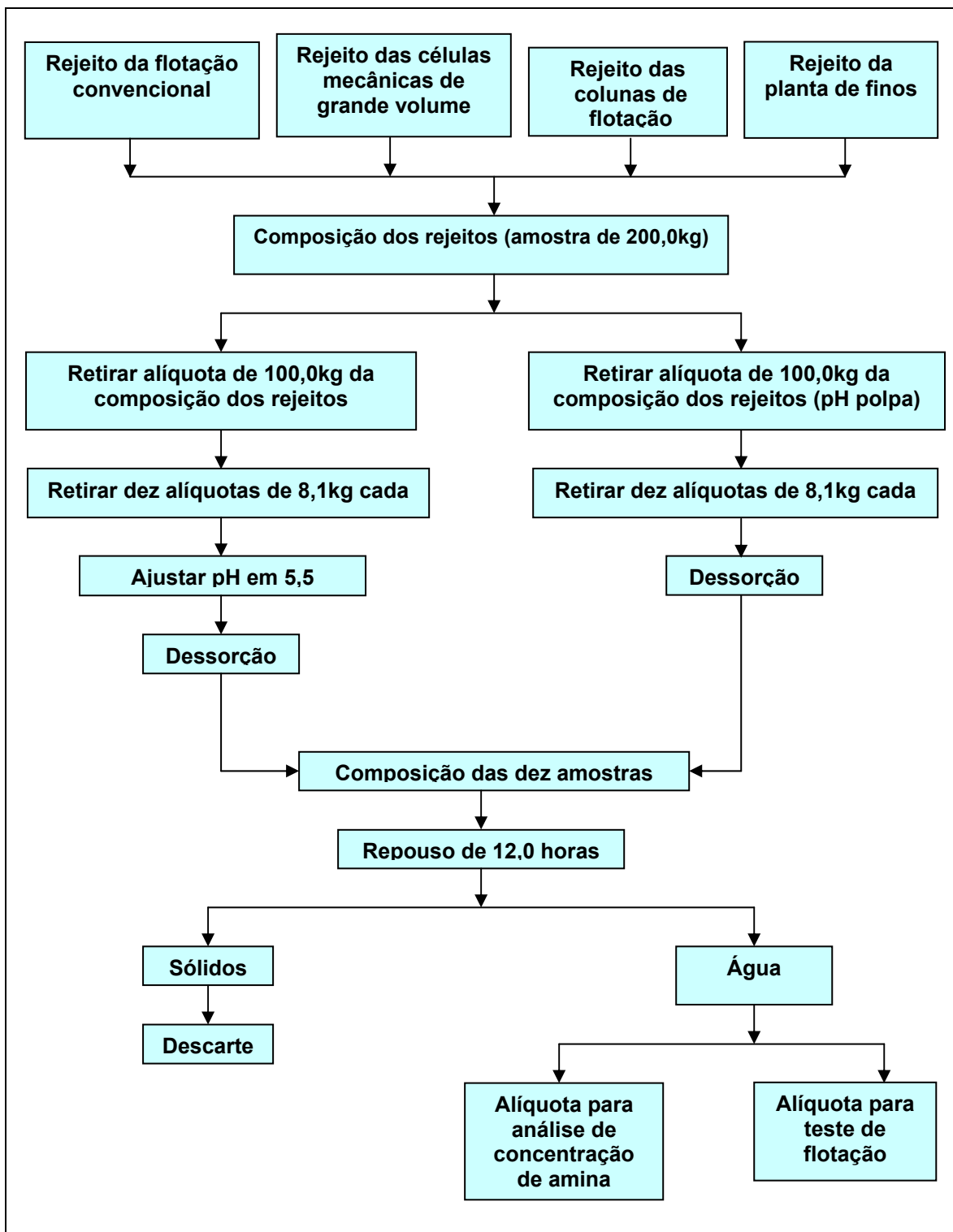


Figura 5.9 – Fluxograma para o processo de dessorção da amostra do rejeito.

5.4.5.1 – Equipamento utilizado na etapa de dessorção

Foi usado um agitador mecânico, marca FISATOM, modelo 722D, potência 255W e série 490633.

5.4.6 – Seqüência dos testes de flotação

5.4.6.1 – Primeira bateria (sem adição de amina nova)

- 1 teste de flotação da água do rejeito convencional
- 1 teste de flotação da água do rejeito da flotação em células mecânicas de grande volume
- 1 teste de flotação da água do rejeito da coluna de flotação
- 1 teste de flotação da água do rejeito da planta de recuperação de finos
- 1 teste de flotação da água de composição dos rejeitos

5.4.6.2 – Segunda bateria (água da composição dos rejeitos)

- 1 teste de flotação sem adição de amina
- 1 teste de flotação com adição de 20,0g/t de amina
- 1 teste de flotação com adição de 35,0g/t de amina
- 1 teste de flotação com adição de 50,0g/t de amina

5.4.6.3 – Terceira bateria (*releaner* com água da composição dos rejeitos)

- 1 teste de flotação sem adição de amina
- 1 teste de flotação com o concentrado do teste anterior com 20,0g/t de amina
- 1 teste de flotação sem adição de amina
- 1 teste de flotação com o concentrado do teste anterior com 35,0g/t
- 1 teste de flotação sem adição de amina
- 1 teste de flotação com o concentrado do teste anterior com 50,0g/t

5.4.6.4 – Quarta bateria (etapa dessorção, pH polpa)

- 1 teste de flotação com a água da dessorção sem adição de amina
- 1 teste de flotação com a água do dessorção com 20,0g/t de amina
- 1 teste de flotação com a água da dessorção com 35,0g/t de amina
- 1 teste de flotação com a água da dessorção com 50,0g/t de amina

5.4.6.5 – Quinta bateria (etapa dessorção, pH 5,5)

1 teste de flotação com a água da dessorção sem adição de amina

1 teste de flotação com a água do dessorção com 20,0g/t de amina

1 teste de flotação com a água da dessorção com 35,0g/t de amina

1 teste de flotação com a água da dessorção com 50,0g/t de amina

5.5 – Análise química

Todas as amostras submetidas a análises químicas tiveram os seus teores de ferro determinados por dicromatometria. Os teores de sílica, alumina, fósforo e manganês foram determinados por espectrometria de plasma, equipamento Ciro-CCD. Os valores da perda por calcinação (PPC) foram obtidos a partir da calcinação de um grama da amostra em uma mufla, a 1000,0°C, durante 1,0 hora.

5.6 – Reagentes

Para a realização dos testes de flotação foram utilizados os seguintes reagentes:

- amido de milho fornecido pela Kowalski;
- éter-monoamina (Flotigam EDA-3B), fornecida pela Clariant;
- éter-diamina (Flotigam F 2835-2), fornecida pela Clariant;
- NaOH, fornecida pela Braskem.

As soluções dos coletores éter-monoamina (Flotigam EDA-3B) e éter-diamina (Flotigam F 2835-2) foram preparadas utilizando uma proporção de 75,0% e 25,0%, respectivamente. As soluções de amido e amina foram preparadas com concentração de 1,0% (p/v). Foram utilizadas soluções de NaOH a 3,0% (p/v).

CAPÍTULO 06 – Resultados e discussões

6.1 – Presença de amina residual no rejeito

As amostragens realizadas nos quatro pontos dos rejeitos finais do Concentrador durante o período de novembro/05 até setembro/06 confirmaram a existência de aminas residuais nas águas dos rejeitos. Porém, observou-se que a concentração de amina residual no rejeito da flotação reduziu de forma significativa, não tendo sido mais detectada, inclusive, qualquer quantidade de amina residual nos rejeitos da flotação convencional, da planta de recuperação de finos e das colunas de flotação, na amostragem realizada em setembro/06, como pode ser observado na figura 6.1.

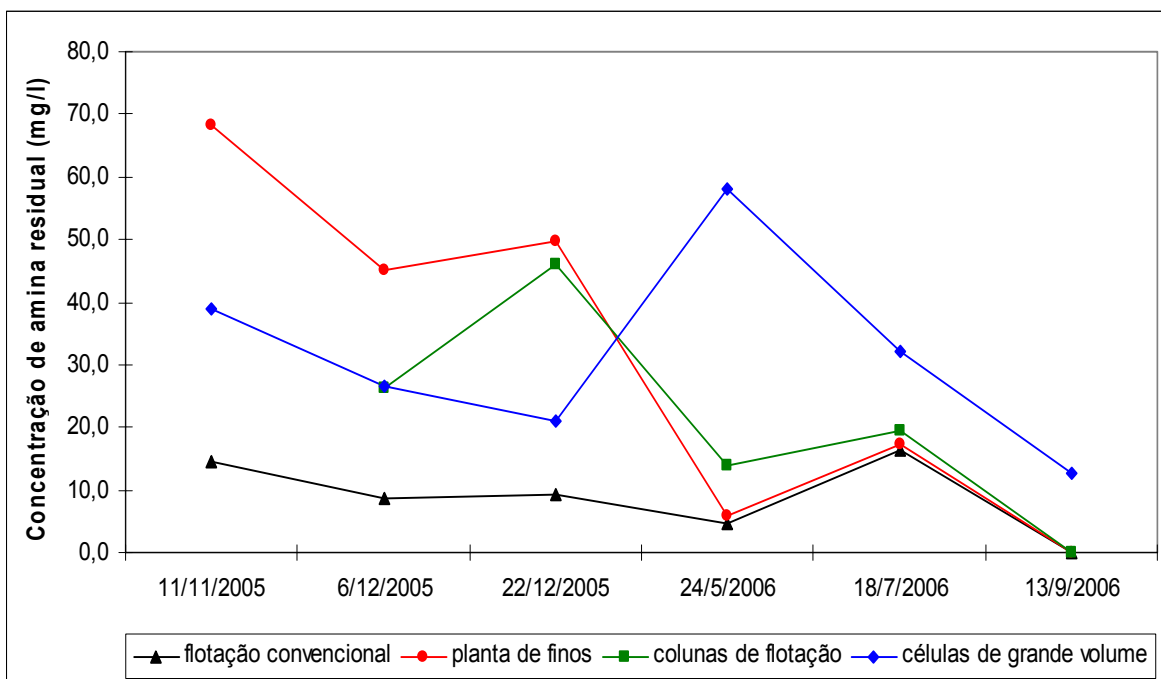


Figura 6.1 – Quantificação da amina nos rejeitos durante o período de testes.

A unidade mg/l, na figura 6.1, refere-se à massa de amina por litro de água do rejeito.

A redução de amina residual nas águas dos rejeitos, conforme observado na figura 6.1, é resultado das alterações promovidas nos circuitos, do aumento do volume de flotação com o acréscimo de novas células mecânicas, das alterações na relação éter-monoamina versus éter-diamina e dos investimentos em tecnologia, como por exemplo,

a implementação de um sistema de controle avançado da amina na flotação convencional. Outro fator que merece destaque em relação a essa redução do consumo de amina foi o conhecimento dos valores das concentrações de amina residual presentes na água em cada ponto do rejeito a partir do início do presente trabalho. O estudo revelou que as altas concentrações de amina residual na água do rejeito são decorrentes de dosagens excessivas de amina.

