

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

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

ESTUDO DA FLOTAÇÃO DE MINÉRIO SILICATADO
DE ZINCO SEM A ETAPA DE DESLAMAGEM

Autor: Lemyr Martins

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Belo Horizonte, junho de 2007.

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

Lemyr Martins

ESTUDO DA FLOTAÇÃO DE MINÉRIO SILICATADO
DE ZINCO SEM A ETAPA DE DESLAMAGEM

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

À minha esposa, Chrism,
ao meu filho Felipe
e a meus pais Irandes e Vilma.

AGRADECIMENTOS:

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

Antônio Peres pela orientação, paciência, parceria e amizade.

Professor Carlos Alberto pelas informações técnicas e pelo incentivo, amizade e apoio para realização dos trabalhos.

Votorantim Metais e em especial ao engenheiro Carlos Magno pelo apoio, confiança e incentivo para elaboração desta dissertação.

Frank Resende pelo apoio e auxílio nos balanços metalúrgicos.

Gilmar Caixeta pelo apoio e amizade.

Geraldo Donizetti, Carlos Mendes, Mário Dairel, João Antônio, José Max, Anderson Satini, Cezar Ezequiel, Marcos Rodrigues, Mário, Carlinhos, Vanderli, Wilmar, Clayton e a toda equipe da UGB Beneficiamento de Vazante pelo apoio na realização dos ensaios e amizade.

Julio Bittencourt pelo apoio e liberação para cursar as disciplinas na UFMG.

Alberto Biava, Douglas e Gilson Corrêa pelo apoio na realização dos trabalhos na Votorantim Metais.

Escola Politécnica da USP pelo apoio na execução de trabalhos de caracterização.

Evandro Faria por acreditar na “calamina sem deslamagem” e pela disponibilidade e atenção.

Fernando Caixeta pela disponibilidade e atenção nos trabalhos de flotação em bancada.

Sérgio Aranha pelo apoio e disponibilidade na operação da usina piloto e equipamentos para realização dos ensaios.

Amilton (Clariant) pelo apoio no fornecimento de reagentes.

Maximiliano pela companhia e alegria durante todo o trabalho e estudo.

SUMÁRIO

CAPÍTULO 1 - INTRODUÇÃO	01
CAPÍTULO 2 - OBJETIVOS	07
CAPÍTULO 3 - REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	08
3.1. Propriedades interfaciais	08
3.2. Formação da dupla camada elétrica	08
3.3. Dispersão	09
3.3.1 Tipos de dispersante	09
3.3.2 Dispersão do minério de calamina de Vazante.....	11
3.4. Ativação	14
3.5. Adsorção de sulfeto sobre minerais oxidados.....	16
3.6. Flotação de minérios oxidados de zinco	17
3.6.1. Efeito do valor do pH	18
3.7. Flotação de partículas muito finas	18
3.7.1. Recuperação de lamas de calamina	19
3.8. Procedimentos analíticos	19
CAPÍTULO 4 - METODOLOGIA	21
4.1. Caracterização da amostra	22
4.2. Ensaio de flotação do minério calamínico	24
CAPÍTULO 5 - RESULTADOS E DISCUSSÃO	28
5.1. Caracterização mineralógica	28
5.2. Caracterização mineralógica – análises granuloquímicas	29
5.3. Caracterização mineralógica – separação em meio denso	31
5.4. Caracterização mineralógica – separação magnética	33
5.5. Resultados dos experimentos de flotação em laboratório com planejamento fatorial	34
5.6. Ensaio de com minério silicatado de zinco com e sem a etapa de deslamagem em usina piloto e em escala industrial	41
CAPÍTULO 6 - CONCLUSÕES	49
CAPÍTULO 7 - SUGESTÕES	50
CAPÍTULO 8 - REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	51

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1: Consumo mundial per capita de zinco metálico	05
Figura 3.1: Avaliação do grau de dispersão da lama do minério calamínico sem adição de reagentes. Pereira (2004)	12
Figura 3.2: Tubo de sedimentação com agitador magnético para ensaios de dispersão....	13
Figura 3.3: Ionização de soluções de sulfeto de sódio (Crozier, 1992)	16
Figura 3.4: Reação química de uma dodecilamina e ácido clorídrico	17
Figura 4.1: Fluxograma de caracterização mineralógica	23
Figura 4.2: Teste de flotação em espuma – Votorantim Metais•	25
Figura 4.3: Agitador da célula Outokumpu	26
Figura 5.1: Interação de fatores na recuperação metálica e teor de zinco no concentrado	38
Figura 5.2: Gráfico de previsibilidade para recuperação metálica	39
Figura 5.3: Gráfico de previsibilidade de teor de zinco no concentrado	39
Figura 5.4: Curva de otimização para recuperação e teor de zinco no concentrado	40
Figura 5.5: Circuito de flotação de calamina sem a etapa de deslamagem	42
Figura 5.6: Comparativos entre flotação de calamina, em usina piloto, com e sem deslamagem	44
Figura 5.7: Carta de verificação de flotação de calamina sem e com deslamagem - recuperação de zinco	47
Figura 5.8: Carta de verificação de flotação de calamina, com e sem a etapa de deslamagem, em termos de teor de zinco no concentrado.....	47

LISTA DE TABELAS

Tabela I.1: Principais estatísticas sobre zinco – Brasil	03
Tabela III.1: Variáveis e níveis escolhidos para planejamento fatorial	13
Tabela V.1: Caracterização mineralógica de minério tipo calamina na etapa de flotação.	28
Tabela V.2: Minerais presentes na amostra global não deslamada (Pereira, 2004)	29
Tabela V.3: Minerais presentes por faixa granulométrica (Pereira, 2004)	30
Tabela V.4: Análise química da amostra cabeça de calamina	31
Tabela V.5: Separação em meio denso	32
Tabela V.6: Análises químicas dos argilo-minerais por EDS	33
Tabela V.7: Análises químicas – separação magnética	33
Tabela V.8: Variáveis e níveis escolhidos para planejamento fatorial dos experimentos de flotação	34
Tabela V. 9: Distribuição dos experimentos	35
Tabela V.10: Resultado dos ensaios programados por planejamento fatorial	37
Tabela V.11: Resultado dos testes em usina piloto	43
Tabela V.12: Resultado dos testes industriais de flotação de calamina sem deslamagem.	45
Tabela V.13: Resultado dos testes industriais	46
Tabela V.14: Estimativas de custos com implantação da flotação sem deslamar	48

RESUMO

As reservas mundiais de zinco (medidas em 2005), em metal contido, são da ordem de 462 milhões de toneladas, sendo que as reservas brasileiras representam 1,2% das reservas mundiais. Cerca de 82,9% das reservas brasileiras estão localizadas nos municípios de Vazante e Paracatu, ambos na região noroeste do estado de Minas Gerais. O minério existente nos depósitos de Vazante é oxidado. O consumo aparente de concentrado de zinco no Brasil, em 2005, foi de 592 mil toneladas. Estima-se que o volume de vendas de zinco terá crescimento anual de 4% nos próximos anos. Buscando aumentos no teor e na recuperação de zinco no concentrado produzido no concentrador de Vazante, os trabalhos compreenderam caracterização mineralógica, estudos de dispersão, experimentos de flotação em bancada, ensaios em escala piloto e teste industrial de flotação. O objetivo foi verificar o comportamento da flotação do minério silicatado de zinco do tipo calamínico na presença de lama, utilizando dispersantes. Nos estudos de caracterização foram identificados como minerais predominantes a hemimorfita (calamina), o quartzo e a dolomita. Nos ensaios de dispersão verificou-se que a faixa de valores de pH onde ocorre o grau mais elevado de dispersão das partículas na polpa, sem adição de reagentes, situa-se entre 8,5 e 12,0. Para os estudos de flotação sem a etapa de deslamagem em laboratório foram usadas ferramentas estatísticas de planejamento fatorial completo em dois níveis com uma réplica. Os estudos mostraram, e foram confirmadas em usina piloto, que as dosagens de sulfeto de sódio e combinação de dispersante polimérico e silicato de sódio no nível superior praticado favorecem uma maior recuperação metálica. Para as dosagens de sulfeto de sódio de 6800 g/t e de dispersante combinado com silicato de sódio de 6992 g/t, obteve-se teor de zinco no concentrado final de 38,40% com uma recuperação metalúrgica média de 72,40%. O teste industrial sem deslamagem prévia confirmou os resultados obtidos em usina piloto, elevando a recuperação de zinco a um patamar de 76,09%, mantendo-se os níveis de teor de zinco no concentrado em 37,30%.

ABSTRACT

The world measured reserves of zinc reached, in 2005, 462×10^6 t of the metal, the Brazilian reserves representing 1.2% of the world reserves. Approximately 82.9% of the Brazilian reserves are located in Vazante and Paracatu, in the northwest of Minas Gerais state. The ore from the Vazante deposit is oxidized. The apparent consumption of zinc concentrate in Brazil reached 592×10^3 t in 2005. The increase in sales of zinc in the coming years is estimated in 4% per year. Aiming at increasing the grade and recovery of the zinc concentrate produced in Vazante, the investigation included mineralogical characterization, dispersion studies, bench scale and pilot scale flotation experiments, and an industrial flotation test. The objective was to verify the flotation behavior of the silicate zinc ore (calamine type) in the presence of slimes, with the aid of dispersing agents. The characterization studies identified as major minerals hemimorphite (calamine), quartz, and dolomite. The dispersion tests showed that the enhanced dispersion of the particles in the pulp in the absence of reagents is observed in the pH range between 8.5 and 12.0. The statistical tool of complete factorial design at two levels replicated once was used for planning the bench scale flotation experiments. The studies showed, and were confirmed at pilot plant scale, that the dosages of sodium sulfide and combination of polymeric dispersant and sodium silicate at the higher level favored a higher metallurgical recovery. For addition levels of 6800 g/t of sodium sulfide and 6992 g/t of dispersing agent combined with sodium silicate, 38.40% zinc grade in the final concentrate was achieved at an average metallurgical recovery of 72.40%. The industrial test without previous desliming confirmed the pilot scale results, leading to zinc recovery of 76.09%, at zinc grade in the concentrate of 37.30%.

1. INTRODUÇÃO

As reservas mundiais de zinco (medidas em 2005), em metal contido, são da ordem de 462 milhões de toneladas, destacando-se a China (com 20% dessas reservas), os Estados Unidos (19,6%), a Austrália (17,4%) e o Canadá (7,7%). As reservas brasileiras representam 1,2% das reservas mundiais.

Cerca de 82,9% das reservas brasileiras estão localizadas nos municípios de Vazante e Paracatu, ambos na região noroeste do estado de Minas Gerais. O minério existente nos depósitos de Vazante é oxidado, constituído de willemita e hemimorfita como minerais minério, com teores de zinco variando entre 16% e 39%. O minério de Paracatu é do tipo sulfetado, contendo esfalerita, com teores de zinco entre 2,5% e 5,2%. Os demais estados que possuem reservas de zinco, com suas respectivas participações e teores médios, são os seguintes: Rio Grande do Sul, com 8,7% das reservas e teor médio de 1,8%; Mato Grosso do Sul, com 2,5% e teor médio de 8,1%; Bahia, com 2,3% e teor médio de 4,6%; Paraná, com 2,6% e teor médio de 2,1% e Pará, com 1% das reservas e teor médio de 1%.

A produção mundial de zinco em 2005 atingiu 14,4 milhões de toneladas de concentrado e os maiores produtores foram: China (22%), Peru (14,16%), Austrália (17,4%), Canadá (9,4%) e Estados Unidos (9,5%). A produção brasileira, toda ela proveniente do estado de Minas Gerais, representou 2,4% da produção mundial.

O consumo aparente de concentrado de zinco no Brasil, em 2005, foi de 592 mil toneladas. Estima-se que o volume de vendas de zinco terá crescimento anual de 4% nos próximos anos.

A Votorantim Metais - Zinco incorporou, em 1998, a Mineração Morro Agudo em Paracatu (MG), passando a ser a única produtora de minério de zinco no país. No ano 2005, a Votorantim Metais – Zinco produziu 37.011 t (em zinco contido) de concentrado sulfetado no município de Paracatu e 133.745 t de concentrado silicatado

no município de Vazante. A capacidade instalada do concentrador de Vazante (maior mina de zinco em operação no País) é de 142.000 t/ano.

Em 2005 a Votorantim Metais atingiu a produção de 391,4 mil toneladas de metal e obteve uma receita líquida de algo em torno de R\$ 3,1 bilhão para os negócios de zinco. A VM exporta 22% de sua produção, sobretudo para os EUA e Argentina.

Cerca de 60% do zinco fabricado pela VM é vendido para as siderúrgicas brasileiras para a galvanização do aço. O metal de zinco é usado para revestir e proteger o aço contra a corrosão e oxidação. O aço revestido de zinco é aplicado na indústria automobilística, linha branca (produtos eletrodomésticos), torres de energia e de celular e na construção civil. As vendas de óxido de zinco, responsáveis por 10% da receita da empresa, são direcionadas aos segmentos de fabricação de pneus, vitrificação de cerâmicas, fármacos, cosméticos e saúde, corantes, fertilizantes, ração animal e indústria alimentícia. Segundo a Votorantim Metais, existe muito espaço para aumentar as vendas de zinco no País. Enquanto no Brasil o consumo per capita de zinco atinge 1,1 kg por habitante, nos Estados Unidos alcança 5 kg; na União Européia, 6 kg por pessoa.