O conhecimento das concentrações residuais, aliado às melhorias de processo implementadas no Concentrador, gerou, dentre outros benefícios, o aumento das recuperações em peso e de ferro e a otimização das dosagens de reagentes praticadas na operação. O consumo de amina foi drasticamente reduzido, já estando cerca de 30,0% abaixo do valor orçado para 2006. O reflexo dessa redução pode ser observado na figura 6.2. O valor de cada mês representa o percentual de amina gasta em relação ao consumo total do ano de 2006.

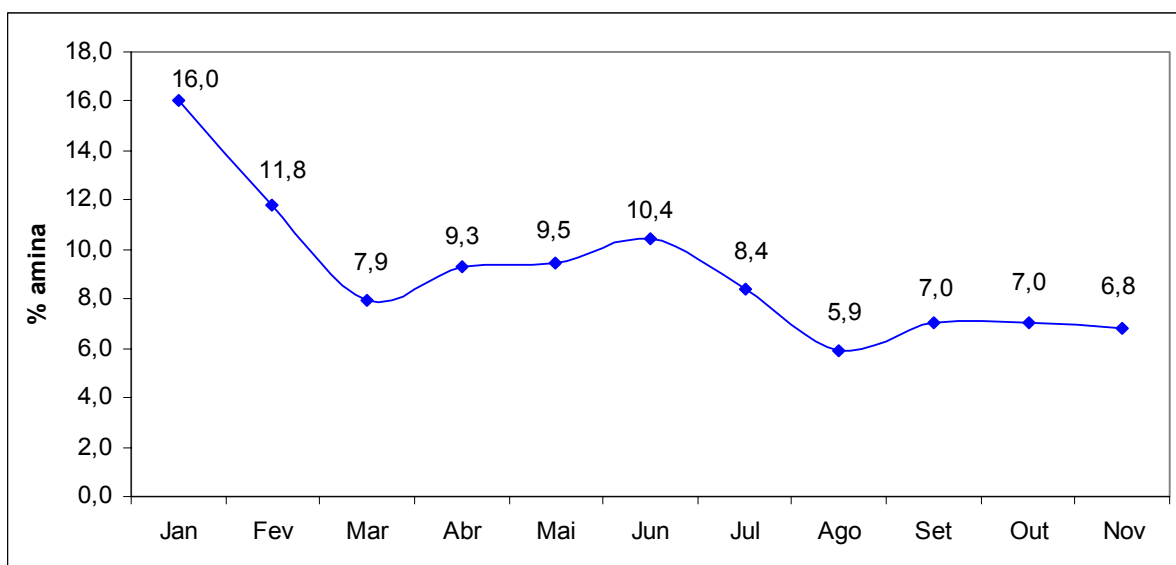


Figura 6.2 - Percentagem do consumo mensal de amina relativo ao consumo do ano de 2006.

6.2 – Testes de flotação

6.2.1 – Testes de flotação com as águas isoladas dos rejeitos

Inicialmente foram realizados testes utilizando-se as águas dos rejeitos isoladamente. Os testes foram realizados conforme descrito no item 5.4.2.

6.2.1.1 – Testes de flotação com as águas dos rejeitos da flotação convencional

Os resultados da concentração de amina residual da água da flotação convencional e os resultados da sílica do concentrado dos testes de flotação podem ser observados na figura 6.3.

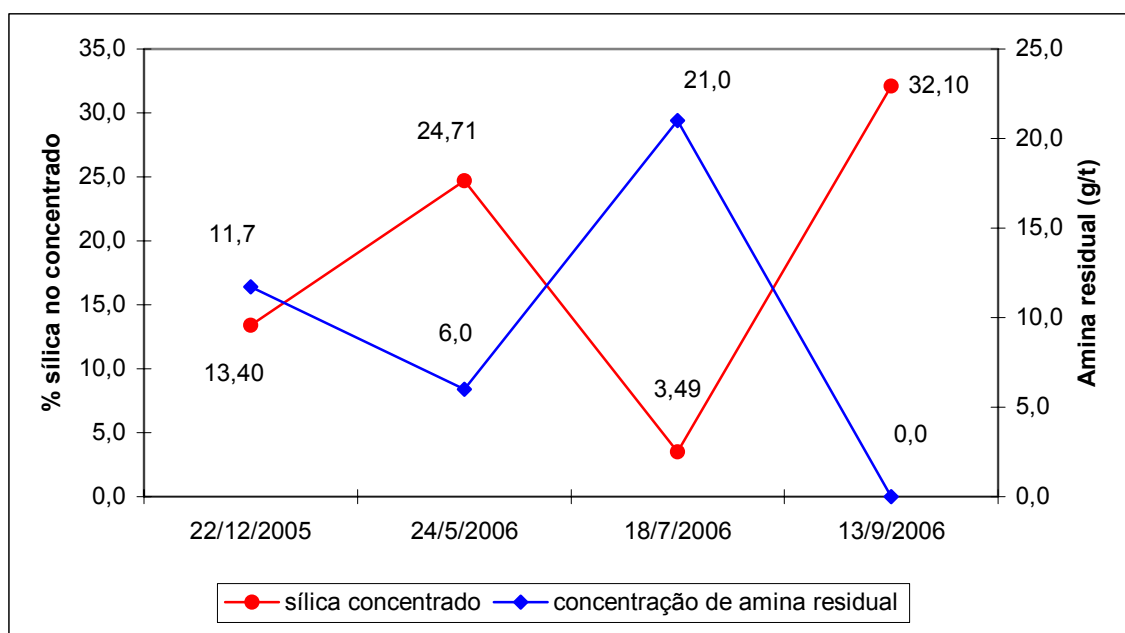


Figura 6.3 – Resultados dos testes de flotação com as águas do rejeito da flotação convencional.

A unidade g/t, na figura 6.3, refere-se à massa de amina em relação à massa de minério alimentado para a execução dos testes de flotação (massa de minério igual a 1,5kg).

A água do rejeito da flotação mecânica convencional apresentou sempre a menor concentração de amina residual quando comparada com as demais águas dos rejeitos. O teor de sílica no concentrado para esses testes variou conforme a concentração de amina residual. À medida que a concentração diminuiu, o teor de sílica do concentrado aumentou e vice-versa.

Deve-se destacar que na amostragem de julho/06, em que a concentração de amina residual foi equivalente a uma dosagem de 21,0g/t, o teor de sílica do concentrado, 3,49%, foi praticamente o teor de sílica do concentrado obtido no teste com a amostra padrão com dosagem de 20,0g/t de amina (3,48%).

Verifica-se também que, a partir de setembro/06, não foi detectada a presença de amina residual neste ponto.

6.2.1.2 – Testes de flotação com as águas dos rejeitos da flotação em células de grande volume

Os resultados de concentração de amina residual e sílica no concentrado desta etapa de flotação podem ser observados na figura 6.4.

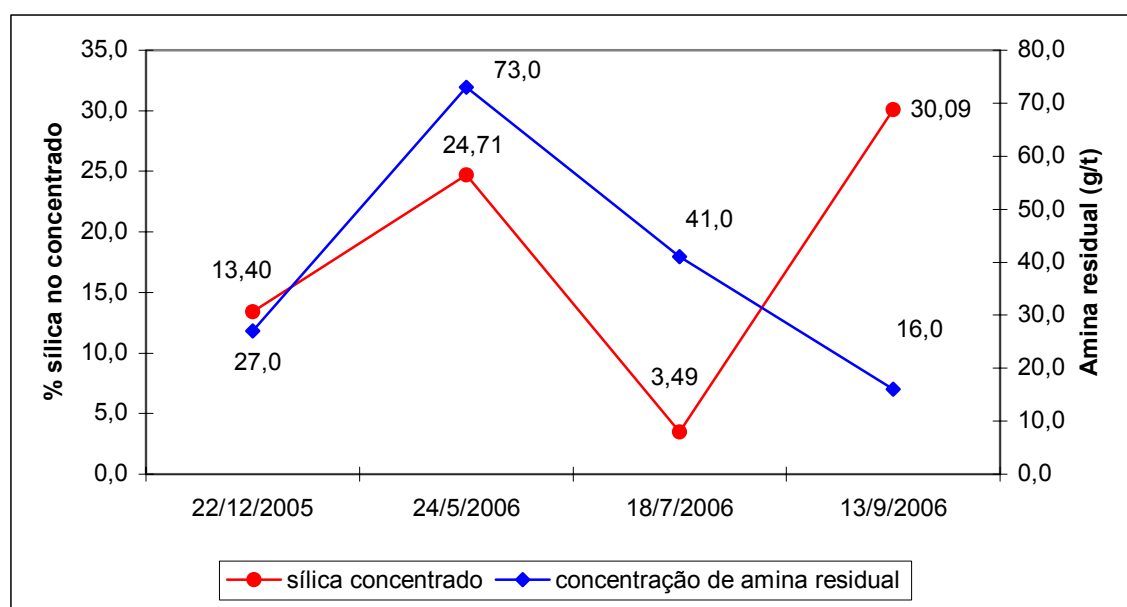


Figura 6.4 – Resultados dos testes de flotação com as águas do rejeito da flotação em células mecânicas de grande volume.

Verifica-se na figura 6.4 que para todos os testes de flotação realizados com as águas oriundas dessa etapa de flotação, independentemente da concentração de amina residual presente, obtiveram-se altos teores de sílica nos concentrados, quando comparados aos teores de sílica dos concentrados da amostra padrão. Além disso, não há relação entre a concentração de amina residual e o teor de sílica no concentrado, podendo citar como exemplo as amostragens realizadas em maio e julho. Na amostragem de maio, para uma concentração de amina residual equivalente a 73,0g/t, obteve-se um teor de sílica de 24,71% e na amostragem de julho, para uma concentração de amina residual equivalente a 41,0g/t, obteve-se um teor de sílica no concentrado de 3,49%. A partir desses resultados, torna-se difícil concluir qual seria o comportamento dessa água no processo de flotação.

Atribui-se esses resultados ruins à presença de partículas ultrafinas e de difícil sedimentação nessa água. Essas partículas são geradas, principalmente, na etapa de remoagem que antecede a etapa de flotação em células mecânicas de grande volume. Observou-se, também, que, dentre todas as águas dos rejeitos, essa foi sempre a água mais turva.

No circuito atual não se adiciona amina nesta etapa do processo, entretanto, na amostragem realizada em setembro/06, este foi o único ponto que apresentou amina residual.

6.2.1.3 – Água do rejeito da flotação em colunas

Os resultados de concentração de amina e os teores de sílica do concentrado dos testes de flotação utilizando a água do rejeito da flotação em colunas podem ser observados na figura 6.5.