O consumo interno de zinco apresenta uma tendência de crescimento, puxada principalmente pela indústria de galvanoplastia, que acompanha o crescimento da indústria automobilística (Gonçalves, 2001).

A tabela I.1 apresenta uma perspectiva de produção, importação, exportação e consumo de metal.

Tabela I.1: Principais estatísticas sobre zinco – Brasil

Discriminação			2004	2005
Produção	Concentrado (1)	(t)	355.117	375.561
	Zinco contido	(t)	154.831	163.745
	Metal primário	(t)	266.063	267.400
	Metal Secundário	(t)	ND	ND
Importação	Concentrado (2)	(t)	260.586	221.000
		(10 ³ US\$- FOB)	65,804	-
	Metal (3)	(t)	32.0380	24.683
		(10 ³ US\$- FOB)	34,696	33,451
Exportação	Sucata	(10 ³ US\$- FOB)	-	-
	Metal (3)	(t)	54.406	72.416
		(10 ³ US\$- FOB)	62,171	96.525
Consumo	Concentrado (4)	(t)	677.287	592.921
Aparente	Metal (4)	(t)	245.597	218.307
Preços	Concentrado (5)	(US\$-FOB/t)	387.17	553.27
	Metal (6)	(US\$/t)	1,242. 80	1,776. 00

Fontes: DIDEM/DNPM, SMM/MME e SECEX/MDIC

Nota: (1) Teor médio de zinco no concentrado - 2004: 41,9 %; 2005: 43,6%.

(2) Teor médio de zinco no concentrado importado: 52,0%.

(3) Semi-manufaturados e manufaturados

(4) Produção + Importação

(5) Preço médio FOB do concentrado importado.

(6) Preço médio LME (London Metal Exchange), à vista.

(ND) não disponível - (-) nulo

A humanidade utiliza o zinco há mais de 5.000 anos. Segundo Jolly (1997), os babilônios foram os primeiros a fabricarem ligas de cobre, estanho e zinco.

A seguir está apresentada a história resumida do zinco no cenário internacional, descrita por Jolly (1997) e Barone (1973):

Ano	História
400 aC:	Aristóteles menciona uma liga de zinco “mossinoecian” obtida com material das margens do Mar Negro
110 aC:	Uma ânfora grega é encontrada em Caria apresentando um teor de Zn de 20,7%
1541:	Paracelsus foi considerado o primeiro europeu a publicar informações sobre o metal zinco e pode ter sido o primeiro a chamá-lo por esse nome
1721:	Henchel afirma que o zinco pode ser obtido a partir da calamina
1740:	Giovanni Champion foi responsável pela produção industrial do zinco em Bristol, Inglaterra, utilizando minérios da China e Índia.
1741:	A galvanização do ferro foi registrada na França
1743:	Maggraf publicou um método de fundir a calamina para produzir o zinco metálico
1786:	É concedida a patente britânica a John Atkinson para fabricação de tinta branca usando zinco como pigmento
1799:	Ruhberg elaborou o método no qual se baseiam os atuais processos de fusão do zinco
1800:	Volta inventa a pilha voltaica, a primeira bateria na qual a energia química é convertida em energia elétrica, utilizando eletrodos de zinco
1895:	Sylvester e Robson realizaram a laminação do zinco
1881:	Leon Letrange foi o primeiro a experimentar a recuperação eletrolítica de zinco a partir de minérios
1891:	Operação do primeiro concentrador gravítico em Oltre il Colle e duas plantas construídas Oneta e Gorno (Itália), com recuperação de 40% do zinco total
1892:	Início da utilização do gás natural na produção do zinco nos Estados Unidos
1925:	Início da aplicação de flotação seletiva de minérios de zinco em larga escala
1932:	Utilização de elevadas concentrações de pó de zinco em tintas
1945:	Foi desenvolvido o primeiro antibiótico a base de zinco, bacracin
1950:	Início de operação da planta de flotação de calamina nas minas de San Giovanni e Buggeru (Itália).

Após a segunda guerra mundial houve um aumento de consumo de zinco, levando ao desenvolvimento de novas técnicas para o aproveitamento desse metal a partir do minério oxidado. A figura 1.1 mostra a evolução do consumo per capita de zinco metálico no mundo, no período de 1800 a 2000, com ascensão após a segunda guerra mundial.

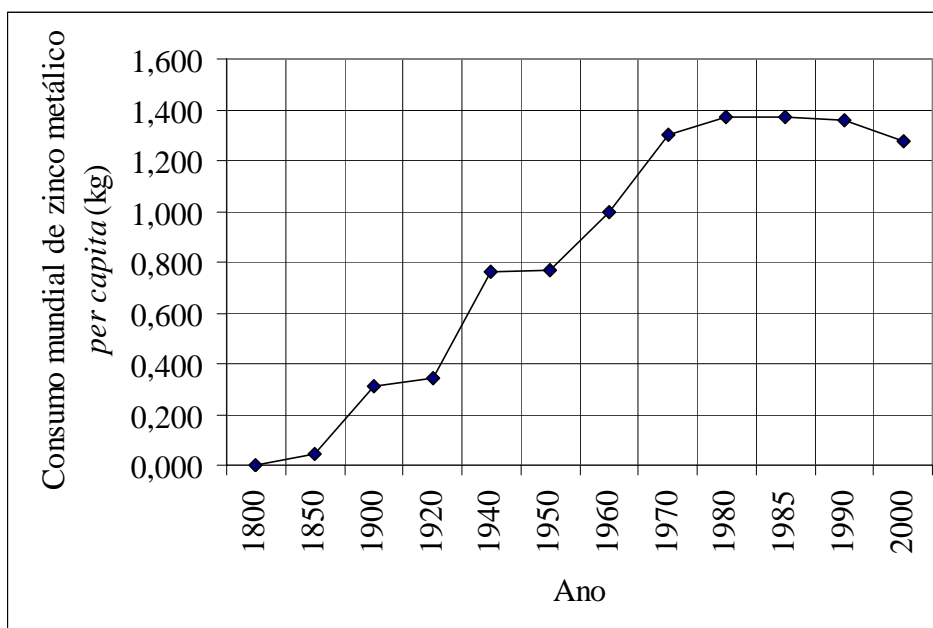


Figura 1.1: Consumo mundial *per capita* de zinco metálico (Jolly, 1997).

Os concentrados das unidades industriais de concentração da Votorantim Metais são processados na planta de Hidrometalurgia localizada no município de Três Marias (MG).

A unidade de Vazante possui a maior reserva brasileira de zinco (2 milhões de toneladas com teor geológico de 22% de Zn). O complexo mínero-metalúrgico é constituído por uma mina a céu aberto, em exaustão, e uma mina subterrânea, de onde são extraídos os minérios denominados, respectivamente, calamínico e willemítico, e o concentrador. No concentrador são executadas as etapas de britagem, moagem, flotação e espessamento, produzindo o concentrado silicatado que alimenta a planta metalúrgica de Três Marias.

Nas etapas de britagem, moagem e classificação do minério oxidado calamínico rejeita-se, em média, 30% da massa na forma de finos com teor de 12% de Zn. Esses finos são

constituídos de zinco na forma de hemimorfita, smithsonita, willemita, e de ganga: quartzo, dolomita, clorita, calcita e moscovita (Baldoíno, 2000).

Considerando que o consumo de zinco no Brasil estimado para o ano 2010 será de 403 mil toneladas, indicando a necessidade de suprimento adicional de 173 mil toneladas em relação à produção de 2000, torna-se de fundamental importância o desenvolvimento de novas técnicas e/ou processos para aumentar a produção desse metal na próxima década.

Nesse sentido foi desenvolvido este projeto de pesquisa, visando à recuperação de zinco na etapa de deslamagem, incorporando estes finos na flotação, eliminando uma etapa de beneficiamento, com aumento de rendimento metalúrgico e de produção do metal.

A produção de zinco contido na usina de beneficiamento de calamina prevista para 2006 é de 38.500 toneladas, com 66% de recuperação.

Os trabalhos de pesquisa compreenderam o estudo, em escala de laboratório, das seguintes etapas: dispersão, sulfetização e flotação sem a etapa de deslamagem. Seguiram-se ensaios em escala de usina piloto e teste industrial.

2. OBJETIVOS

O objetivo geral do trabalho foi investigar o comportamento da flotação de minério calamínico na presença de lamas, utilizando-se dispersantes químicos, visando aumentar a recuperação de zinco no concentrado, sem perda de sua qualidade metalúrgica em termos de teor de zinco.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é apresentada uma revisão bibliográfica versando sobre os assuntos abordados e pertinentes ao presente estudo.

3.1. Propriedades interfaciais

O tema de propriedades interfaciais envolve processos físico-químicos complexos. De um modo amplo alterações nas propriedades interfaciais nas partículas do mineral de interesse podem favorecer a diferenciação dos minerais presentes. Quimicamente uma superfície ou interface pode ser definida como uma região limite entre duas ou mais fases da matéria, sendo dita tridimensional e heterogênea.

Existem cinco tipos de interfaces: líquido/gás, sólido/gás, líquido/líquido, sólido/líquido e sólido/sólido. Nos sistemas dispersos e de flotação, todos os cinco tipos de interfaces podem estar presentes (Peres et alii, 1980).

3.2. Formação da dupla camada elétrica

Quase todos os materiais macroscópicos ou particulados em contato com um líquido adquirem uma carga elétrica em sua superfície. Essa carga pode aparecer de várias maneiras - a dissociação de grupos ionogênicos na superfície da partícula e/ou a adsorção diferencial de íons da solução na superfície da partícula.

A carga líquida na superfície da partícula afeta a distribuição de íons na sua vizinhança, aumentando a concentração de contra-íons junto à superfície. Assim, forma-se uma dupla camada elétrica na interface da partícula com o líquido.

A carga elétrica dos sólidos suspensos em uma polpa aquosa atrai uma atmosfera de contra-íons. Parte da atmosfera é difusa e a carga de superfície, em conjunto com a carga difusa, constituem a Dupla Camada Elétrica (Peres et alii, 1980; Coelho, 1984).

Essa dupla camada divide-se em duas regiões: uma região interna que inclui íons fortemente ligados à superfície e uma região exterior onde a distribuição dos íons é determinada pelo equilíbrio entre forças eletrostáticas e movimento térmico.

3.3. Dispersão

Dispersão, na Química, é qualquer disseminação de uma substância ao longo de todo o volume de outra substância.

O presente estudo é basicamente voltado para definição de dispersão como um processo completo de incorporação de partículas sólidas finamente subdivididas num meio líquido, de maneira tal que o produto final constitua em um estado uniforme de distribuição das partículas sólidas no líquido e não tenha separação de fases (Parfitt, 1969; van Olphen, 1963; Allen, 1981).

A lama proveniente da etapa de deslamagem no circuito de beneficiamento de calamina situa-se na faixa entre 50 μm e 1 μm . Devido ao seu pequeno volume, essas partículas necessitam de uma enorme quantidade de bolhas para flotarem, portanto essa faixa é considerada imprópria para flotação, (Rey et alii, 1962; Rey, 1965; Raffinot, 1970).

A dispersão é uma etapa básica para concentração de minérios oxidados de zinco. Bogdanov et alii (1980) correlacionam a baixa seletividade na flotação de partículas finas à baixa condição de dispersão das partículas na polpa e chamam a atenção para a importância da escolha do dispersante eficiente para aumentar a recuperação.

3.3.1. Tipos de dispersante

O efeito de partículas finas na etapa de flotação é notório, causando perda de recuperação, dificuldade de filtragem e baixo rendimento metalúrgico. Sob certas condições, as lamas aderem às partículas maiores, formando o fenômeno denominado “slimes coating” nas suas superfícies. As partículas finas no “slimes coating” são mais

intensamente hidratadas, tornando a superfície mineral ávida pela água, impedindo a flotação (Rey, 1965; Raffinot, 1970).

Para minimizar e neutralizar os efeitos das lamas são utilizados reagentes químicos. A função dos dispersantes químicos é aumentar a molhabilidade das partículas minerais e, conseqüentemente, melhorar a atuação dos denominados ativadores e coletores. O mecanismo de ação dos dispersantes seria através da adsorção específica na interface mineral/água. (Oliveira et alii, 1978; Rey e Raffinot, 1953).

Os reagentes inorgânicos atuam principalmente aumentando a carga da dupla camada elétrica, adsorvendo na superfície das partículas através de pontes de hidrogênio ou adsorção química. Os reagentes inorgânicos mais comuns utilizados na dispersão de minério oxidado de zinco são:

- i. hexametáfosfato de sódio: é um inibidor dos efeitos nocivos da lama e dos sais solúveis. Shijie (1984) pesquisou a ação do hexametáfosfato de sódio, uma mistura de polifosfatos $(\text{NaPO}_3)_n$, na flotação de um minério oxidado de zinco e recuperou 76,57% de Zn, resultado superior em relação aos outros reagentes testados;
- ii. calgon: é uma mistura comercial de piro e hexametáfosfato de sódio. Na dispersão do minério oxidado de zinco o calgon levou a maior recuperação de zinco e menor recuperação de cálcio e magnésio (Vidal et alii, 1987);
- iii. silicato de sódio: apresenta diversas relações entre $\text{SiO}_2/\text{Na}_2\text{O}$. A combinação com hexametáfosfato de sódio mostrou ser efetiva na depressão de quartzo (Shijie 1984); atuando isoladamente não foi eficiente na dispersão de minério oxidado de zinco (Galéry, 1985);
- iv. moduladores de pH, como NaOH, Na_2S e HCl: atuam aumentando o módulo da carga da dupla camada elétrica em razão da presença dos íons determinadores de potencial H^+ e OH^- . Galéry (1985) evidenciou que NaOH e Na_2S agem como dispersantes para willemita.

Os seguintes reagentes poliméricos mostraram-se mais eficazes na dispersão de minerais portadores de zinco:

- i. poliacrilato de sódio (conhecido também comercialmente como dispersol A 99 da “Clariant”): atua aumentando e mantendo a carga negativa da dupla camada elétrica. Os polímeros acrilato de baixo peso molecular, quando utilizados como modificadores para minérios associados principalmente à ganga dolomítica, apresentam maior recuperação metálica, melhor seletividade, menor perda de finos e diminuição no consumo de modificadores. Borges (1993) comprovou a ação dispersante do poliacrilato de baixo peso molecular SPA20 em amostras da bacia de rejeitos de usina de tratamento de minério de zinco em Vazante (Mineração Areiense S.A.). Galéry (1985) realizou ensaios de dispersão com a willemita na presença do polímero acrilato cataflot – P40, encontrando uma variação de 47% a 51% de grau de dispersão para valores de pH de 8,0 e 11,5, respectivamente. Acima de 11,5 seu poder de dispersão diminuiu para 15%;
- ii. polimetacrilato de sódio (comercialmente conhecido como Nalco 1389): é uma mistura comercial de metacrilato e hexametáfosfato de sódio. Na dispersão do minério oxidado de zinco o metacrilato de sódio propiciou bons resultados de recuperação metalúrgica de zinco.

3.3.2. Dispersão do minério de calamina de Vazante

A dispersão do minério calamínico de Vazante foi criteriosamente investigada por Pereira (2004), mediante experimentos planejados com o auxílio de planejamento fatorial, visando determinar os níveis adequados das variáveis importantes no processo de dispersão.

Nesses ensaios verificou-se que a faixa de valores de pH onde ocorre o grau mais elevado de dispersão da polpa, sem adição de reagentes, situa-se entre 8,5 e 12,0, conforme apresentado na figura 3.1.

Os ensaios de dispersão seguiram o roteiro abaixo:

- adicionar 5 g de minério calamínico em um tubo de sedimentação de 200 mL (ilustrado na figura 3.2);
- adicionar 15 mL de água com o pH ajustado para 10.5 ou 11.5, utilizando NaOH (5%);

- adicionar Na_2S nas concentrações 700 g/t ou 3000 g/t) e condicionar por 6 minutos;
- adicionar dispersantes nas concentrações 0 ou 5000 g/t. Quando o volume do dispersante foi 0 (zero), substituiu-se o volume correspondente por água ajustada com o pH trabalhado;
- após 3 minutos de condicionamento do dispersante, completou-se o volume para 200 mL e ajustou-se o pH (utilizando água preparada com NaOH) para o valor desejado e condicionou-se por mais 3 minutos;
- desligar o agitador, aguardar 5 minutos e coletar separadamente as frações dispersa e afundada que foram secadas na estufa a 100°C ;
- pesar os produtos e calcular o grau de dispersão.

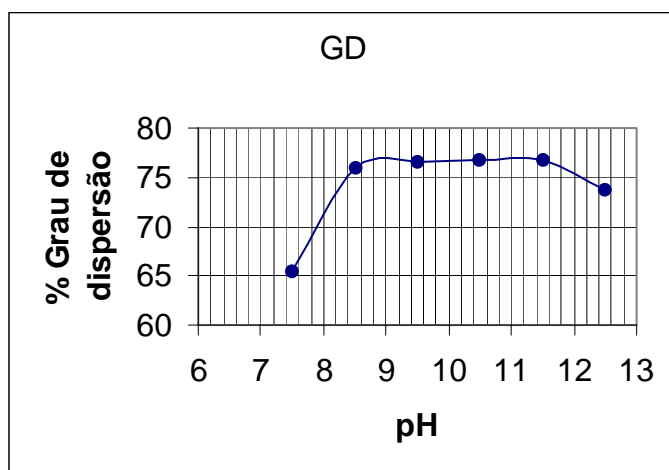


Figura 3.1: Avaliação do grau de dispersão da lama do minério calamínico sem adição de reagentes. Pereira (2004).

Considerando o elevado número de variáveis estudadas e a importância de avaliar o efeito da interação entre os diversos dispersantes testados utilizou-se a técnica estatística de planejamento fatorial 2^k .

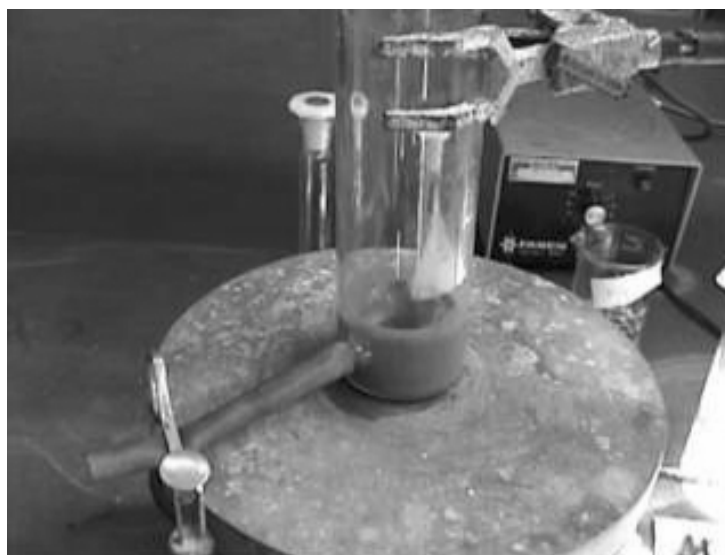


Figura 3.2: Tubo de sedimentação com agitador magnético para ensaios de dispersão.

A partir de testes exploratórios foram definidas as variáveis (fatores) e níveis apresentados na tabela III.1. Considerando as 4 variáveis estudadas em dois níveis tem-se que o número total de experimentos foi igual a 128. ($N=2^n = 2^7 = 128$). Para avaliação do erro experimental esses 128 experimentos foram realizados com réplica.

Tabela III.1: Variáveis e níveis escolhidos para planejamento fatorial

N ^o	Código	Variáveis	Níveis	
			-	+
a	NS	sulfeto de sódio(g/t)	500	3000
b	pH	valor do pH	10,5	11,5
c	OA	ordem de adição	x*	x**
d	HM	hexametáfosfato de sódio (g/t)	0	5000
e	PA	poliacrilato	0	5000
f	CM	carboximetilcelulose (g/t)	0	5000
g	CG	calgon (g/t)	0	5000

x* adicionar primeiro o Na_2S seguido do dispersante

x** adicionar primeiro dispersante seguido pelo Na_2S

A ordem de execução dos testes foi aleatorizada através de sorteio. As colunas da tabela III. 1 significam:

- variáveis: indicam a variável a ser estimada a partir do experimento e/ou interações, ou seja, a estrutura de confundimento entre as 7 variáveis selecionadas;
- níveis: indicam as condições e níveis operacionais de cada variável, sendo (-) o nível inferior e (+) o nível superior.

3.4. Ativação

Segundo Salum et alii (1992), a etapa mais importante para a flotação de minério oxidado de zinco com aminas constitui-se na ativação ou sulfetização (adição de reagente químico sulfeto de sódio).

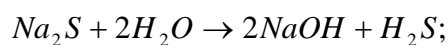
A flotação de zinco na forma de calamina não ocorre com rendimentos satisfatórios somente com aminas. O rendimento metalúrgico sem adição de sulfetos é da ordem de 25%.

Existem vários reagentes sulfetizantes no mercado, mas o mais eficaz é o sulfeto de sódio hidratado ($\text{Na}_2\text{S}\cdot\text{H}_2\text{O}$).

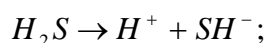
A sulfetização é considerada uma condição essencial para se obter o efeito coletor na flotação de minérios oxidados de zinco. A função do sulfeto, além de criar uma película de sulfeto de zinco sobre a superfície mineral, é bloquear os íons zinco na superfície do mineral e atuar como modulador de pH da polpa (Moraes, 1978).

O sulfeto de sódio hidratado se hidrolisa segundo as reações (Rey, 1965):

Primeiro estágio:



Segundo estágio:



$$\text{Constante de equilíbrio } K_1 = \frac{(H^+)(HS^-)}{(H_2S)} = 9,1 \times 10^{-8} \quad ; \quad pK = 7,04$$

Terceiro estágio:



$$\text{Constante de equilíbrio } K_2 = \frac{(H^+)(S^{2-})}{(HS^-)} = 1,1 \times 10^{-12}; \quad pK = 11,96$$

As constantes de dissociação de SH^- e H_2S são extremamente baixas e a dissociação de $NaOH$ é alta. A solução aquosa de sulfeto de sódio sempre dá uma reação alcalina. A hidrólise de Na_2S mostra que seu uso como regulador leva à introdução de íons OH^- , SH^- e S^{2-} na polpa (Salum et alii, 1992).

A figura 3.3 apresenta a ionização de soluções de sulfeto de sódio em função do pH, (Crozier, 1992).

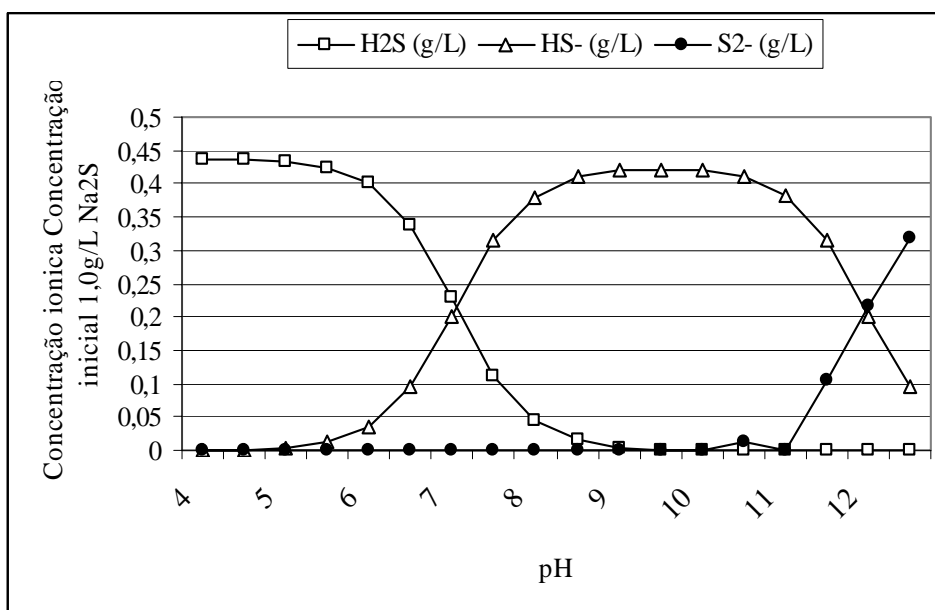


Figura 3.3: Ionização de soluções de sulfeto de sódio (Crozier, 1992).

3.5. Adsorção de sulfeto sobre minerais oxidados

A ativação usando sulfeto de sódio reduz a solubilidade dos minerais e aumenta sua carga de superfície negativa. Esta leva a um aumento na adsorção de amina e altas recuperações na flotação (Bustamantes e Shergold, 1983).

No entanto, a expressiva quantidade de partículas finas presentes no estágio de flotação leva a uma necessidade de dispersão química antes do processo de sulfetização (Baldoíno, 2000).

Segundo Bustamantes e Shergold (1983, [1] e [2]), a ação do sulfeto de sódio na superfície dos minerais oxidados de zinco pode ocorrer de acordo com dois mecanismos:

- a) íons sulfeto são especificamente adsorvidos na dupla camada elétrica, fato demonstrado pelo aumento negativo da mobilidade eletroforética e conseqüentemente do potencial zeta desses minerais quando o sulfeto de sódio é adicionado às suas suspensões;
- b) produção de espécies de sulfeto de zinco nas superfícies, que aumenta a flotabilidade através de mecanismos que ainda não são bem compreendidos (Salum et alii, 1992).

3.6. Flotação de minérios oxidados de zinco

No início da exploração das reservas de zinco oxidado de Vazante, grande parte do tratamento era por gravimetria. Depois, em razão dos resultados, foi implantada a flotação, com grande dificuldade, devido à diversidade das características do minério. Muitos pesquisadores trabalharam para viabilizar e otimizar o processo. No início das pesquisas, segundo Peres e Coelho (1974), a concentração gravimétrica seguida pela flotação da calamina da MASA alcançaram resultados significativos (31,9% de Zn), trabalhando em etapas: adição do dispersante (5 minutos de condicionamento), ativador e depressor (2 minutos), coletor e espumante (2 minutos), flotação (8 minutos).

A flotação de minérios oxidados de zinco na Votorantim Metais na Unidade de Beneficiamento de Vazante utiliza sulfetização com sulfeto de sódio e amina como coletor.

Os reagentes de flotação usados na Votorantim Metais em Vazante são dispersante, sulfeto de sódio, amina e espumante.

O coletor usado é uma amina primária, quimicamente denominada dodecilamina ($C_{12}H_{25}NH_2$). Aminas a partir de 12 carbonos na cadeia (dodecilamina) são geralmente insolúveis em água, sendo convertidas em cloretos e acetatos para serem usadas na flotação (Salum, 1983). A figura 3.4 apresenta uma reação química de uma dodecilamina em meio ácido com formação de cloreto de dodecilamina.