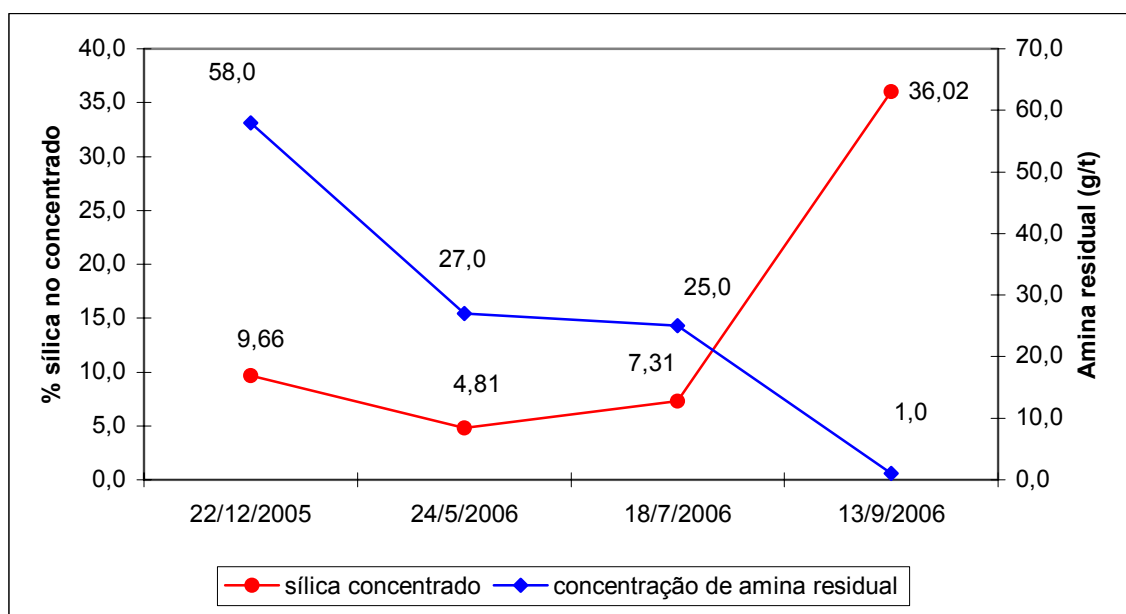


Figura 6.5 – Resultados dos testes de flotação com as águas dos rejeitos das colunas de flotação.

Observou-se que, em todas as amostras coletadas do rejeito da coluna de flotação, transcorridas 12,0 horas de repouso após cada coleta, uma camada espessa de espuma permanecia na superfície da água, demonstrando, nitidamente, a presença de sólidos que, ainda não sedimentados, acabavam sendo transferidos para as águas dos testes. Essa camada de espuma não foi observada nas outras águas dos rejeitos. Testes de flotação com as águas do rejeito da coluna apresentaram teores de sílica maiores que os teores de sílica da amostra padrão.

Os resultados ruins de teor de sílica no concentrado, tanto para as águas do rejeito da flotação em colunas, quanto para as águas do rejeito da flotação em células de grande volume, são atribuídos à grande presença de partículas ultrafinas de difícil sedimentação em suspensão nestas duas águas. A origem dessas partículas é atribuída a remoagem do minério antes de alimentar a etapa de flotação mecânica em células de grande volume.

Na busca de resultados que comprovassem essa afirmativa, amostrou-se a alimentação e a descarga do moinho secundário 04 (MS04). Os resultados da distribuição granulométrica e dos ensaios de flotação realizados a partir dessas amostras podem ser observados na figura 6.6 e na tabela 6.1, respectivamente.

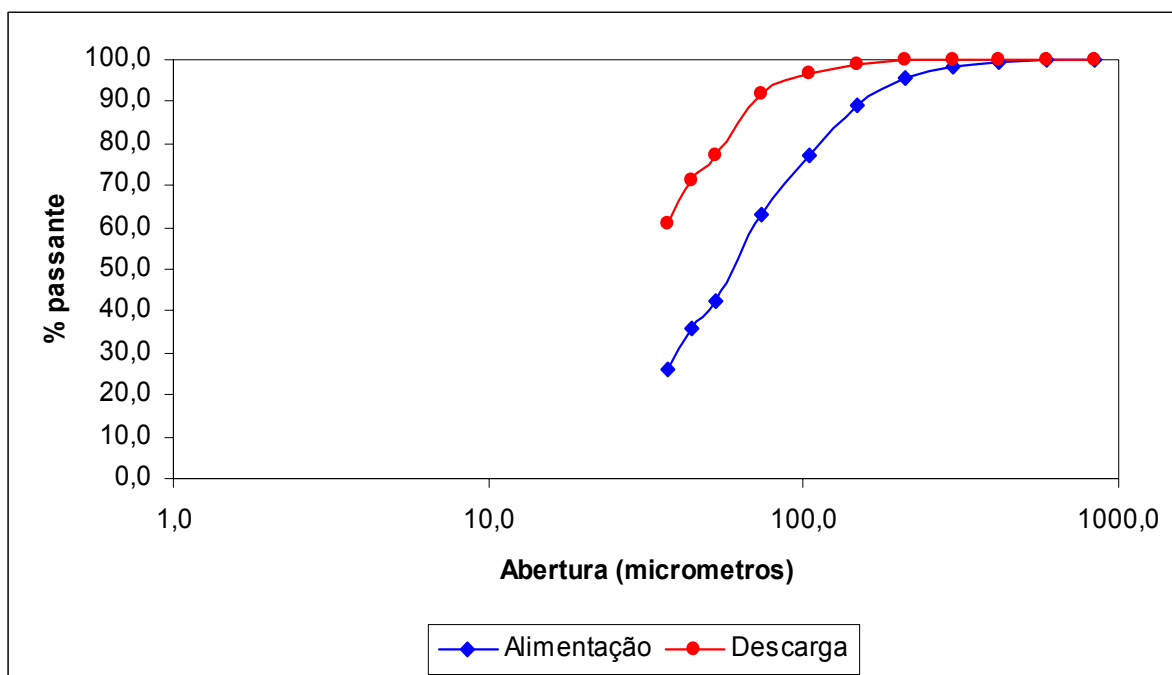


Figura 6.6 – Distribuição granulométrica da alimentação e descarga do moinho secundário 04 (MS04).

Tabela 6.1 – Testes de flotação com as águas provenientes da alimentação e da descarga do moinho secundário 04 (MS04)

Água Utilizada	Reagentes		pH	Análise Química		Recuperações	
	Amido g/t	Amina g/t		Concentrado	Rejeito	Peso %	Ferro %
				SiO ₂	Fe		
				%	%		
Alimentação MS04	450,0	50,0	10,0	2,36	15,64	59,86	86,36
Descarga MS04	450,0	50,0	10,0	4,63	20,28	57,37	81,06

Verifica-se na tabela 6.1 que a sílica do concentrado utilizando-se a água da descarga do moinho foi maior, fato que comprova a piora da qualidade da água para a flotação após a etapa de remoagem.

6.2.1.4 – Água do rejeito da planta de recuperação de finos

Os resultados referentes aos testes de flotação com as águas da planta de recuperação de finos podem ser observados na figura 6.7.

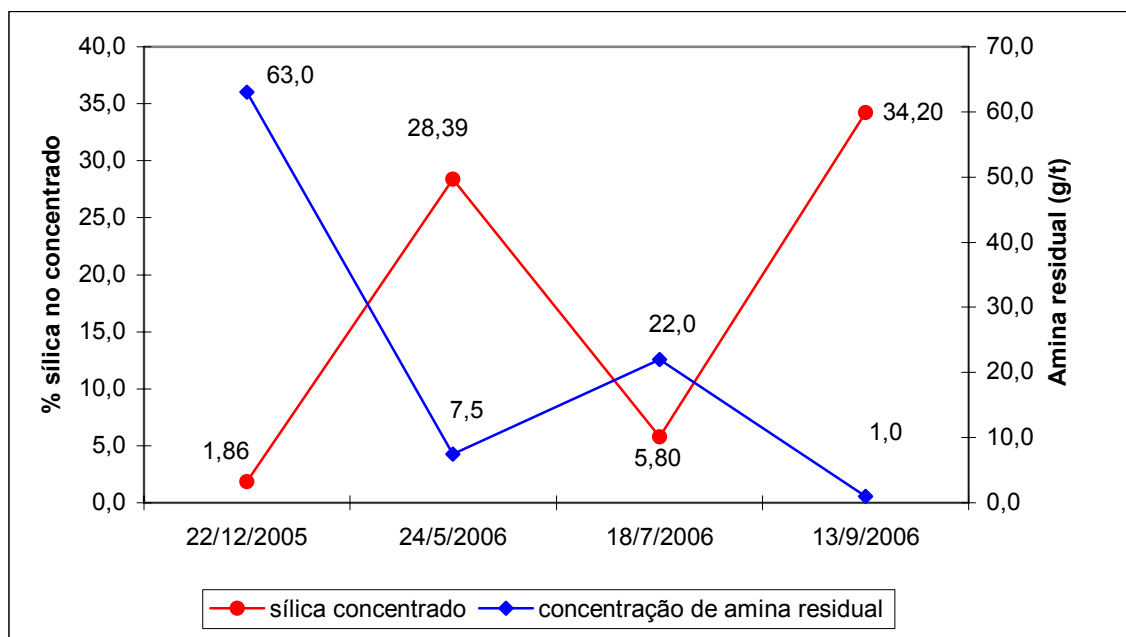


Figura 6.7 – Resultados dos testes de flotação com as águas do rejeito da planta de recuperação de finos.

A figura 6.7 mostra que as concentrações de amina residual presente nas águas do rejeito da planta de recuperação de finos diminuíram significativamente entre as amostragens de dezembro/2005 e setembro/2006. Durante todo o ano de 2005 e o início de 2006, praticava-se uma dosagem de amina nessa etapa do processo de 200,0g/t a 300,0g/t. Como consequência, os resultados de concentração de amina residual também eram altos. A partir de 2006, após alterações promovidas no circuito, diminuiu-se a adição de amina nesse ponto do processo. Atualmente pratica-se uma dosagem aproximada de 50,0g/t de amina. Na amostragem realizada em setembro/06 não foi detectada a presença de amina residual.

Observa-se que os teores de sílica nos concentrados dos testes de flotação com as águas do rejeito da planta de recuperação de finos variavam conforme a concentração de amina residual. O mesmo foi observado em relação aos teores de sílica obtidos nos testes de flotação realizados com as águas do rejeito da flotação convencional. Para maiores concentrações de amina residual nessas águas obtinha-se menores teores de sílica nos concentrados e vice-versa.

6.2.2 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos

Para facilitar a comparação entre os resultados do teste padrão e dos testes com a composição das águas dos rejeitos, optou-se por representar nos eixo das abscissas dos gráficos abaixo o valor das dosagens de amina adicionadas aos testes, sem considerar a amina residual contida na água. Esses testes foram realizados conforme descrito no item 5.4.3.

6.2.2.1 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos do mês de dezembro/05

Os resultados dos testes de flotação obtidos a partir da utilização das águas de composição dos rejeitos no mês de dezembro/05 podem ser observados na figura 6.8.

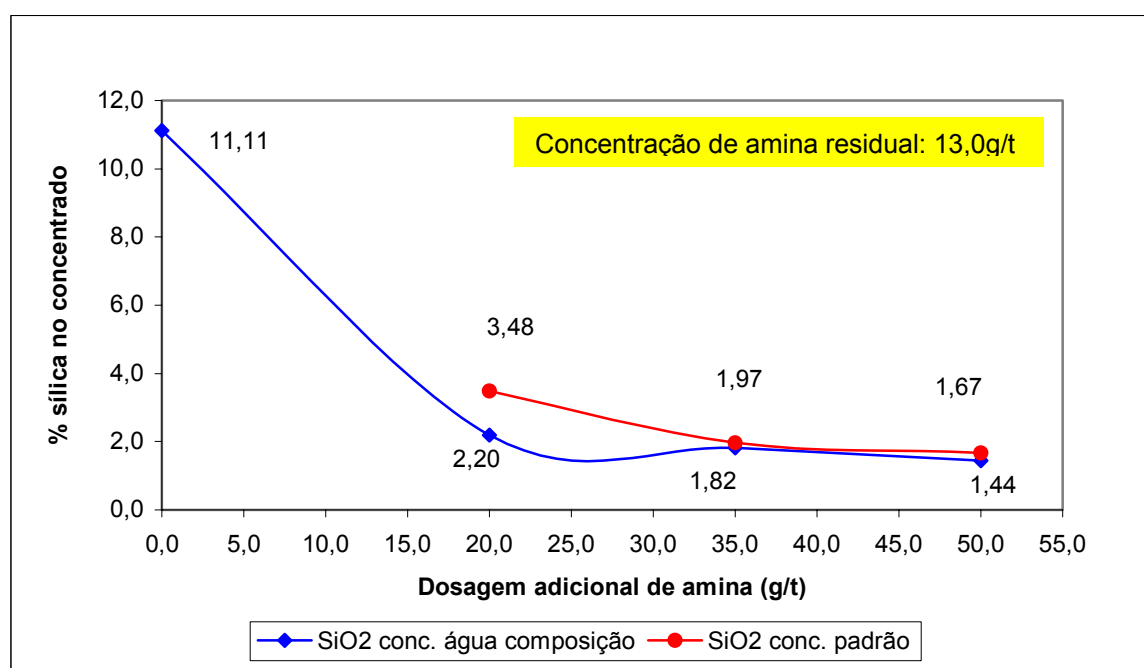


Figura 6.8 – Resultados dos testes de flotação com as águas de composição dos rejeitos de dezembro/05.

A concentração de amina residual nas águas da composição dos rejeitos, em dezembro/05, foi equivalente a uma dosagem de 13,0g/t. Portanto, as dosagens reais de amina para os testes foram 13,0g/t, 33,0g/t, 48,0g/t e 63,0g/t.

Verifica-se na figura 6.8 que os teores de sílica dos concentrados dos testes com a composição dos rejeitos em dezembro/05 foram sempre menores que os teores de sílica dos concentrados do teste padrão. Esses resultados sugerem uma possível reutilização das águas do rejeito com redução de dosagem de amina.

6.2.2.2 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos do mês de maio/06

Os resultados dos testes de flotação obtidos a partir da utilização das águas de composição dos rejeitos no mês de maio/06 podem ser observados na figura 6.9.

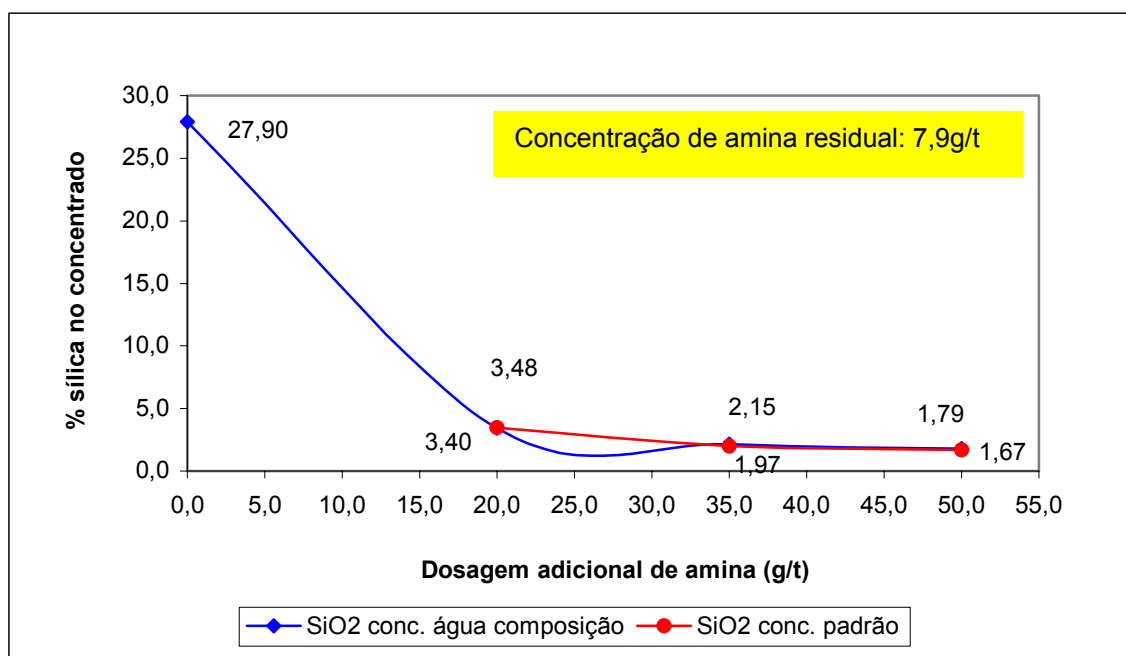


Figura 6.9 – Resultados dos testes de flotação com as águas de composição dos rejeitos de maio/06.

A concentração de amina residual nas águas da composição dos rejeitos, em maio/06, foi equivalente a uma dosagem de 7,9g/t. Portanto, as dosagens reais de amina para os testes foram 7,9g/t, 27,9g/t, 42,9g/t e 57,9g/t.

Verifica-se na figura 6.9 que, para os testes de flotação com a composição das águas do rejeito no mês de maio/06, obteve-se teores de sílica no concentrado maiores que aqueles do concentrado da amostra padrão, não se caracterizando, portanto, uma possível redução na dosagem de amina através da sua reutilização.

6.2.2.3 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos do mês de julho/06

Os resultados dos testes de flotação obtidos a partir da utilização das águas de composição dos rejeitos no mês de julho/06 podem ser observados na figura 6.10.

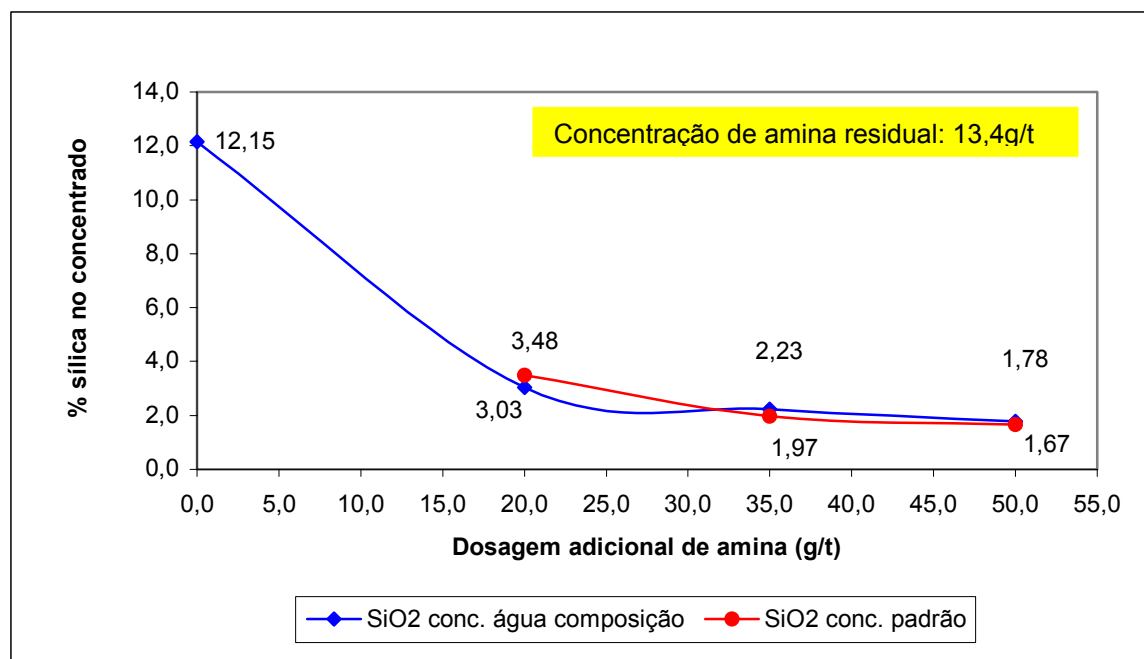


Figura 6.10 – Resultados dos testes de flotação com as águas de composição dos rejeitos de julho/06.

A concentração de amina residual nas águas da composição dos rejeitos, em julho/06, foi equivalente a uma dosagem de 13,4g/t. Portanto, as dosagens reais de amina para os testes foram 13,4g/t, 33,4g/t, 48,4g/t e 63,4g/t.

Verifica-se na figura 6.10 que, para os testes de flotação com a composição das águas do rejeito no mês de julho/06, assim como no teste de maio/06, não se caracterizou uma possível redução de dosagem de amina através de sua reutilização no processo.

6.2.2.4 – Testes de flotação com as águas da composição dos rejeitos do mês de setembro/06

Os resultados dos testes de flotação obtidos a partir da utilização das águas de composição dos rejeitos no mês de setembro/06 podem ser observados na figura 6.11.