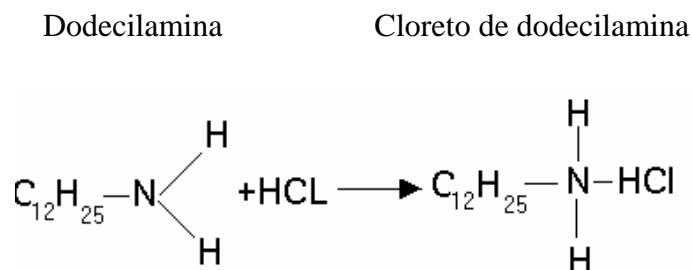
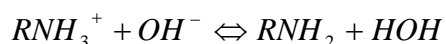
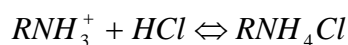
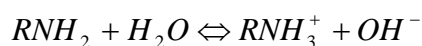


Figura 3.4: Reação química de uma dodecilamina e ácido clorídrico.

3.6.1 Efeito do valor do pH

O mecanismo de adsorção da amina nas partículas oxidadas de zinco é devido à atração coulômbica da cabeça polar por sítios aniônicos na partícula e formação de associações hidrofóbicas entre as cadeias do coletor. Devido ao aumento do módulo da carga de superfície negativa, acontece maior adsorção de amina quando o pH é elevado. A melhor faixa de pH para o processo de flotação desses tipos de minérios é 9 a 11,5 (Bustamantes e Shergold, 1983).

A amina hidratada, em solução aquosa, libera cátions, cuja concentração depende do pH da solução (Shijie, 1984).



3.7. Flotação de partículas muito finas

A flotação de partículas finas de calamina na Votorantim Metais nunca foi utilizada, pois desde 1986 se faz uso de uma etapa de deslamagem para eliminação das partículas finas (cerca de 40% da massa em peso do ROM).

Considerando-se uma recuperação metalúrgica de 66%, a flotação das lamas representaria um significativo ganho de produção de 15.000 toneladas de zinco contido.

A lama de calamina apresenta diâmetro médio de 4,7 μm , com cerca de 85% em volume abaixo de 10 μm .

3.7.1. Recuperação de lamas de calamina

A recuperação de partículas finas de hemimorfita é considerada como uma das metas e objetivos de agregação de valor para o negócio Zinco dentro da Votorantim Metais. Estudos internos vêm sendo desenvolvidos há mais de 15 anos para aumento de recuperação.

Pereira (2004) investigou, em escala de laboratório, com o auxílio de ferramentas estatísticas, o efeito da dispersão na flotação do minério calamínico de Vazante. Os dispersantes avaliados foram calgon, hexametáfosfato de sódio, poliacrilato de sódio (dispersol 589) e carboximetilcelulose. O estudo mostrou que dosagens elevadas de dispersante (no mínimo 3000 g/t) são requeridas para que se consigam ganhos significativos de rendimento metalúrgico. Essas dosagens elevadas eram utilizadas em concentradores da Sardenha, Itália (Rey, 1965) e são muito superiores às praticadas em Vazante.

3.8. Procedimentos analíticos

Análises por absorção atômica permitem determinar os elementos químicos Pb, Cd, Mn, Al e Mg. A amostra é transportada numa solução, a qual, na forma de aerossol, é injetada na chama do queimador, permanecendo no caminho dos raios de luz padrão. A absorção de radiação, proporcional ao conteúdo do elemento a ser determinado, é registrada por um fotoamplificador, e então medida (Zussman, 1977).

Análise por fluorescência de raios-x é utilizada para determinar os elementos químicos Zn, Fe, Si, Ca. A amostra, na forma de pastilha tipo pó prensado, é colocada na câmara de vácuo do aparelho e submetida à radiação por um feixe eletrônico de alta energia. As intensidades das linhas espectrais de raios-x dos elementos correspondentes são registradas (Zussman, 1977).

Métodos de difração de raios-x são baseados no fenômeno de difração de feixes de raios-x, cujos comprimentos de ondas são compatíveis com as distâncias interatômicas.

Por este método determinam-se as distâncias interplanares e os parâmetros da cela elementar dos minerais. A difração de raios-x permite a identificação de cerca de 95% dos minerais (Zussman, 1977).

A espectrometria ótica é baseada no estudo do espectro eletrônico de absorção ou reflexão pelos minerais das ondas ultravioletas e ondas infravermelhas curtas, com a utilização de espectrofotômetros. A intensidade e a posição das bandas de absorção no espectro estão relacionadas com os aspectos característicos da composição, estrutura e defeito dos minerais (Zussman, 1977).

A microscopia eletrônica torna possível o estudo das características morfológicas das partículas com dimensões ínfimas (Zussman, 1977).

4. METODOLOGIA

O trabalho experimental foi programado com base no estudo do estado de dispersão das partículas na polpa de minério calamínico realizado por Pereira (2004). As técnicas empregadas foram ensaios de flotação em escalas de bancada e piloto e teste industrial no concentrador de Vazante. A flotação foi precedida pela dispersão das partículas na polpa, sem a etapa de deslamagem em hidrociclones.

A Votorantim Metais foi responsável pela coleta das amostras e realização de análises químicas quantitativas e qualitativas.

As amostras utilizadas foram provenientes da mina de Vazante, com o material que alimenta o circuito de moagem. Todas as amostras foram britadas, moídas e classificadas de modo a apresentarem uma distribuição granulométrica semelhante àquela produzida pela usina de concentração.

Para a realização dos ensaios de flotação em bancada foi utilizado o laboratório de processos da Votorantim Metais no município de Vazante e posterior ensaio em uma mini usina contínua de concentração (capacidade de 500 kg/h de alimentação “ROM”).

O conhecimento da distribuição dos elementos químicos, associado ao conhecimento da identidade dos minerais, é de fundamental importância para o trabalho. A distribuição de elementos químicos de controle em função da distribuição do tamanho é um importante parâmetro para eliminação de certas substâncias nocivas, bem como para orientar a adição de reagentes químicos. Os ensaios de análise granulométrica foram efetuados pela Votorantim Metais.

Ensaio para determinação da composição química qualitativa e quantitativa das amostras de minério calamínico, propriedades físicas, características cristalográficas foram efetuados em conjunto pela Votorantim Metais no município de Vazante e nos laboratórios “LCT – EPUSP” em São Paulo.

4.1. Caracterização da amostra

A caracterização da amostra do minério calamínico da Votorantim Metais consistiu basicamente na determinação da densidade, na análise mineralógica semiquantitativa e na caracterização granulométrica. O processamento da amostra estudada para caracterização compreendeu as seguintes atividades, atividades essas desenvolvidas nos laboratórios “LCT – EPUSP” e Votorantim Metais:

- análise granulométrica por peneiramento a úmido em peneiras com aberturas de 149, 74, 37 e 20 μm , respectivamente, 100, 200, 400, 635 malhas;
- ensaios de porosidade e determinação de densidade;
- separações minerais por líquidos densos (TBE, tetra-bromo-etano, $d=2,95 \text{ g/cm}^3$) realizadas para as frações situadas entre 20 e 37 μm . Separação em líquidos densos é o fracionamento por densidade mais eficiente para caracterização, utilizando funis de separação de volume adequado ao tamanho de cada alíquota a ser separada;
- separações magnéticas foram efetuadas para as frações com granulação acima de 37 μm ; o equipamento utilizado é separador magnético tipo Frantz de campo de barreiras (0,6 A). O separador magnético é composto, de maneira simplificada, por uma calha vibratória com inclinações variáveis nos seus sentidos longitudinal e transversal, localizada entre, e muito próxima a, dois eletroímãs de corrente regulável, que definem a densidade de fluxo do campo magnético. A separação dos minerais é função do campo magnético e da inclinação lateral da calha, e a velocidade de escoamento das partículas, da sua inclinação longitudinal, da intensidade da vibração e da quantidade de material alimentado no funil (Deer, 1975).

A figura 4.1 apresenta o procedimento experimental para caracterização mineralógica.

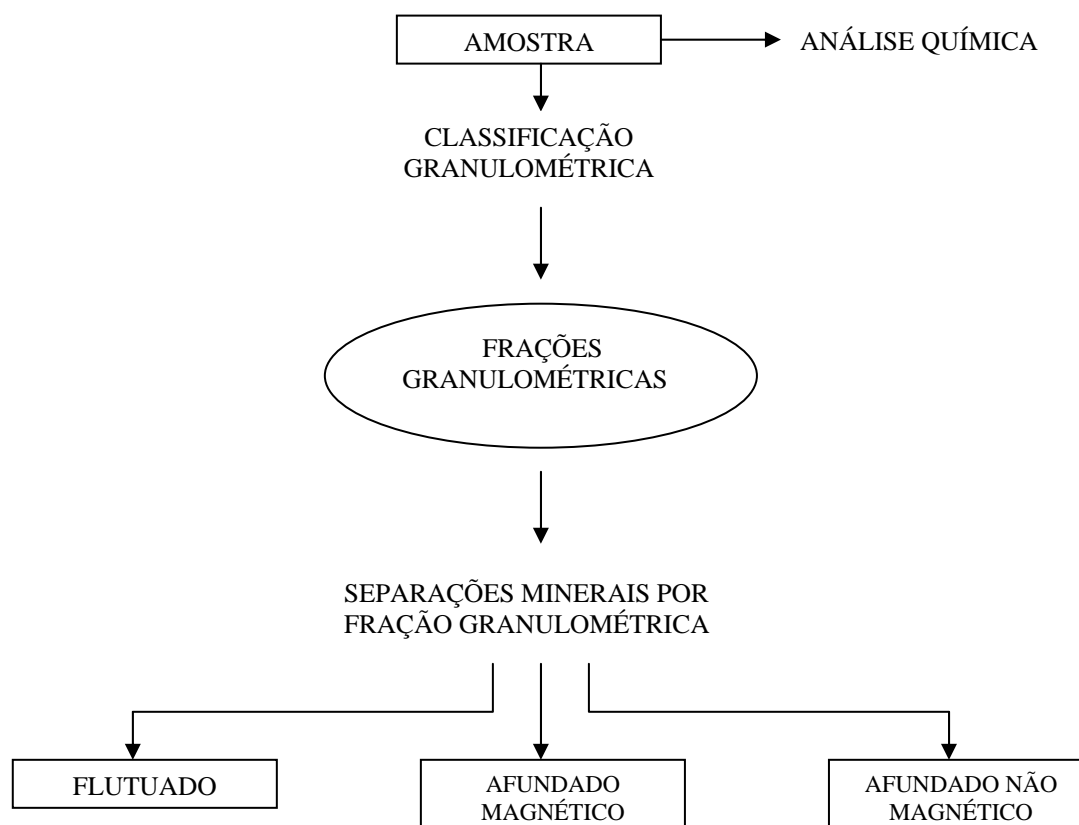


Figura 4.1: Fluxograma de caracterização mineralógica.

Os estudos de caracterização tiveram como objetivo verificar a forma de ocorrência e associações dos minerais portadores de zinco, visando fornecer subsídios para a realização do presente estudo.

O roteiro para o exame mineralógico seguiu as seguintes etapas (Zussman, 1977):

- determinação dos minerais presentes e suas características de segregação;
- determinação de possível separação em grupos de minerais de “ganga” e minerais de valor (zinco);
- determinação do tamanho de liberação para o minério calamínico;
- fragmentação do espécime abaixo do tamanho de liberação provável;
- elaboração de um programa de testes “aleatorizados” de concentração para diferentes partes de depósitos;

- análise de desempenho mineralógico, ou seja, como se distribuíram os vários tipos de partículas nos produtos (concentrados de zinco). Verificação da perda de zinco no rejeito e adequação da adição de reagentes químicos nos ensaios de flotação;
- realização de testes simulando circuito fechado.

4.2. Ensaios de flotação do minério calamínico

Foram realizados ensaios de flotação de minério calamínico sem a etapa de deslamagem com o intuito de:

- definir o tipo de coletor mais efetivo;
- otimizar a dosagem dos reagentes;
- estabelecer as condições otimizadas de sulfetização.

A figura 4.2 apresenta uma célula de flotação de bancada (Outokumpu) utilizada nos ensaios:

- i. altura da cuba = 60,0 cm x 22,0 cm
- ii. altura da camada de espuma = 5,0 cm;
- iii. pressão de ar = 8,0 kgf/cm²;
- iv. vazão de água = 2,8 L/min;
- v. volume da polpa da célula = 4,0 L;
- vi. % de sólidos = 30,00.



Figura 4.2: teste de flotação em espuma – Votorantim Metais.

Os testes de flotação em bancada foram realizados com amostras representativas de 1,0 a 1,3 kg do minério calamínico sem a etapa de deslamagem.

A seguir estão apresentados os reagentes químicos que foram pesquisados e suas respectivas concentrações na solução:

- vii. coletor: dodecilamina (nome Flotigam 2835-2L) solução 3,5 %p/p;
- viii. espumante: MIBCOL solução a 1 %p/p;
- ix. agente ativador e modificador do pH: sulfeto de sódio a 6,8 %p/p;
- x. agente dispersante: poliacrilato de sódio e silicato de sódio solução a 10 %p/p;

A seqüência da operação foi:

- i. polpa diluída a 25% de sólidos em peso condicionada por 3 minutos;
- ii. adicionou-se dispersante e condicionou-se por 2 minutos, mediu-se o valor do pH;
- iii. adição de NaOH para modular o valor do pH na faixa de 10,5 a 11,0
- iv. adicionou-se Na_2S na concentração desejada, mediu-se o valor do pH e condicionou-se por 3 minutos;
- v. adição de coletor e espumante, com condicionamento por 1 minuto;
- vi. flotou-se por 2 minutos e coletaram-se afundado e flotado.
- vii. repetiu-se a seqüência mais duas vezes, obtendo-se três concentrados.