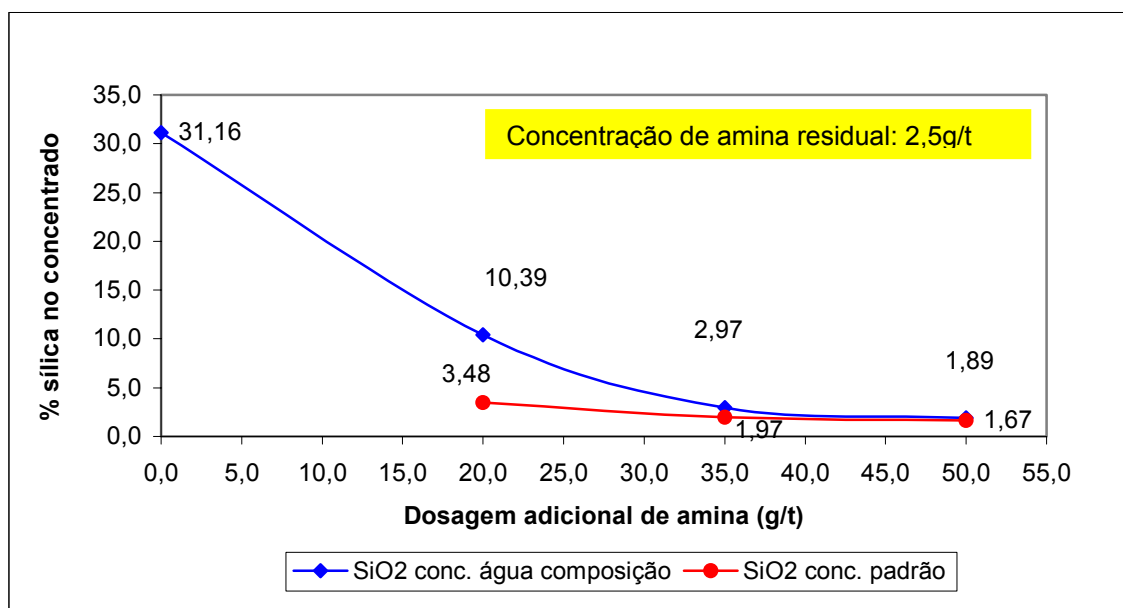


Figura 6.11 – Resultados dos testes de flotação com as águas de composição dos rejeitos de setembro/06.

A concentração de amina residual nas águas da composição dos rejeitos, em setembro/06, foi equivalente a uma dosagem de 2,5g/t. Portanto, as dosagens reais de amina para os testes foram 2,5g/t, 22,5g/t, 37,5g/t e 52,5g/t.

Como pôde ser observado na figura 6.11, não se confirmou redução de amina a partir da reutilização da água do rejeito. O esperado era que os teores de sílica no concentrado dos testes fossem iguais, ou muito próximos, aos teores de sílica do concentrado da amostra padrão, pois as dosagens utilizadas nos testes foram muito próximas.

Observaram-se comportamentos distintos das águas de composição do rejeito, entre o teste de flotação realizado em dezembro/05 e os testes realizados a partir de maio/06. No teste realizado em dezembro/05, todos os teores de sílica no concentrado foram menores que os teores de sílica do concentrado da amostra padrão, resultados que não foram obtidos a partir das amostras coletadas durante o ano de 2006.

Atribuem-se os resultados ruins dos testes de flotação realizados durante o ano de 2006 às alterações promovidas no circuito, principalmente na flotação. Como exemplo, pode-se citar a remoagem do minério antes do mesmo alimentar a etapa de flotação em células de grande volume. Essa alteração interferiu na qualidade da água e, conseqüentemente, nos resultados dos testes de flotação.

6.2.3 – Testes de flotação *releaner* com as águas da composição do rejeito

Esses testes simulam uma operação em que inicialmente seria utilizada somente a amina residual na etapa *rougher* da flotação, sendo que a adição de amina nova ocorreria na etapa *cleaner*. Os testes foram realizados conforme o item 5.4.4 do procedimento. Os resultados dos teores de sílica no concentrado *releaner* podem ser observados na figura 6.12.

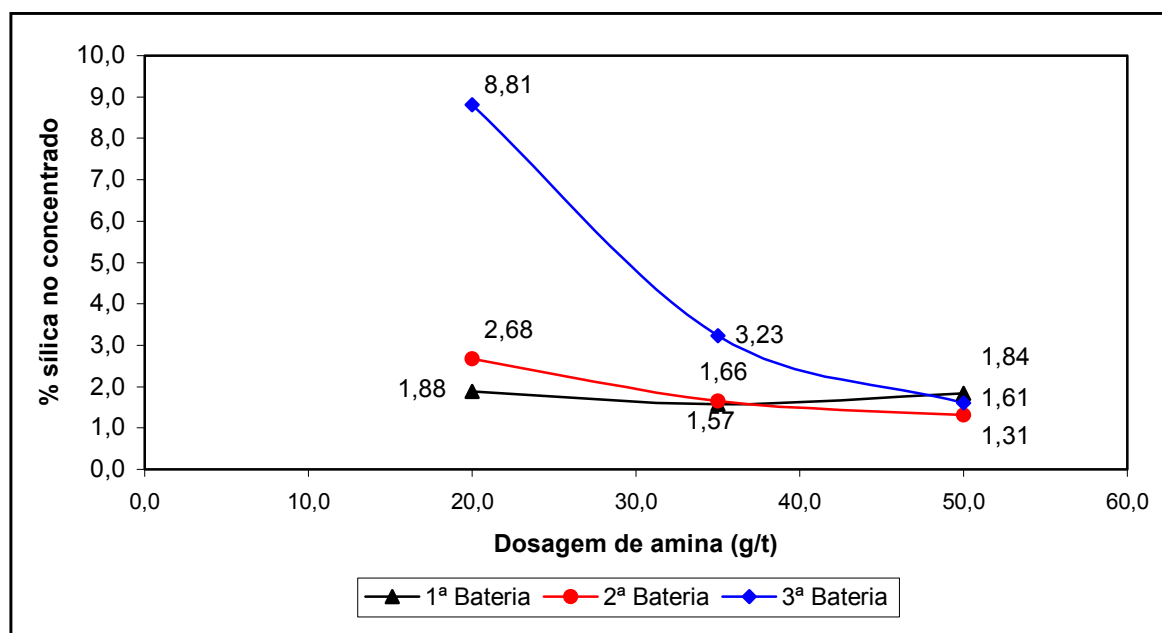


Figura 6.12 – Resultados do teor de sílica no concentrado dos testes de flotação *releaner*.

Verifica-se que, na amostragem do mês de setembro, ou seja, na terceira bateria de testes, o teor de sílica no concentrado com uma dosagem de 20,0g/t de amina foi muito maior que os teores de sílica das outras duas baterias de testes. A explicação para este resultado é a menor concentração de amina residual presente na água do composto da terceira bateria, 2,0mg/l.

Obtiveram-se teores de sílica nos concentrados menores que os teores da amostra padrão a partir de uma dosagem de 35,0g/t de amina, demonstrando que esse tipo de operação pode ser viável quando se pensa na recuperação de amina residual.

6.2.4 – Testes de flotação com as águas da dessorção

Buscou-se aumentar a concentração de amina residual através da sua dessorção das partículas minerais. A metodologia utilizada está descrita no item 5.4.5. A dessorção foi realizada utilizando a polpa de composição dos rejeitos. Sabe-se que grande parte da amina utilizada no processo está presente nessa polpa, diretamente na água ou adsorvida nas partículas minerais. Os resultados obtidos de concentração de amina residual após a dessorção podem ser observados na tabela 6.2.

Tabela 6.2 – Resultado da concentração de amina residual antes e após a dessorção

Água	Concentração de amina (mg/l)
Composição dos rejeitos	2,0
Dessorção pH polpa	2,0
Dessorção pH 5,5	3,9

Para a realização da dessorção, a polpa do rejeito foi submetida a uma forte agitação, 1000,0rpm, durante 20,0 minutos. Apesar disso, o resultado de concentração da amina residual encontrado foi baixo. Verifica-se que a dessorção não é uma etapa de fácil realização. Valores de pH muito baixo não foram testados devido à inviabilidade do processo, além da possível solubilização das partículas de ferro.

A utilização do ácido clorídrico para a redução do pH necessário a dessorção traz como possíveis problemas a possibilidade de corrosão de equipamentos e materiais, as dificuldades de descarte deste material na natureza e aumento de outros insumos para restabelecer o pH ideal para a flotação.

O resultado do teste de flotação realizado a partir da água da dessorção pode ser visto na figura 6.13.

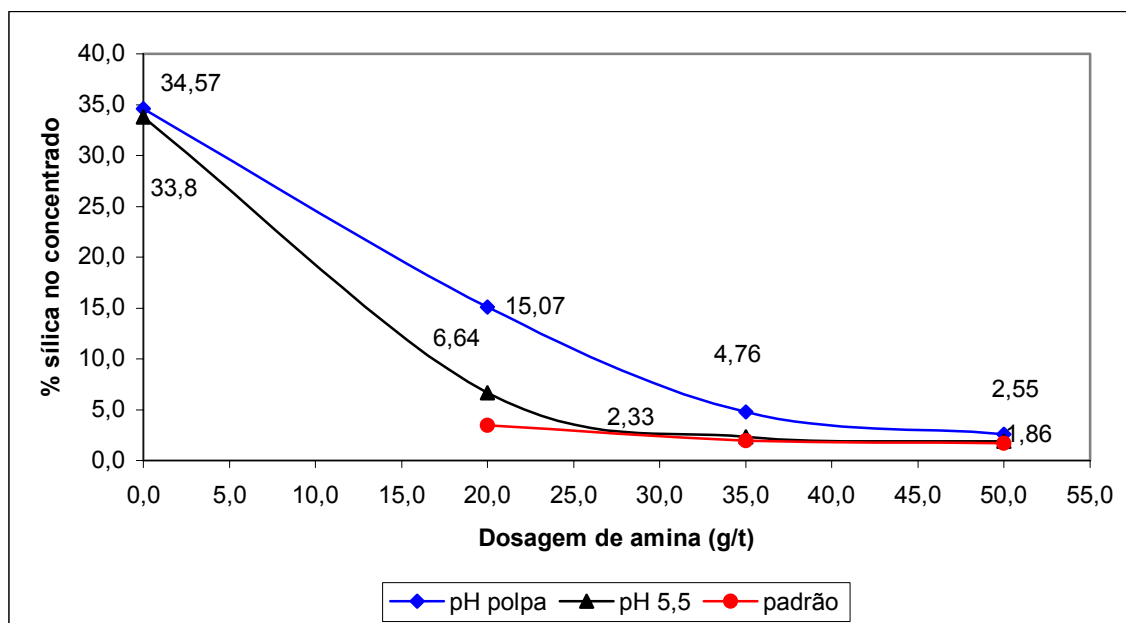


Figura 6.13 – Resultados dos testes de flotação utilizando-se a amina residual obtida através do processo de dessorção.

Em relação aos teores de sílica do concentrado dos testes, verifica-se que nos testes de flotação com a água da dessorção, em que a concentração de amina residual foi maior, foram obtidos menores teores de sílica no concentrado. Entretanto, a concentração de amina residual obtida através da etapa de dessorção não foi a esperada.

6.3 – Consumo de amina

Os consumos de amina nos anos de 2005 e 2006 e o previsto para 2007 podem ser visualizados na figura 6.14.

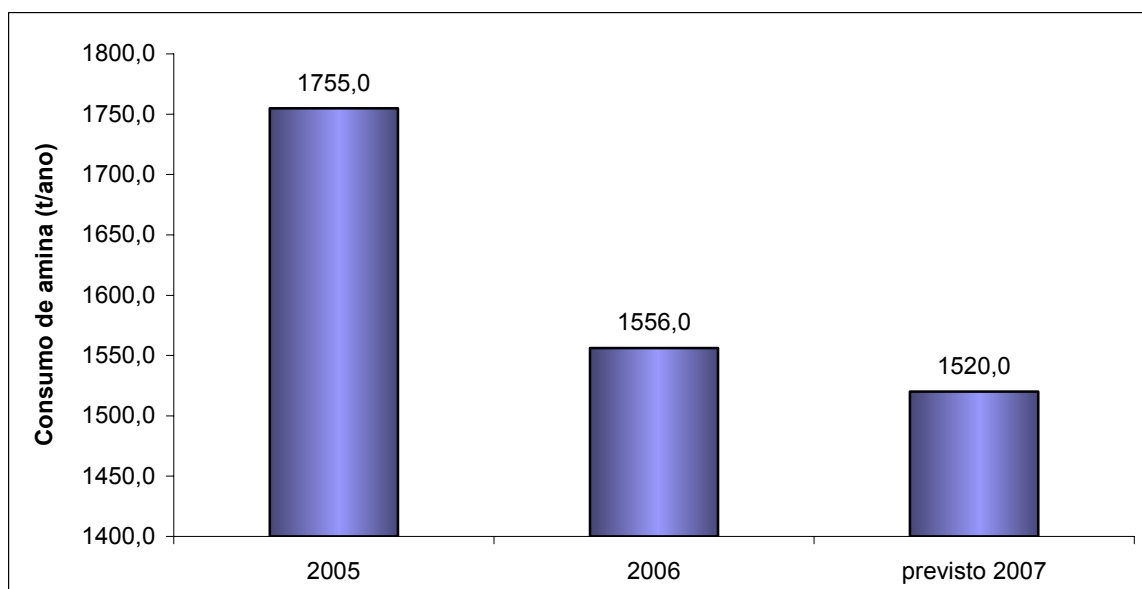


Figura 6.14 – Comparativo de consumo da amina nos anos de 2005, 2006 e 2007.

Nos níveis de consumo atuais, verifica-se uma redução de aproximadamente 13,0% no consumo de amina esperado para 2007 quando comparado ao ano de 2005, mesmo sendo previsto um aumento nas metas de produção de concentrado para o ano de 2007. Os fatores que propiciaram essa redução foram:

- alterações de circuitos;
- aumento do volume de flotação com acréscimo de novas células mecânicas;
- alteração na relação éter-monoamina versus éter-diamina a partir de setembro/06 (adotou-se 25,0% de éter-monoamina e 75,0% de éter-diamina);
- controle da dosagem a partir da análise da concentração de amina residual presente nos rejeitos da flotação;
- Conhecimento dos valores de concentração de amina residual presente na água em cada ponto do rejeito a partir do início do presente trabalho.

Verifica-se, portanto, que a redução do consumo de amina no processo de flotação da SAMARCO foi resultado de um conjunto de ações. Entre essas ações, deve-se destacar a importância do monitoramento da concentração de amina residual presente nas águas dos rejeitos da flotação. Elevadas concentrações de amina nessas águas sugere uma dosagem excessiva de amina no início do processo de flotação.

6.4 – Dificuldades

Para a realização dos testes de determinação da amina residual presente no rejeito, deparou-se com uma série de dificuldades, sendo que as principais estão listadas abaixo.

- grande volume de amostra manuseada em cada bateria de teste;
- curto espaço de tempo para a realização dos testes de flotação devido à degradação da amina residual;
- várias mudanças de circuito na área industrial visando otimizar as operações do Concentrador;
- análise de concentração de amina residual realizada em laboratório fora da SAMARCO.

CAPÍTULO 07 – Conclusões

O presente estudo mostrou que é possível reaproveitar a amina residual do rejeito da flotação catiônica reversa de minério de ferro através da recirculação da água. Para tal, faz-se necessário que a água do rejeito a ser reaproveitada não contenha grande quantidade de partículas ultrafinas em suspensão que possam prejudicar os resultados da flotação industrial. A abrangência dos ganhos relativos a esse reaproveitamento dependerá da quantidade de amina residual, da quantidade disponível de água e do volume a ser empregado para alimentar o ponto onde se deseja recuperar a amina residual.

Outras investigações visando à recuperação de amina residual oriunda da água de rejeitos da flotação reversa de minério de ferro mostraram, de uma forma geral, que é possível reutilizar a amina residual com potencial redução do consumo de amina nova. No entanto, na maioria desses trabalhos, isso só foi possível a partir de amostras de águas do rejeito provenientes de testes de flotação em bancada com altas dosagens de amina.

Testes com águas dos rejeitos industriais oriundas das etapas do processo em que o material é moído e que não ocorreu uma deslamagem prévia (flotação em células mecânicas de grande volume e coluna de flotação), como ocorre no processo do Concentrador da SAMARCO, apresentaram teores de sílica no concentrado maiores do que aqueles do concentrado da amostra padrão, independentemente da concentração de amina residual. Esse resultado é atribuído à significativa presença de partículas ultrafinas e de difícil sedimentação.

A etapa da dessorção, com o objetivo de aumentar a concentração da amina na água do rejeito, não apresentou resultados satisfatórios. O aumento da concentração de amina residual, independentemente da amostra estar no pH da polpa ou na faixa ácida, não ocorreu de forma expressiva.

Recomenda-se adotar na rotina da operação do Concentrador de Germano o monitoramento sistemático da concentração de amina residual presente na água do rejeito. Essa informação mostrou-se de grande valia para identificar possíveis excessos

na dosagem de amina na flotação, possibilitando a otimização do consumo desse importante insumo.

CAPÍTULO 08 – Sugestões para trabalhos futuros

Sugere-se como trabalhos futuros:

- o estudo dos possíveis impactos causados pela água oriunda da etapa de remoagem, do Concentrador da SAMARCO, que alimenta as etapas de flotação subseqüentes;
- o estudo para implementação de mecanismos de análise quantitativa da amina nas águas dos rejeitos e do concentrado no laboratório químico da SAMARCO. A execução dessa análise permitiria um monitoramento mais freqüente da concentração de amina residual, podendo ser útil para o controle das dosagens de amina;
- o estudo de um método de dessorção que possa ser aplicado industrialmente e que possibilite a reutilização, quase que total, da amina adsorvida na superfície dos minerais;
- o estudo da quantificação de outros reagentes, como amido e soda, presentes na água do Concentrador da SAMARCO para identificar excessos de dosagens.

CAPÍTULO 09 – Referências bibliográficas

ABREU, S. F. *Recursos Minerais do Brasil*. Instituto Nacional de Tecnologia. Editora Edgard Blucher Ltda, 1973, v. II, cap. 14, p.451-492.

ALECRIM, J. D. *Recursos Minerais do Estado de Minas Gerais*, Belo Horizonte: Metais de Minas Gerais S.A., METAMIG, 1982, p. 131-136.

DE ARAUJO, A. C. & PERES, A. E. C. *Froth flotation: relevant facts and the Brazilian case*. Rio de Janeiro: CETEM/CNPq, 1995. (Tecnologia Mineral, 70).

BALTAR, C. A. M., DE ARAÚJO. J. M. M., CUNHA, A. S. F. Estudo das condições para dessorção e reutilização de coletor na flotação de quartzo. In: *Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa*, XIX, 2002. Recife. Vol. I, p.241-246.

BARBATO, C. N., DE ANDRADE, M. C., FRANÇA, S. C. A., DA LUZ, A. B. *Adsorção e quantificação de aminas em efluentes de mineração*. Jornada de Iniciação Científica – CETEM, XII, 2004.

CARVALHO, M. R. *Interferência de cátions Ca^{2+} nas etapas de deslamagem e flotação de minério de ferro*. Ouro Preto: Escola de Minas da UFOP, 2003. 57p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Mineral).

CHAVES, A. P., LEAL FILHO, L. S. *Tratamento de minérios*. 3.ed. Rio de Janeiro: Luz, A.B., CETEM/MCT, 2002, cap 10, p.411-455.

CHAVES, L. C. *Estudos de resíduos sólidos gerados na flotação do minério de ferro: quantificação e decomposição de aminas no meio ambiente*. Ouro Preto: Escola de Minas da UFOP, 2001, 90p. (Dissertação, Pós-Graduação em Evolução Crustal e Recursos Naturais).

COELHO, E. M., PERES A. E. C., ARAUJO, A. C. Flotação, espessamento, filtragem e floculação seletiva. In memoriam: Paulo Abib Andery. *Tratamento de minérios e hidrometalurgia*. Recife, 1980, cap 3, p.205-286.

Deliberação Normativa Copam n° 10 de 16/12/1986. Jornal Minas Gerais, 10/01/1987.

GAUDIN, A. M., FUERSTENAU, D.W. *Quartz flotation with anionic collectors.* Trans AIME, 1955, 202, p.958-962.

HOUOT, R. *Beneficiation of iron ore by flotation: review of industrial and potential applications.* International Journal of Mineral Processing, 1983, v.10, p.183-204.

Instituto de Ciências Exatas e Biológicas (ICEB) da Universidade de Ouro Preto (UFOP).

KIRK, W. S. *Mineral commodity summaries.* Washington: U. S. Geological Survey, 2003, p.86-87.

LAMOSO, L. P. *A exploração de minério de ferro no Brasil e no Mato Grosso do Sul.* São Paulo: Departamento de Geografia, Faculdade de Filosofia, Ciências e Letras da Universidade de São Paulo, 2001. 304p. (Dissertação, Doutorado em Geografia).

DA LUZ, A. B., LINS, F. F. *Introdução ao tratamento de minérios.* In: Luz, A. B. et al. Tratamento de minérios. 3.ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002, cap.9, p.3-14,

MANGABEIRA, A. P. A., TURRER, A. D. *Influência da amina da água do rejeito e do pH no desempenho da flotação convencional.* SAMARCO, 2000. (Relatório Interno).

MONTE, M. B. M., PERES, A. E. C. *Química de superfície na flotação.* In: Luz, A. B. et al. Tratamento de minérios. 3.ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002, cap.9, p.339-407.

NEDER, E. E. *O uso de aminas graxas e seus derivados na flotação de minérios brasileiros.* São Paulo: Escola Politécnica da USP, 2005. 91p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia de Minas e Petróleo).

NORMA INTERNA SAMARCO 2004. *Determinação do TAV e AV da amina.* Código: G-BL-Q15, revisão 11, data 24/11/2004.

NORMA INTERNA SAMARCO 2005. *Especificação para recebimento de amina.* Manual de segurança, operação e meio ambiente, seção E, Revisão 01.

NOSTRAND, V. *The condensed chemical dictionary*. 9 ed. New York, 1977.

NUMELA, W. & IWASAKI, I. Iron Ore Flotation. In: *Advances in Mineral Processing*. Colorado: Ed. Littleton, SME, 1986, Chapter 18.