A amostra de minério calamínico sem deslamar foi trabalhada em uma célula Outokumpu com controle de ar e agitador de palhetas, mostrado na figura 4.3.

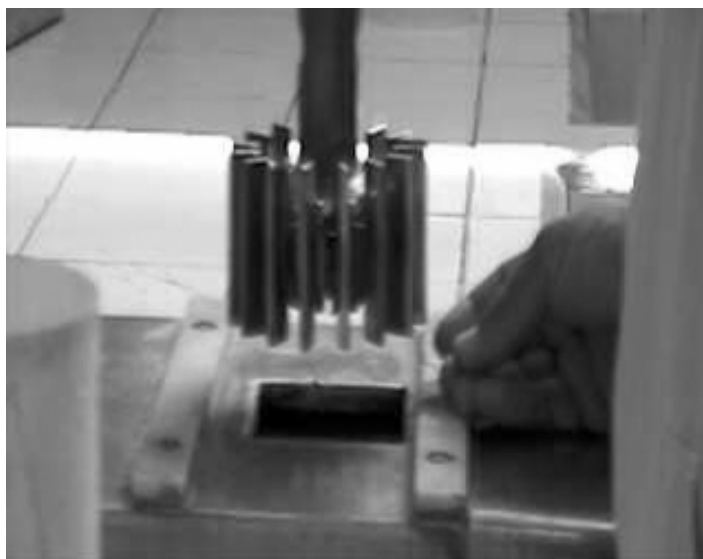


Figura 4.3: Agitador da célula Outokumpu.

Os testes de flotação em usina piloto foram realizados com amostras representativas de 500 kg de alimentação na moagem com minério calamínico. O planejamento de coleta das amostras para verificação da recuperação, teor de concentrado de zinco e análise do circuito de concentração na usina piloto é descrito a seguir.

Circuito – Calamina sem deslamagem

Seqüência para a amostragem para circuito com uma etapa de limpeza (*cleaner*).

Pontos de saída:

- concentrado: coletar aproximadamente 20 segundos com incrementos de 15 em 15 minutos;
- rejeito: coletar aproximadamente 10 segundos com incrementos de 15 em 15 minutos.

Ponto de entrada e intermediários:

- concentrado de zinco no estágio “rougher”: coletar no mínimo 30 e no máximo 40 segundos com apenas um incremento;

- concentrado de zinco no estágio “scavenger 1”: coletar no mínimo 30 e no máximo 40 segundos com apenas um incremento;
- concentrado de zinco no estágio “scavenger 2”: coletar no mínimo 30 e no máximo 40 segundos com apenas um incremento;
- alimentação nova: coletar no mínimo 30 e no máximo 40 segundos com apenas um incremento.

Os testes de flotação em usina piloto utilizaram como circuito o descrito na figura 5.6. O circuito é composto por etapas *rougher*, *scavenger 1*, *scavenger 2* e *cleaner*.

Nos testes industriais bem como na seqüência de amostragem foram utilizados os mesmos parâmetros operacionais da usina piloto. A etapa de concentração foi alimentada com minério calamínico sem a etapa de deslamagem com vazão de 60 t/h.

5. RESULTADOS E DISCUSSÃO

5.1. Caracterização mineralógica

Na tabela V.1 são apresentados os resultados da caracterização mineralógica, por difração de raios-X, da alimentação do circuito de flotação de calamina do concentrador (minério deslamado), bem como de seus concentrados e rejeitos.

Tabela V.1: Caracterização mineralógica de minério tipo calamina na etapa de flotação

MINERIO CALAMINA 2006	Minerais						Partição de Zinco (%)		Grau de Liberação Calamina (%)
	calamina	quartzo	argilominerais	carbonatos	óxid. Ferro	outros	calamina	outros minerais	
Alimentação da Flotação - ROM	23	21	30	21	5	<1	85	15	> 97
Concentrado de Zinco na flotação	68	9	16	4	3	<1	95	5	> 97
Rejeito Final de Zinco na flotação	2	29	34	29	5	<1	27	73	82

Nota-se que o minério alimentado à flotação em 2006, mesmo tendo sido submetido a deslamagem, tem uma proporção elevada de argilo-minerais. Apesar da elevada proporção de argilo-minerais, fator constantemente citado como danoso à flotação, o rejeito tem somente 2% de calamina (livres + mistos), indicando que a flotação foi muito eficiente.

O grau de liberação acima de > 97% na alimentação e 82% no rejeito indica que a existência ou perda de zinco na forma de partículas misto-impregnadas foi desprezível. As maiores perdas de zinco ocorreram na forma de zinco associado a argilo-minerais e micas. Cerca de 73% do zinco do rejeito estava associado a esses minerais. A perda de zinco nas lamas deve ter sido principalmente na forma de argilo-minerais e micas portadoras de zinco.

A caracterização evidencia que o concentrado final ainda contém uma alta proporção de argilo-minerais e quartzo, sendo que a calamina encontra-se altamente liberada. Isso indica que seria possível aumentar o teor de concentrado sem grandes perdas de zinco. Em resumo: a caracterização mostra que se diminuiu o problema de perdas por falta de

liberação da calamina na etapa de moagem, porém aumentou a existência de argilo-minerais e mica portadora de zinco, minerais não recuperáveis no processo de flotação.

A tabela V.2 mostra a caracterização de minério calamínico não deslamado, sendo os minerais presentes detectados por difração de raios-X. Esses resultados foram apresentados por Pereira (2004) e são incorporados ao capítulo resultados desta dissertação por serem pertinentes à mesma, representando uma continuidade do trabalho com a mesma amostra de minério calamínico. Observa-se a presença minoritária de outros minerais portadores de zinco como zincita e esfalerita.

Tabela V.2: Minerais presentes na amostra global não deslamada (Pereira, 2004).

predominante	Maior <35%	Menor (<10%)	Minoritário <3%	
quartzo	dolomita	goethita	whiterita	siderita
hemimorfita	biotita	clorita	cerussita	apatita
		calcita	esfalerita	feldspato
			tremolita	magnesita
			smithsonita	zincita
			hematita	

5.2. Caracterização mineralógica – análises granuloquímicas

A tabela V.3 apresenta os minerais presentes detectados por difração de raios-X na amostra do minério calamínico não deslamado por faixa granulométrica (Pereira, 2004).

Tabela V.3: Minerais presentes por faixa granulométrica (Pereira, 2004).

Tamanho médio (µm)	Minerais identificadas Majoritários (>10%)	Minoritários (<10%)
252	quartzo, hemimorfita, moscovita,	microclínio, biotita, apatita, smithsonita, magnesita, willemita, aragonita, witherita, goethita hematita,
178	hematita, hemimorfita, quartzo, dolomita, moscovita,	magnetita, calcita, microclínio, goethita, smithsonita, willemita, aragonita, albita, anortita, clinocloro, cerussita, biotita.
75	hematita, hemimorfita, dolomita, moscovita,	magnesita, calcita, cerussita, biotita, willemita, aragonita, albita, anortita, clinocloro, witherita, microclínio, goethita,
18	hematita, hemimorfita, quartzo, dolomita, moscovita,	magnetita, zincita, siderita, esfalerita, biotita, apatita, smithsonita, willemita, aragonita, albita, anortita, clinocloro, tremolita, calcita, witherita, microclínio, goethita.

A tabela V.4 apresenta os resultados de análise química e granuloquímica por faixa granulométrica na amostra “cabeça” de calamina que será utilizada nos experimentos de laboratório segundo planejamento pelo método fatorial, ensaios em usina piloto e teste industrial.

Tabela V.4: Análise química da amostra cabeça de calamina

Massa(g)	Fração			% Peso		Teor													
	#	µm	Retido	Acumulado acima	Acumulado abaixo	F(ppm)	ZnO(%)	SiO ₂ (%)	CaO(%)	MgO(%)	Fe ₂ O ₃ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	PbO(%)	P(%)	S(%)	Cd(%)	Cu(%)	Co(%)	P.F(%)
2106,5	+65#	+212 µm	10,56	10,56	89,44	886,0	13,10	50,80	6,45	4,68	3,18	14,20	0,10	0,04	0,03	0,01	0,005	0,006	18,10
2221,8	-65 + 100#	-212 + 150 µm	11,14	21,70	78,30	762,0	7,50	44,80	6,78	5,20	3,02	11,50	0,08	0,05	0,03	0,01	0,005	0,005	14,30
3346,1	-100 + 150#	-150 + 105 µm	16,78	38,48	61,52	642,0	13,80	42,60	6,07	4,67	5,93	10,10	0,10	0,06	0,03	0,02	0,005	0,005	14,40
3081,5	-150 + 200#	-105 + 74 µm	15,46	53,94	46,06	666,0	12,00	43,60	5,86	3,92	2,88	9,66	0,15	0,06	0,03	0,02	0,006	0,004	13,80
2533,1	-200 + 270#	-74 + 53 µm	12,71	66,65	33,35	630,0	9,30	44,80	5,60	4,26	4,38	9,21	0,20	0,07	0,03	0,02	0,007	0,005	14,00
1426,7	-270 + 325#	-53 + 44 µm	7,16	73,81	26,19	720,0	12,50	45,30	5,70	4,09	3,80	7,42	0,23	0,07	0,03	0,02	0,007	0,005	14,00
1024,5	-325 + 400#	-44 + 37 µm	5,14	78,95	21,05	740,0	8,70	43,70	6,16	4,60	3,47	7,19	0,24	0,07	0,04	0,02	0,008	0,005	14,00
4196,5	-400 #	-37 µm	21,05	100,00	0,00	820,0	15,80	42,10	6,98	4,91	3,50	7,19	0,29	0,07	0,04	0,02	0,010	0,005	13,80
19936,7	total		100,00			729,0	12,20	44,30	6,26	4,57	3,86	9,55	0,18	0,06	0,03	0,02	0,007	0,005	14,40
	total dosado					715,0	21,70	44,70	6,24	4,84	3,82	10,80	0,19	0,06	0,03	0,02	0,006	0,005	14,10

Massa(g)	Fração			% Peso		Distribuição (%)													
	#	µm	Retido	Acumulado acima	Acumulado abaixo	F	ZnO	SiO ₂	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	PbO	P	S	Cd	Cu	Co	P.F.
2106,5	+65#	+212 µm	10,56	10,56	89,44	12,8	11,34	12,11	10,88	10,81	8,70	15,70	5,87	7,04	10,56	5,28	7,543	12,672	13,27
2221,8	-65 + 100#	-212 + 150 µm	11,14	21,70	78,30	11,6	6,85	11,27	12,07	12,68	8,72	13,41	4,95	9,28	11,14	5,57	7,957	11,140	11,06
3346,1	-100 + 150#	-150 + 105 µm	16,78	38,48	61,52	14,8	18,98	16,14	16,27	17,15	25,78	17,75	9,32	16,78	16,78	16,78	11,986	16,780	16,78
3081,5	-150 + 200#	-105 + 74 µm	15,46	53,94	46,06	14,1	15,21	15,22	14,47	13,26	11,53	15,64	12,88	15,46	15,46	15,46	13,251	12,368	14,82
2533,1	-200 + 270#	-74 + 53 µm	12,71	66,65	33,35	11,0	9,69	12,85	11,37	11,85	14,42	12,26	14,12	14,83	12,71	12,71	12,710	12,710	12,36
1426,7	-270 + 325#	-53 + 44 µm	7,16	73,81	26,19	7,1	7,34	7,32	6,52	6,41	7,05	5,56	9,15	8,35	7,16	7,16	7,160	7,160	6,96
1024,5	-325 + 400#	-44 + 37 µm	5,14	78,95	21,05	5,2	3,43	5,07	5,06	5,17	4,62	3,87	6,85	6,00	6,85	5,14	5,874	5,140	5,00
4196,5	-400 #	-37 µm	21,05	100,00	0,00	23,3	27,17	20,03	23,36	22,67	19,18	15,81	36,85	22,26	19,34	31,90	33,52	22,03	19,75
19936,7	total		100,00			729,0	12,20	44,30	6,26	4,57	3,86	9,55	0,18	0,06	0,03	0,02	0,007	0,005	14,40
	total dosado					715,0	21,70	44,70	6,24	4,84	3,82	10,80	0,19	0,06	0,03	0,02	0,006	0,005	14,10

Percebe-se pela análise química que na fração fina (<400#) o teor de zinco, expresso como ZnO, é da ordem de 15,80%, com uma distribuição de 27,17%, representando uma parcela significativa do zinco que existe no minério de calamina.

5.3. Caracterização mineralógica – separação em meio denso

Pela tabela V.5, verifica-se que as separações minerais apresentaram uma eficiência extremamente baixa, mesmo tendo sido tomadas todas as precauções operacionais, com a minimização da quantidade de material a ser separada (1 a 2 g para 100 mL de líquido) e operação em duas etapas. Ao término da cada etapa, verificou-se que o material se comportava como um conjunto de flocos, sem que houvesse uma clara definição de seu comportamento (se flutuado ou afundado), de tal modo que os produtos obtidos apresentam praticamente os mesmos teores, como se esta fração tivesse sido simplesmente quarteada.