DE OLIVEIRA, J. F., WILBERG, K. Q., BALTAR, C. A. M., DE SOUZA, C. C., DE ARAUJO, A. C. Recuperação de amina adsorvida em quartzo ou contida na água flotada visando sua reutilização na flotação reversa de minério de ferro. In: *Simpósio Brasileiro de Minérios de Ferro: Caracterização, Beneficiamento e Pelotização*, I, 1996, Ouro Preto. p.375-381.

PERES, A. E. C. *Flotação: Notas de Aula*. Belo Horizonte: Universidade Federal de Minas Gerais, 2002. 303p.

PERES, A. E. C., DE ARAUJO, A. C., VIANA, P. R. M. Reagentes na flotação de minérios de ferro. In: *Congresso Anual da ABM*, 59º, 2004. São Paulo. p.4815-4823.

PERES, A. E. C., AGARWAL, N. B., BARTALINI, N. M., BEDA, D. F. Destino ambiental de uma amina usada na flotação de minério de ferro. In: *Anais da I SIAEM*, EPUSP, 2004. São Paulo. p.325-328.

PINHEIRO, J. C. F. *A Mineração Brasileira de Ferro e a Reestruturação do Setor Siderúrgico*. São Paulo: UNICAMP, 2000. (Dissertação, Doutorado em Engenharia Metalúrgica).

DOS REIS, O. B. *Estudos preliminares sobre reciclagem das aminas utilizadas em flotação de minério de ferro*. Ouro Preto: Escola de Minas da UFOP, 2004. 63p. (Dissertação, Mestrado em Engenharia Ambiental).

RELATÓRIO INTERNO SAMARCO 2005. *Informações diárias de produção–concentração – Germano*.

RIBEIRO, M. A. *Modelo da superfície equipotencial da éter-dodecil-diamina*. Ouro Preto: Laboratório de modelamento e simulação computacional do Departamento de Física (DEFIS) da Universidade Federal de Ouro Preto, 2006.

SMITH, R. W., AKHTAR, S. *Cationic flotation of oxides and silicates*. In: FUERSTENAU, M. C., Flotation. Society of Mining Engineers, 1976, v.1, c.5, p.87-133.

SOMASUNDARAN, P. *The role of ionomolecular surfactant complexes in flotation*. *International Journal of Mineral Processing*, 1976, cap.3, p.35-40.

DE SOUZA, W. T., MERSCHMANN, L. H. C., DA SILVA, J. T. G. *Iron ore review*. , Ouro Preto: Revista Escola de Minas, REM, 2002, v.55 n.1. Primeiro trimestre.

STAPELFELDT, F., CARVALHO, C. F., REIS, O. B. Quantificação, decomposição e reciclagem de aminas nos resíduos de flotação reversa de minério de ferro. In: *Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa*, XIX, 2002. Recife, p.228-233.

TAGGART, A. F. *Experiments with flotation reagents*. Trans AIME, 1930, 87, p.285-368.

VIANA, P. R. M., SOUZA, H. S. The use of corn grits as a depressant for the flotation of quartz in hematite ore, 1985. In: Castro, S. H. F., ALVAREZ, J. M. (Eds.). *Proceedings of the 2nd Latin-American Congress on Froth Flotation, Developments in Mineral Processing*, 9, Elsevier, 1988, Amsterdam. p. 233-244.

VIEIRA, A. M. *Flotação – Alguns Tópicos*. Curso Interno SAMARCO, 1995.

WALDE, D. H. G. *Geologia do ferro*. In: SCHOBENHAUS, C., COELHO, C. E. S. *Principais depósitos minerais do Brasil*. Brasília: Departamento Nacional de Produção Mineral, 1986. V. II, c. 1, p.3-6.

Anexos

Anexo 1 – Distribuição granulométrica do minério de ferro

Distribuição granulométrica do minério de ferro					
Abertura das peneiras		Massa (g)	% retida simples	% acumulada	% passante
Tyler	µm				
16	1.000	0	0	0	100
20	840	0	0	0	100
28	595	0	0	0	100
35	420	0,06	0,07	0,07	99,93
48	297	0,94	1,17	1,24	98,76
65	210	2,38	2,97	4,21	95,79
100	149	5,38	6,69	10,90	89,10
150	105	9,65	12,02	22,92	77,08
200	74	10,31	12,84	35,76	64,24
270	53	12,32	15,34	51,10	48,90
325	44	4,21	5,25	56,34	43,66
>325	<44	35,06	43,66	100	0

Anexo 2 – Resultados das baterias de testes

Amostra Padrão - Aproveitamento da Amina Residual - Julho/06													
Data	Número LCP	Testes de Flotação	Concentração Amina Residual	Dosagens		pH	Percentual de sólidos durante condicionamento	Percentual de sólidos testes	Análise Química			Recuperações	
				Ao	Aa				Concentrado		Rejeito	Peso	Ferro
									Fe	SiO ₂	Fe		
g/t	g/t	g/t	%	%	%	%	%	%	%				
18-jul	19569	Água destilada	0	450	20	10,4	65,2	38,5	65,78	3,45	10,25	64,3	92,04
	19570	Água destilada		450	20	10,4	65,2	38,5	65,74	3,51	9,92	64,52	92,34
	19571	Água destilada	0	450	35	10,4	65,2	38,5	66,61	1,90	13,51	60,43	88,28
	19572	Água destilada		450	35	10,4	65,2	38,5	67,23	2,04	13,27	60,68	88,66
	19573	Água destilada	0	450	50	10,4	65,2	38,5	66,66	1,63	17,4	57,78	83,98
	19574	Água destilada		450	50	10,4	65,2	38,5	67,1	1,71	15,99	58,86	85,72

LCP – Laboratório de Controle e Processo; Ao – Amido; Aa – Amina.

Teste Preliminar - Aproveitamento da Amina Residual - dezembro/05

Data	Número LCP	Testes de Flotação	Concentração Amina Residual	Reagentes				pH	Percentual de sólidos durante condicionamento	Percentual de sólidos testes	Volume água rejeito	Análise Química			Recuperações	
				Ao	Aa Nova	Aa Res.	Aa total					Concentrado		Rejeito	Peso	Ferro
												Fe	SiO ₂	Fe		
				mg/l	g/t	g/t	g/t					g/t	%	%	%	%
22-dez	18377	Rejeito flotação Convencional	9,2	450	0	11,7	11,7	9,7	65,2	38,5	1900	59,1	13,4	8,27	73,6	95,22
	18378	Rejeito flotação em CMGV	21,1	450	0	26,7	26,7	10	65,2	38,5	1900	66,55	1,98	12,63	62,8	89,91
	18379	Rejeito flotação colunas	46	450	0	58,3	58,3	10,7	65,2	38,5	1900	60,59	9,66	9,14	69,7	93,84
	18380	Rejeito planta de finos	49,7	450	0	63,0	63,0	10,4	65,2	38,5	1900	66,57	1,86	13,21	60,8	88,65
	18381	Composição dos rejeitos	10,3	450	0	13,0	13,0	9,9	65,2	38,5	1900	59,89	11,11	8,2	71,3	94,77
	18382	Composição dos rejeitos	10,3	450	5	13,0	18,0	9,9	65,2	38,5	1900	62,83	7,13	8,91	67,5	93,6
	18383	Composição rejeitos	10,3	450	10	13,0	23,0	9,9	65,2	38,5	1900	65,15	3,54	10,22	63,4	91,68
	18384	Composição rejeitos	10,3	450	25	13,0	38,0	9,9	65,2	38,5	1900	66,32	2,2	10,7	62,1	91,04
	18385	Composição rejeitos	10,3	450	35	13,0	48,0	9,9	65,2	38,5	1900	66,74	1,82	11,42	60,7	90,02
	18386	Composição rejeitos	10,3	450	45	13,0	58,0	9,9	65,2	38,5	1900	66,68	1,52	11,86	60,8	89,69
	18387	Composição rejeitos	10,3	450	50	13,0	63,0	9,9	65,2	38,5	1900	66,72	1,44	12,33	60,6	89,25
	18388	Composição rejeitos	10,3	450	55	13,0	68,0	9,9	65,2	38,5	1900	66,86	1,5	12,84	60,2	88,75
	18391	Recleaner	10,3	0	5	13,0	18,0	9,6	65,2	29,91	NA	64,72	4,52	23,18	98,5	99,44
	18393	Recleaner	10,3	0	10	13,0	23,0	9,6	65,2	31,8	NA	65,01	3,74	11,84	91,2	98,27
	18395	Recleaner	10,3	0	15	13,0	28,0	9,6	65,2	31,8	NA	66,38	1,96	13,54	92,3	98,33
	18397	Recleaner	10,3	0	25	13,0	38,0	9,7	65,2	29,2	NA	66,69	1,72	12,25	88,7	97,71

NA – Não adiciona; CMGV – Células mecânicas de grande volume; LCP – Laboratório de Controle e Processo;

Ao – Amido; Aa – Amina.

Primeira Bateria de Testes - Aproveitamento da Amina Residual - Maio/06

Data	Número LCP	Testes de Flotação	Concentração Amina Residual	Reagentes				pH	Percentual de sólidos durante condicionamento	Percentual de sólidos testes	Volume água rejeito	Análise Química			Recuperações	
				Ao	Aa Nova	Aa Res.	Aa total					Concentrado		Rejeito	Peso	Ferro
												Fe	SiO ₂	Fe		
				mg/l	g/t	g/t	g/t					g/t	%	%	ml	%
24-mai	19251	Rejeito flotação convencional	4,7	450	0	6,0	6,0	10,1	65,2	38,5	1900	51,51	24,79	12,72	84,83	95,77
	19252	Rejeito flotação convencional	4,7	450	0	6,0	6,0	10,4	65,2	38,5	1900	51,87	24,63	13,61	84,12	95,28
	19253	Rejeito planta de finos	5,9	450	0	7,5	7,5	10,3	65,2	38,5	1900	49,4	28	15,58	88,26	95,97
	19254	Rejeito planta de finos	5,9	450	0	7,5	7,5	10,2	65,2	38,5	1900	48,56	28,77	13,87	91,35	97,37
	19255	Rejeito flotação colunas	14	450	0	17,7	17,7	10,5	65,2	38,5	1900	64,67	4,75	12,21	63,38	90,17
	19256	Rejeito flotação colunas	14	450	0	17,7	17,7	10,4	65,2	38,5	1900	64,84	4,86	10,23	64,38	91,97
	19257	Rejeito flotação em CMGV	58,1	450	0	73,6	73,6	10,6	65,2	38,5	1900	61,56	9,64	7,84	69,7	94,75
	19258	Rejeito flotação em CMGV	58,1	450	0	73,6	73,6	10,6	65,2	38,5	1900	61,29	9,84	9,49	69,7	93,69
	19261	Composição rejeitos	6,2	450	0	7,9	7,9	10,0	65,2	38,5	1900	49,22	28,56	10,88	91,03	97,87
	19262	Composição rejeitos	6,2	450	0	7,9	7,9	10,0	65,2	38,5	1900	49,87	27,23	8,59	89,65	98,05
	19263	Composição rejeitos	6,2	450	20	7,9	27,9	10,0	65,2	38,5	1900	65,71	3,43	9,07	64,41	92,93
	19264	Composição rejeitos	6,2	450	20	7,9	27,9	10,1	65,2	38,5	1900	65,89	3,29	10,08	64,42	92,21
	19265	Composição rejeitos	6,2	450	35	7,9	42,9	10,0	65,2	38,5	1900	66,5	2,13	10,87	62,44	91,05
	19266	Composição rejeitos	6,2	450	35	7,9	42,9	10,1	65,2	38,5	1900	66,58	2,16	10,4	62,64	91,48
	19267	Composição rejeitos	6,2	450	50	7,9	57,9	10,0	65,2	38,5	1900	66,63	1,82	12,04	62,05	90,05
	19268	Composição rejeitos	6,2	450	50	7,9	57,9	10,1	65,2	38,5	1900	66,51	1,75	12,19	61,38	89,66
	19271	Recleaner	6,2	0	20	7,9	27,9	9,5	65,2	33,5	NA	66,58	1,88	11,49	65,17	91,56
	19272	Recleaner	6,2	0	35	7,9	42,9	9,6	65,2	34,4	NA	66,78	1,57	11,19	64,49	91,35
	19274	Recleaner	6,2	0	50	7,9	57,9	9,6	65,2	34,5	NA	66,58	1,84	13,73	61,78	88,68