A amostra cabeça foi identificada para os ensaios como *overflow*, amostra que é descartada para a barragem no processo de “deslamagem por hidrociclones” e *underflow* 1 e 2, que é alimentação nova para a etapa de flotação de calamina.

Tabela V.5: Separação em meio denso

Fração	Produto	% Massa		Teores (%)									Distribuição no ensaio (%)								Distribuição na amostra (%)						
		ensaio	amostra	Zn	Pb	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O	P.F.	Zn	Pb	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Zn	Pb	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	
Under 1	Flutuado	67,0	18,4	10,5	0,24	39,2	6,67	12,8	5,08	6,17	3,70	14,0	59,3	6,9	69,3	63,3	68,6	69,3	68,9	17,2	16,2	18,8	15,0	16,8	25,5	21,1	
	Afundado	33,0	9,1	14,6	0,30	35,2	7,84	11,9	4,58	5,66	3,56	13,7	40,7	38,1	30,7	36,7	31,4	30,8	31,2	11,8	10,0	8,3	8,7	7,7	11,3	9,6	
	Total calc. Total dosado	100,0	27,4	11,9	0,26	37,9	7,06	12,5	4,91	6,00	3,65	13,9	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	28,9	26,2	27,2	23,6	24,4	36,8	30,7	
Under 2	Flutuado	49,6	9,4	10,8	0,23	39,0	6,93	13,2	4,61	6,02	3,93	13,5	46,4	46,5	50,8	48,1	50,6	50,0	50,4	9,1	7,8	9,7	8,0	8,8	12,2	10,5	
	Afundado	50,4	9,6	12,3	0,26	37,2	7,36	12,7	4,54	5,83	3,79	13,4	53,6	53,5	49,2	51,9	49,4	50,0	49,6	10,6	9,0	9,4	8,7	8,6	12,2	10,3	
	Total calc. Total dosado	100,0	19,0	11,6	0,25	38,1	7,15	12,9	4,57	5,92	3,86	13,4	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	19,7	16,8	19,1	16,7	17,5	24,4	20,8	
Overflow	Flutuado	69,9	37,4	10,6	0,28	37,2	8,90	14,8	2,56	4,82	4,36	14,5	69,7	69,9	69,7	69,9	69,6	69,8	69,5	35,8	39,8	37,4	41,7	40,4	27,1	33,7	
	Afundado	30,2	16,2	10,7	0,28	37,5	8,89	15,0	2,57	4,89	4,42	12,5	30,3	30,2	30,3	30,1	30,4	30,2	30,5	15,6	17,2	16,3	18,0	17,7	11,7	14,8	
	Total calc. Total dosado	100,0	53,6	10,6	0,28	37,3	8,90	14,9	2,56	4,84	4,38	13,9	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	51,4	57,0	53,7	59,7	58,1	38,8	48,5	
Total	Flutuado	65,2	65,2	10,6	0,26	38,0	7,99	14,0	3,57	5,37	4,11	14,2	62,1	62,1	66,0	64,7	66,0	64,8	65,4	62,1	63,8	66,0	64,7	66,0	64,8	65,4	
	Afundado	34,8	34,8	12,2	0,28	36,8	8,20	13,6	3,64	5,35	4,02	13,1	37,9	37,9	34,0	35,3	34,0	35,2	34,6	37,9	36,2	34,0	35,3	34,0	35,3	34,7	
	Total	100,0	100,0	11,1	0,27	37,6	8,06	13,9	3,59	5,36	4,08	13,8	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	

A Tabela V.6 traz os resultados das análises químicas dos argilo-minerais (micas), obtidas por EDS. Com base nesses resultados, estimou-se um teor médio da ordem de 5,7% de zinco associado a esses minerais.

Pode-se concluir em termos de caracterização mineralogia que o zinco no minério de calamina em estudo está presente na forma de calamina e também associado à estrutura cristalina das micas (que mostraram um teor médio desse elemento, obtido em análises por EDS, da ordem de 5,7%). A parcela estimada de zinco relativa a calamina corresponde a 83% do total desse elemento presente na amostra, estando o restante associado às micas.

Tabela V.6: Análises químicas dos argilo-minerais por EDS

Análise	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Fe ₂ O ₃	ZnO	TiO ₂	MnO	CaO
1	47,7	22,6	10,3	6,81	11,1	1,35	0,16	<0,10
2	53,8	26,7	14,7	3,53	0,99	0,40	<0,10	<0,10
3	47,3	21,1	10,0	5,32	13,9	0,52	0,23	1,68
4	56,6	24,2	14,0	1,99	2,43	0,51	0,25	<0,10
5	45,9	21,5	11,4	7,62	11,8	1,64	<0,10	0,22
6	49,8	22,1	15,1	11,2	1,16	0,74	0,06	<0,10
7	49,8	24,6	13,1	7,71	4,25	0,58	0,11	<0,10
8	44,4	20,9	10,8	15,6	5,69	0,31	2,29	0,10
9	50,9	24,9	13,0	8,26	1,56	0,23	1,09	<0,10
10	46,0	21,6	12,0	12,6	3,95	0,78	3,04	<0,10
11	47,0	21,1	12,5	7,63	11,0	0,68	<0,10	<0,10
12	52,6	21,7	13,2	9,22	2,24	0,84	0,12	<0,10
13	60,9	16,2	11,4	6,94	3,61	0,90	<0,10	<0,10
Média	50,2	22,2	12,4	8,03	5,67	0,73
Desvio padrão	4,75	2,56	1,61	3,62	4,60	0,40

5.4. Caracterização mineralógica – separação magnética

As separações magnéticas foram efetuadas para as frações com granulação acima de 37 µm. O equipamento utilizado foi o separador magnético tipo Frantz de campo de barreiras (0,6 A). Fez-se a opção por verificar o ensaio no concentrado de calamina produzido no circuito industrial com o único objetivo de observar uma possível redução do teor de ferro no concentrado.

A tabela V.7 mostra os resultados das análises químicas das frações alimentação, produto magnético e não magnético.

Tabela V.7: Análises químicas – separação magnética

Fração	%	Teores (%)				Distribuição (%)			
		Zn	Fe	CaO	MgO	Zn	Fe	Cão	MgO
Alimentação	100,00	38,43	2,67	1,94	1,76	100,00	100,00	100,00	100,00
Não magnético	96,40	39,63	1,99	1,90	1,02	99,41	71,84	94,41	55,86
Magnético	3,60	20,66	20,82	0,98	0,78	0,59	28,16	5,59	44,14

A separação magnética do concentrado promoveu a elevação do teor de zinco, conforme esperado, em 1,2 %. A massa de material magnético separada correspondeu a 3,6 % da

alimentação. Deverá ser definida uma outra rota de tratamento para liberação dos elementos zinco e ferro.

5.5. Resultados dos experimentos de flotação em laboratório com planejamento fatorial

As informações dos estudos de dispersão descritos no capítulo 3.3.2. aliadas à experiência do autor com o minério em estudo levaram à definição dos fatores e níveis a serem praticados nos experimentos de flotação em bancada. Os níveis superior e inferior do fator dosagem de sulfeto de sódio e o nível superior do fator dispersante (dispersol + silicato de sódio) foram aumentados em relação aos usados por Pereira (2004), ilustrados na tabela III.1 deste trabalho. As variáveis e os níveis escolhidos para o planejamento fatorial dos ensaios exploratórios de flotação em bancada são apresentados na tabela V.8. Nesses ensaios a dosagem de dispersante escolhida (6000 g/t) mostrou-se insuficiente para que fosse atingido o teor de zinco de 38%. Essa dosagem foi então aumentada para 7000 g/t fazendo com o teor de zinco alvo fosse alcançado.

Tabela V.8: Variáveis e níveis escolhidos para o planejamento fatorial dos experimentos de flotação

N ^o	Código	Variáveis	Níveis	
			-	+
a	NS	sulfeto de sódio(g/t)	700	4000
b	PH	valor do pH	10,5	11,5
c	OA	ordem de adição	x*	x**
d	PA	Dispersol A99 (g/t) e silicato de sódio neutro (g/t)	0	6000 (50% cada)

x* adicionar primeiro o Na₂S seguido do dispersante

x** adicionar primeiro dispersante seguido pelo Na₂S

O planejamento dos experimentos está apresentado na tabela V.9.

A ordem de execução dos testes foi aleatorizada pelo Software Estatístico Minitab. As colunas da tabela V.9 têm os seguintes significados:

- **StdOrder:** indica a numeração de execução dos ensaios;
- **RunOrder:** indica a ordem de execução de cada experimento
- **CenterPt:** indica o número de pontos centrais– envolve tratamento de dados pós ensaio
- **Blocks:** indica o número de blocos – envolve tratamento de dados pós-ensaio
- **Variáveis:** sulfeto de sódio, pH, ordem de adição de reagentes e dispersante: indicam as condições e níveis operacionais de cada variável.

Tabela V.9: Distribuição dos experimentos

StdOrder	RunOrder	CenterPt	Blocks	Sulfeto de Sódio	Valor de pH	Ordem de Adição	Dispersante e Silicato de Sódio
28	1	1	1	4000	11,5	x*	7000
24	2	1	1	4000	11,5	x**	0
2	3	1	1	4000	10,5	x*	0
5	4	1	1	700	10,5	x**	0
11	5	1	1	700	11,5	x*	7000
26	6	1	1	4000	10,5	x*	7000
10	7	1	1	4000	10,5	x*	7000
14	8	1	1	4000	10,5	x**	7000
4	9	1	1	4000	11,5	x*	0
19	10	1	1	700	11,5	x*	0
12	11	1	1	4000	11,5	x*	7000
23	12	1	1	700	11,5	x**	0
27	13	1	1	700	11,5	x*	7000
18	14	1	1	4000	10,5	x*	0
20	15	1	1	4000	11,5	x*	0
13	16	1	1	700	10,5	x**	7000
6	17	1	1	4000	10,5	x**	0
22	18	1	1	4000	10,5	x**	0
29	19	1	1	700	10,5	x**	7000
32	20	1	1	4000	11,5	x**	7000
9	21	1	1	700	10,5	x*	7000
3	22	1	1	700	11,5	x*	0
8	23	1	1	4000	11,5	x**	0
15	24	1	1	700	11,5	x**	7000
7	25	1	1	700	11,5	x**	0
31	26	1	1	700	11,5	x**	7000
30	27	1	1	4000	10,5	x**	7000
16	28	1	1	4000	11,5	x**	7000
1	29	1	1	700	10,5	x*	0
25	30	1	1	700	10,5	x*	7000
17	31	1	1	700	10,5	x*	0
21	32	1	1	700	10,5	x**	0

Na tabela V.10 são apresentados os resultados de ensaios de flotação de bancada, realizados com o minério calamínico não deslamado, programados com auxílio de planejamento fatorial, a partir da utilização de tratamento estatístico e uso do software Minitab. O dispersante utilizado foi o dispersol A99 da Clariant, preparado a 50% em massa com silicato de sódio a uma concentração 100 g/L. A concentração de sulfeto de sódio foi de 68 g/L.

Tabela V.10: Resultado dos ensaios programados por planejamento fatorial

StdOrder	RunOrder	CenterPt	Blocks	Sulfeto de	Valor de pH	Ordem de Adição	Dispersante e Silicato de Sódio	% Recuperação metálica	% Zinco concentrado
28	1	1	1	4000	11,5	x*	7000	72	39
24	2	1	1	4000	11,5	x**	0	56	45
2	3	1	1	4000	10,5	x*	0	58	43
5	4	1	1	700	10,5	x**	0	48	34
11	5	1	1	700	11,5	x*	7000	60	35
26	6	1	1	4000	10,5	x*	7000	58	37
10	7	1	1	4000	10,5	x*	7000	59	36
14	8	1	1	4000	10,5	x**	7000	66	37,5
4	9	1	1	4000	11,5	x*	0	48	32
19	10	1	1	700	11,5	x*	0	45	34
12	11	1	1	4000	11,5	x*	7000	71	38
23	12	1	1	700	11,5	x**	0	56	35
27	13	1	1	700	11,5	x*	7000	59	34
18	14	1	1	4000	10,5	x*	0	57	46
20	15	1	1	4000	11,5	x*	0	49,5	33
13	16	1	1	700	10,5	x**	7000	52	34
6	17	1	1	4000	10,5	x**	0	51	31
22	18	1	1	4000	10,5	x**	0	52	30
29	19	1	1	700	10,5	x**	7000	53	33
32	20	1	1	4000	11,5	x**	7000	75	38,5
9	21	1	1	700	10,5	x*	7000	51	35
3	22	1	1	700	11,5	x*	0	48	33
8	23	1	1	4000	11,5	x**	0	55	35
15	24	1	1	700	11,5	x**	7000	58	31
7	25	1	1	700	11,5	x**	0	49	33
31	26	1	1	700	11,5	x**	7000	56	34
30	27	1	1	4000	10,5	x**	7000	71	38,5
16	28	1	1	4000	11,5	x**	7000	69	39
1	29	1	1	700	10,5	x*	0	51	30
25	30	1	1	700	10,5	x*	7000	50	30
17	31	1	1	700	10,5	x*	0	48	31
21	32	1	1	700	10,5	x**	0	48,5	32,6

Apresenta-se a seguir a análise dos resultados e das interações das variáveis estudadas com base no planejamento fatorial (sulfeto de sódio, valor de pH, ordem de adição de sulfeto de sódio e dispersante, valor de pH e dispersante e silicato de sódio).

A figura 5.1 mostra que as dosagens de sulfeto de sódio e combinação de dispersante e silicato de sódio no nível superior praticado favorecem uma maior recuperação

metálica. Menos acentuadamente, o nível superior de pH e também a ordem de adição, dispersante antes de sulfeto de sódio, também favorecem a recuperação metálica. A figura 5.1 mostra que para teor de zinco no concentrado a dosagem de sulfeto de sódio no nível superior praticado é significativa.

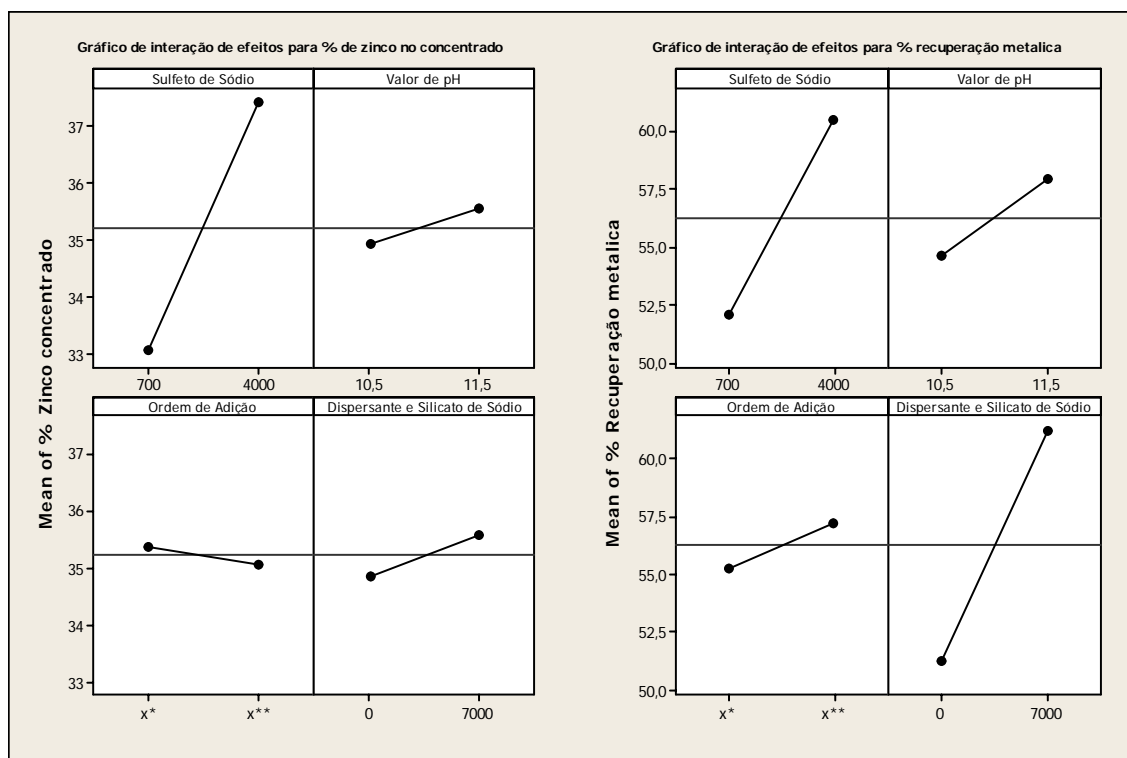


Figura 5.1: Interação de fatores na recuperação metálica e teor de zinco no concentrado.

A figura 5.2 mostra estatisticamente, através de um gráfico de contorno, que as dosagens de sulfeto de sódio e combinação de dispersante e silicato de sódio quando aumentadas gradativamente favorecem uma maior recuperação metálica.

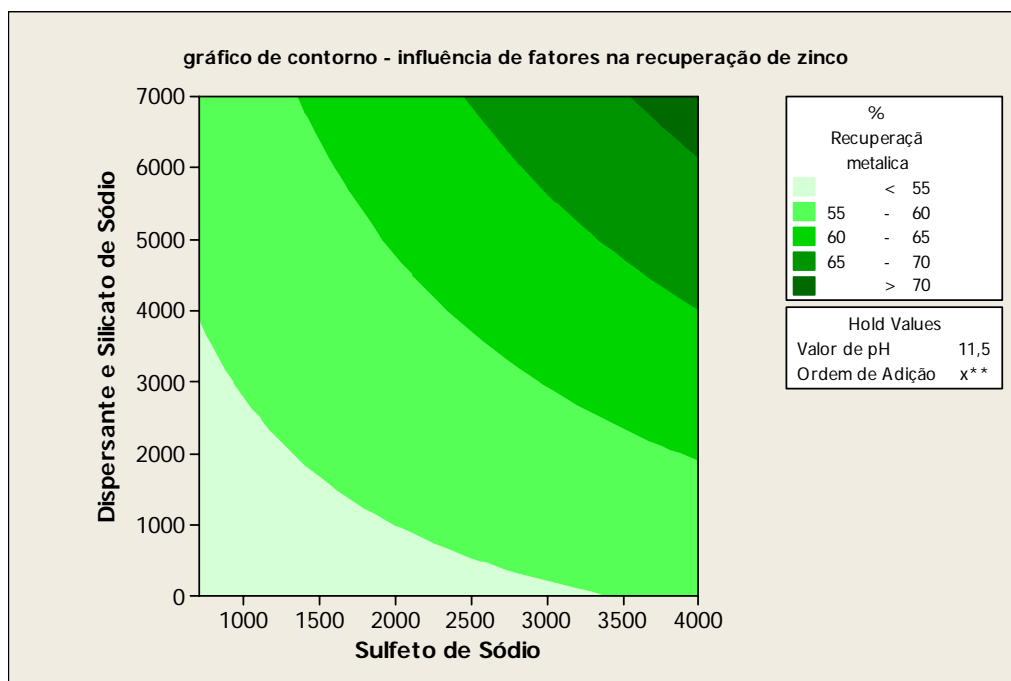


Figura 5.2: Gráfico de previsibilidade para recuperação metálica.

A figura 5.3 mostra estatisticamente através de um gráfico de contorno que a dosagem de sulfeto de sódio quando aumentada gradativamente favorece um maior teor de zinco no concentrado.

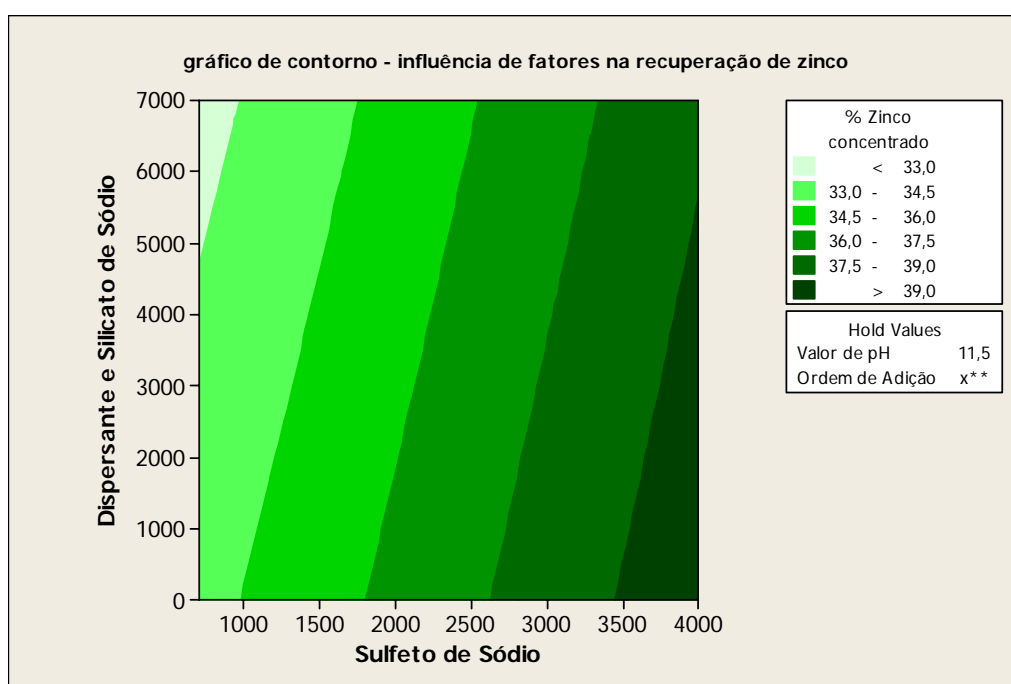


Figura 5.3: Gráfico de previsibilidade de teor de zinco no concentrado.

Através dos experimentos laboratoriais programados com auxílio da ferramenta estatística de planejamento fatorial fez-se uma curva de otimização e resposta para recuperação e teor de concentrado de zinco. Pela figura 5.4 verifica-se que com as dosagens especificadas pelas figuras 5.2 e 5.3 obtém-se uma recuperação de zinco de 68,8% com teor de zinco no concentrado de 37,41%.

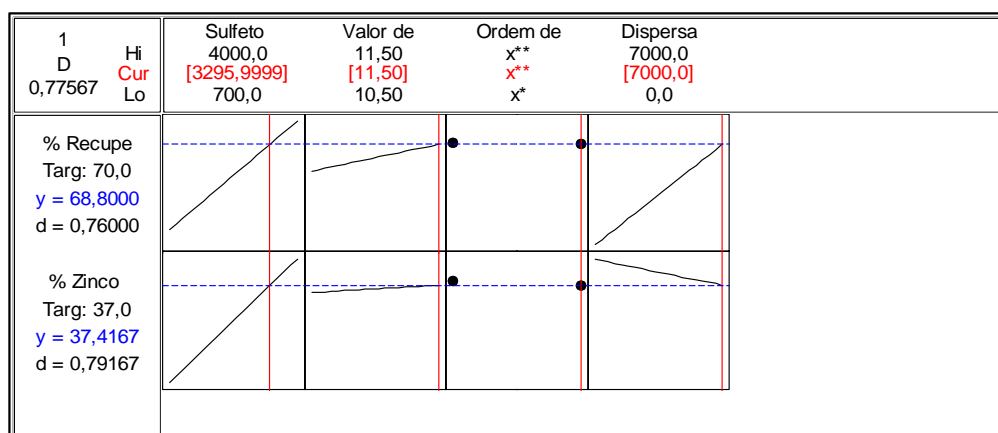


Figura 5.4: Curva de otimização para recuperação e teor de zinco no concentrado.

Concluindo a análise dos resultados e das interações das variáveis estudadas a partir do planejamento fatorial :

- i. a recuperação na flotação aumentou quando a concentração de sulfeto de sódio passou do nível inferior (700 g/t) para o superior (4000 g/t). Salum (1982) investigou a flotação dos minerais de zinco em tubo de Hallimond e observou que o aumento da concentração de sulfeto de sódio melhorou a recuperação até um determinado valor (em torno de pH 10);
- ii. o valor de pH mostrou ser efetivo para aumento de recuperação, não sendo significante para aumento de teor de concentrado;
- iii. a recuperação na flotação também não aumentou quando a concentração de dispersante com silicato de sódio passou do nível inferior (0 g/t) para o superior (7000 g/t);
- iv. a ordem de adição de dispersante e sulfeto de sódio mostrou ser eficiente com ganho de recuperação metálica da ordem de 2,5%;
- v. a interação de sulfeto de sódio, valor de pH e a mescla de dispersante com silicato de sódio foi significativa, apresentando um aumento na recuperação quando essas

variáveis passam do nível inferior ao superior. Pereira (2004) estudou a dispersão e flotação do minério calamínico de zinco e notou-se que dentre os dispersantes estudados (CMC, calgon, hexametáfosfato de sódio e dispersol), o hexametáfosfato foi o reagente mais efetivo nos testes de dispersão, porém na flotação foi menos efetivo que o silicato de sódio;

vi. a interação de valor de pH, ordem de adição de dispersante e dispersante com silicato de sódio não foi significativa para aumento do teor de zinco no concentrado, não mostrando também nenhuma alteração quando essas variáveis passam do nível inferior ao superior;

vii. a interação de sulfeto de sódio e dispersante com silicato de sódio mostrou ser significativa, apresentando um aumento na recuperação quando essas variáveis passam do nível inferior ao superior.

5.6. Ensaios de com minério silicatado de zinco com e sem a etapa de deslamagem em usina piloto e em escala industrial

Nos ensaios piloto estudou-se o uso de variáveis e níveis sugeridos pelos experimentos laboratoriais programados com auxílio de planejamento fatorial.

A figura 5.5 mostra o circuito de flotação utilizado na usina piloto. O circuito é composto por etapas *rougher*, *scavenger 1*, *scavenger 2*, *cleaner* e *cleaner 2*.