NA – Não adiciona; CMGV – Células mecânicas de grande volume; LCP – Laboratório de Controle e Processo;

Ao – Amido; Aa – Amina.

Segunda Bateria de Testes - Aproveitamento da Amina Residual - Julho/06

Data	Número LCP	Testes de Flotação	Concentração Amina Residual	Reagentes				pH	Percentual de sólidos durante condicionamento	Percentual de sólidos testes	Volume água rejeito	Análise Química			Recuperações	
				Ao	Aa Nova	Aa Res.	Aa Total					Concentrado		Rejeito	Peso	Ferro
												Fe	SiO ₂	Fe		
mg/l	g/t	g/t	g/t	g/t	%	%	ml	%	%	%	%	%				
18-jul	19577	Rejeito flotação convencional	16,4	450	0	20,8	20,8	10,4	65,2	38,5	1900	66,01	3,41	9,74	64,48	92,48
	19578	Rejeito flotação convencional	16,4	450	0	20,8	20,8	10,4	65,2	38,5	1900	65,69	3,56	9,22	64,85	92,93
	19579	Rejeito planta de finos	17,2	450	0	21,8	21,8	10,3	65,2	38,5	1900	64,40	5,66	8,83	65,67	93,31
	19580	Rejeito planta de finos	17,2	450	0	21,8	21,8	10,3	65,2	38,5	1900	63,72	5,93	9,29	67,87	93,54
	19581	Rejeito flotação colunas	19,4	450	0	24,6	24,6	10,5	65,2	38,5	1900	62,83	7,55	8,42	68,52	94,2
	19582	Rejeito flotação colunas	19,4	450	0	24,6	24,6	10,5	65,2	38,5	1900	63,42	7,08	8,17	68,34	94,37
	19583	Rejeito flotação em CMGV	32,2	450	0	40,8	40,8	10,9	65,2	38,5	1900	60,75	10,05	7,2	71,63	95,52
	19584	Rejeito flotação em CMGV	32,2	450	0	40,8	40,8	10,9	65,2	38,5	1900	62,02	9,88	6,79	71,87	95,89
	19586	Composição rejeitos	10,6	450	0	13,4	13,4	10,2	65,2	38,5	1900	60,12	11,79	8,67	73,32	85,01
	19587	Composição rejeitos	10,6	450	0	13,4	13,4	10,2	65,2	38,5	1900	59,63	12,50	7,4	74,02	95,83
	19588	Composição rejeitos	10,6	450	20	13,4	33,4	10,2	65,2	38,5	1900	66,24	3,01	8,29	63,96	93,41
	19589	Composição rejeitos	10,6	450	20	13,4	33,4	10,2	65,2	38,5	1900	65,88	3,05	8,58	64,84	93,4
	19590	Composição rejeitos	10,6	450	35	13,4	48,4	10,2	65,2	38,5	1900	66,6	2,17	9,63	63,55	92,34
	19591	Composição rejeitos	10,6	450	35	13,4	48,4	10,2	65,2	38,5	1900	66,66	2,29	9,66	63,53	92,32
	19592	Composição rejeitos	10,6	450	50	13,4	63,4	10,1	65,2	38,5	1900	66,86	1,79	11,2	62,52	90,87
	19593	Composição rejeitos	10,6	450	50	13,4	63,4	10,2	65,2	38,5	1900	66,97	1,77	10,67	62,52	91,28
	19595	Recleaner	10,6	0	20	13,4	33,4	9,6	65,2	30,7	NA	66,18	2,68	10,85	85,88	97,38
	19597	Recleaner	10,6	0	35	13,4	48,4	9,5	65,2	34,1	NA	67,46	1,66	11,21	80,61	96,16
	19599	Recleaner	10,6	0	50	13,4	63,4	9,7	65,2	33,2	NA	67,04	1,31	18,26	82,5	94,54

NA – Não adiciona; CMGV – Células mecânicas de grande volume; LCP – Laboratório de Controle e Processo;

Ao – Amido; Aa – Amina.

Terceira Bateria de Testes - Aproveitamento da Amina Residual - setembro/06

Data	Número LCP	Testes de Flotação	Concentração Amina Residual	Reagentes				pH	Percentual de sólidos durante condicionamento	Percentual de sólidos testes	Volume água rejeito	Análise Química			Recuperações	
				Ao	Aa Nova	Aa Res.	Aa total					Concentrado		Rejeito	Peso	Ferro
				mg/l	g/t	g/t	g/t					g/t	Fe	SiO ₂		
13-set	20099	Rejeito flotação convencional	<LD	450	0	<LD	<LD	10,0	65,2	38,5	1900	45,67	32,10	39,54	99,53	99,59
	20100	Rejeito flotação em CMGV	12,8	450	0	16,2	16,2	10,7	65,2	38,5	1900	47,28	30,09	12,2	95,36	98,76
	20101	Rejeito flotação colunas	<LD	450	0	<LD	<LD	10,1	65,2	38,5	1900	42,96	36,02	47,18	99,28	99,21
	20102	Rejeito planta de finos	<LD	450	0	<LD	<LD	10,2	65,2	38,5	1900	46,39	34,20	19,79	99,00	99,57
	20108	Composição rejeitos	2	450	0	2,5	2,5	9,8	65,2	38,5	1900	45,24	31,16	38,41	99,38	99,47
	20109	Composição rejeitos	2	450	20	2,5	22,5	10,3	65,2	38,5	1900	61,53	10,39	7,41	70,86	95,28
	20110	Composição rejeitos	2	450	35	2,5	37,5	10,3	65,2	38,5	1900	66,21	2,97	8,41	64,99	93,60
	20111	Composição rejeitos	2	450	50	2,5	52,5	9,8	65,2	38,5	1900	66,97	1,89	9,73	63,06	92,16
	20113	Recleaner	2	450	15	2,5	17,5	9,7	65,2	31,8	NA	58,16	14,80	6,32	99,46	99,46
	20115	Recleaner	2	450	20	2,5	22,5	9,8	65,2	32,2	NA	62,27	8,81	6,15	99,55	99,56
	20117	Recleaner	2	450	35	2,5	37,5	9,8	65,2	30,9	NA	65,72	3,23	8,83	99,50	99,48
	20119	Recleaner	2	450	50	2,5	52,5	9,7	65,2	31,5	NA	67,10	1,61	10,65	99,01	98,98
	20120	Dessorção pH da polpa	2	450	0	2,5	2,5	9,7	65,2	38,5	1900	45,44	34,57	48,46	98,94	98,87
	20121	Dessorção pH da polpa	2	450	20	2,5	22,5	9,6	65,2	38,5	1900	57,97	15,07	6,17	76,52	96,84
	20122	Dessorção pH da polpa	2	450	35	2,5	37,5	9,6	65,2	38,5	1900	65,07	4,76	8,54	66,28	93,74
	20123	Dessorção pH da polpa	2	450	50	2,5	52,5	10,0	65,2	38,5	1900	66,53	2,55	10,37	63,57	91,8
	20131	Dessorção pH 5,5	3,9	450	0	4,9	4,9	10,0	65,2	38,5	1900	45,34	33,08	41,09	98,66	98,78
	20132	Dessorção pH 5,5	3,9	450	20	4,9	24,9	10,0	65,2	38,5	1900	63,66	6,64	7,8	68,13	94,58
	20133	Dessorção pH 5,5	3,9	450	35	4,9	39,9	10,0	65,2	38,5	1900	66,51	2,33	8,88	63,65	92,92
	20134	Dessorção pH 5,5	3,9	450	50	4,9	54,9	10,0	65,2	38,5	1900	66,67	1,86	9,94	62,42	91,76

NA – Não adiciona; CMGV – Células mecânicas de grande volume; LCP – Laboratório de Controle e Processo; Ao – Amido;

Aa – Amina.

Anexo 3 – Distribuição granulométrica da alimentação e descarga do moinho secundário 04 (MS04)

Distribuição granulométrica da alimentação do moinho secundário 04 (MS04)					
Abertura das peneiras		Massa (g)	% retida simples	% acumulada	% passante
Tyler	µm				
20	840	0	0	0	100
28	590	0,1	0,1	0,1	99,9
35	420	0,2	0,3	0,4	99,6
48	297	0,9	1,2	1,6	98,4
65	210	2,1	2,8	4,4	95,6
100	149	5,2	6,7	11,1	88,9
150	105	9,1	11,8	22,8	77,2
200	74	10,7	13,8	36,7	63,3
270	53	16,0	20,8	57,4	42,6
325	44	5,1	6,6	64,0	36,0
400	37	7,5	9,7	73,7	26,3
>400	<37	20,3	26,3	100	0

Distribuição granulométrica da descarga do moinho secundário 04 (MS04)					
Abertura das peneiras		Massa (g)	% retida simples	% acumulada	% passante
Tyler	µm				
20	840	0	0	0	100
28	590	0	0	0	100
35	420	0	0	0	100
48	297	0,1	0,1	0,1	99,9
65	210	0,1	0,2	0,2	99,8
100	149	0,5	0,6	0,9	99,1
150	105	1,6	2,2	3,1	96,9
200	74	3,8	5,3	8,3	91,7
270	53	10,4	14,3	22,6	77,4
325	44	4,5	6,2	28,8	71,2
400	37	7,4	10,2	39,0	61,0
>400	<37	44,6	61,0	100	0