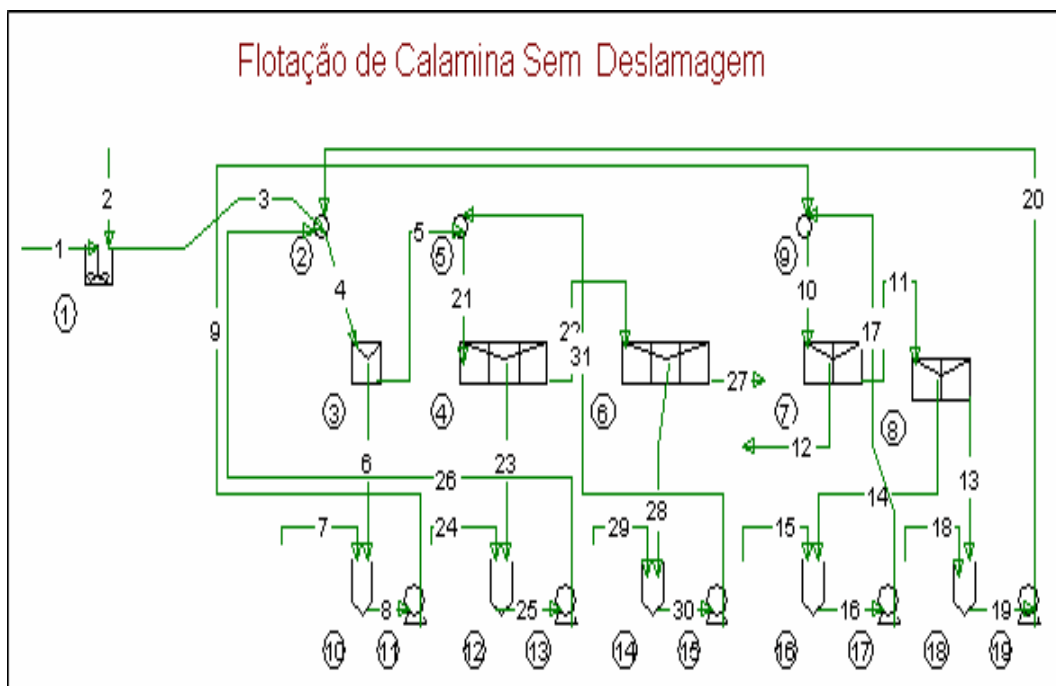


Figura 5.5: Circuito de flotação de calamina sem a etapa de deslamagem.

Legenda	Equipamento	Legenda	Equipamento
①	Composição da alimentação nova 1 e 2	⑩	Caixa receptora concentrado <i>rougher</i>
③	Etapa <i>rougher</i>	⑫	Caixa receptora concentrado <i>scavenger</i> 1
④	Etapa <i>scavenger</i> 1	⑭	Caixa receptora concentrado <i>scavenger</i> 2
⑥	Etapa <i>scavenger</i> 2	⑯	Caixa receptora concentrado <i>cleaner</i> 2
⑦	Etapa <i>cleaner</i>	⑱	Caixa receptora rejeito <i>cleaner</i> 2
⑧	Etapa <i>cleaner</i> 2	⑲	Fluxo da <i>cleaner</i> 2(19 e 20 entrada e recalque da bomba de polpa)
Fluxos	tipo de fluxo	Fluxos	tipo de fluxo
2	Adição de água	8 e 9	entrada e recalque da bomba de polpa respectivamente da caixa ⑩
7	Adição de água	25 e 26	entrada e recalque da bomba de polpa respectivamente da caixa ⑫
15	Adição de água	30 e 31	entrada e recalque da bomba de polpa respectivamente da caixa ⑭
18	Adição de água	16 e 17	entrada e recalque da bomba de polpa respectivamente da caixa ⑯
24	Adição de água	②	Composição dos fluxos 3, 20 e 26
29	Adição de água	⑤	Composição dos fluxos 5 e 31

Os resultados dos testes em usina piloto ilustrados na tabela V.11 mostram que o consumo de sulfeto de sódio foi superior ao previsto pelo experimento laboratorial em 2.8 kg/t de massa alimentada. No entanto, os consumos específicos de dispersol A99 e silicato de sódio foram os mesmos dos ensaios de flotação em bancada e obteve-se uma recuperação metalúrgica média de 72,40% com teor de concentrado final de 38,40%.

Tabela V.11: Resultado dos testes em usina piloto

RESULTADOS DOS TESTES REALIZADOS NA USINA PILOTO																	
DATA	HORA	Teores % Zn						Dosagem de reagente g/t									
		Alim.	Conc.	Rej.	Rec. %	pH	% Sólidos Al.Flot.	Dispersol A99 + silicato de sódio Cond. 01 g/t	Sulfeto + barrilha				Amina			Mibicol	
									Cond. 02	Scv. 01	Scv. 02	Cond. 02	Scv. 01	Scv. 02	Cond. 02	Scv. 01	Scv. 02
24-mai	17:00	12,1	38,2	3,8	76,3	11,36	29,0	6.900,0	4.500,0	1.400,0	900,0	519,8	187,1	571,8	42,3	23,1	21,2
24-mai	19:00	12,5	37,9	3,6	78,4	11,28	32,0	6.930,0	4.500,0	1.400,0	900,0	415,8	187,1	467,8	42,3	23,1	21,2
25-mai	02:00	12,3	39,7	6,1	59,4	11,30	16,0	6.960,0	4.500,0	1.400,0	900,0	415,8	187,1	467,8	50,0	28,9	21,2
25-mai	06:00	11,8	41,4	7,4	45,5	11,26	17,0	6.900,0	4.500,0	1.400,0	900,0	467,8	187,1	467,8	48,1	28,9	21,2
25-mai	14:30	12,3	36,0	4,6	71,5	11,14	21,0	6.900,0	4.500,0	1.400,0	900,0	259,9	155,9	155,9	73,1	42,3	21,2
25-mai	15:20	14,5	39,8	4,9	75,4	11,00	25,0	6.930,0	4.500,0	1.400,0	900,0	436,6	197,5	228,7	63,5	84,7	30,8
25-mai	17:00	14,6	41,8	4,4	78,2	11,50	24,0	6.900,0	4.500,0	1.400,0	900,0	291,1	176,7	207,9	67,4	48,1	25,0
25-mai	20:00	12,5	39,1	4,5	72,4	11,33	23,0	6.930,0	4.500,0	1.400,0	900,0	249,5	155,9	197,5	75,1	44,3	23,1
26-mai	16:00	13,0	34,0	4,0	78,5	11,30	26,0	7.200,0	4.500,0	1.400,0	900,0	259,9	197,5	207,9	69,3	46,2	19,2
26-mai	18:00	12,6	40,1	3,6	78,5	11,21	27,0	7.200,0	4.500,0	1.400,0	900,0	259,9	197,5	207,9	73,1	44,3	19,2
26-mai	21:00	12,7	36,0	4,0	77,1	11,25	28,0	7.050,0	4.500,0	1.400,0	900,0	259,9	197,5	207,9	71,2	44,3	19,2
27-mai	10:00	12,0	37,6	4,0	74,5	11,23	32,0	7.200,0	4.500,0	1.400,0	900,0	259,9	197,5	207,9	71,2	44,3	19,2
27-mai	14:00	12,3	37,7	4,0	75,6	11,25	29,0	6.900,0	4.500,0	1.400,0	900,0	270,3	207,9	207,9	73,1	40,4	19,2
								6.992,3	4.500,0	1.400,0	900,0	335,9	187,1	292,7	63,1	41,8	21,6
		12,7	38,4	4,5	72,4	11,26	25,3	6.992,3	6.800,0			815,7			126,4		
		Média				Média		Cons. Total de dispersol + silicato de	Cons. Total de sulfeto de sódio + barrilha			Cons. Total de amina			Cons. Total de Mibicol		

A figura 5.6 mostra um gráfico comparativo entre os valores de recuperações e de teores de concentrado final de zinco obtidos na etapa de concentração nos ensaios de usina piloto, utilizando o circuito ilustrado na figura 5.5. As linhas do gráfico da figura 5.6 de cor preta e vermelha representam os resultados de operação da usina piloto com a etapa de deslamagem utilizando “classificação por hidrociclones”, enquanto que as linhas azul e verde representam os resultados de usina piloto sem a etapa de deslamagem.

Para o teste em usina piloto com a etapa de deslamagem por hidrociclones (considerado como branco por representar a condição de operação da planta industrial) foram dosados sulfeto de sódio a 5420 g/t e dispersante a 550 g/t sem combinação com silicato de sódio. As dosagens de reagentes utilizadas neste teste tiveram como padrão as dosagens praticadas atualmente na planta industrial da unidade de Vazante.

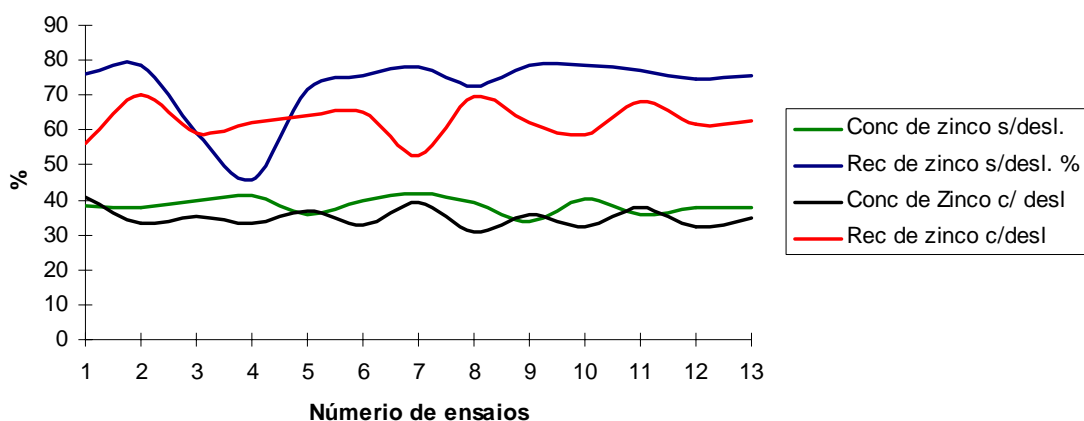


Figura 5.6: Comparativos entre flotação de calamina, em usina piloto, com e sem deslamagem.

Conclui-se pela análise da figura 5.6 que os testes de flotação de calamina, em usina piloto, sem a etapa de deslamagem são bastante significativos e fornecem teores de concentrados e recuperações de zinco superiores aos testes realizados com a etapa de deslamagem.

A partir dos estudos em escala de laboratório e usina piloto o próximo passo foi a realização de um teste industrial, seguindo ainda o circuito ilustrado na figura 5.5.

Calculou-se o balanço de massas do teste industrial através do software Usimpac, apresentado na tabela V.12, com base em teores determinados nos vários estágios de flotação em testes piloto realizados anteriormente. O fluxograma simulado é o da Figura 5.5, tratando minério com taxa de alimentação de 60 t/h sem a etapa de deslamagem.

Tabela V.12: Resultado dos testes industriais de flotação de calamina sem deslamagem

Fluxo	Sólidos (t/h)	Distribuição sólidos (%)	Teor de Calamina (%) *	Teor (%Zn)	Distribuição Calamina (%)	Água (m ³ /h)	% sólidos	Dens. Polpa (g/cm ³)	Dens. Sólidos (g/cm ³)	Vazão de Polpa (m ³ /h)
1	60	100	19.26	13.00	100	140	30	1.24	2.818	161.29
2		0				0				
3	60	100	19.26	13.00	100	140	30	1.24	2.818	161.29
4	80.67	134.46	20.67	13.95	144.32	402.33	16.70	1.121	2.827	430.86
5	54.53	90.88	10.51	6.85	49.61	323.89	14.41	1.10	2.763	343.63
6	26.14	43.57	41.86	28.26	94.71	78.43	25	1.19	2.970	87.23
7						34				34
8	26.14	43.57	41.86	28.26	94.71	112.43	18.87	1.14	2.970	121.24
9	26.14	43.57	41.86	28.26	94.71	112.43	18.87	1.14	2.970	121.24
10	36.06	60.09	37.10	25.04	115.77	163.7	18.05	1.14	2.936	175.98
11	20.68	34.47	21.23	14.33	37.99	148.34	12.24	1.09	2.830	155.64
12	15.38	25.63	58.40	39.42	77.72	15.38	50	1.51	3.092	20.35
13	10.76	17.94	18.06	12.19	16.82	119.05	8.29	1.06	2.810	122.88
14	9.92	16.53	24.66	16.65	21.17	29.29	25.3	1.20	2.853	32.76
15						22				22
16	9.92	16.53	24.66	16.65	21.17	51.29	16.21	1.12	2.853	54.76
17	9.92	16.53	24.66	16.65	21.17	51.29	16.21	1.12	2.853	54.76
18						0				0
19	10.76	17.94	18.06	12.19	16.82	119.05	8.29	1.06	2.810	122.88
20	10.76	17.94	18.06	12.19	16.82	119.05	8.29	1.06	2.810	122.88
21	60.94	101.56	12.04	8.13	63.49	417.45	12.74	1.09	2.773	439.43
22	51.03	85.05	8.12	5.48	35.84	319.08	13.79	1.10	2.748	337.65
23	9.91	16.52	32.15	6.69	27.58	98.31	9.16	1.06	2.902	101.73
24						45				45
25	9.91	16.52	32.15	6.69	27.58	143.31	6.47	1.04	2.902	146.73
26	9.91	16.52	32.15	6.69	27.58	143.31	6.47	1.04	2.902	146.73
27	44.62	74.37	5.68	3.83	21.92	255.51	14.87	1.10	2.733	271.83
28	6.41	10.68	25.09	16.94	13.92	63.57	9.16	1.06	2.855	65.82
29						30				30
30	6.41	10.68	25.09	16.94	13.92	93.57	6.41	1.04	2.855	95.82
31	6.41	10.68	25.09	16.94	13.92	93.57	6.41	1.04	2.855	95.82

Pelo balanço mostrado na tabela V.12 verifica-se que os fluxos de bombeamento aumentaram e o sistema de bombeamento precisaria ser modificado para atender o novo tempo de residência da célula *rougher* em decorrência do aumento da taxa de alimentação dos atuais 45 t/h para 60 t/h.

Os tempos de residência na flotação sem a etapa de deslamagem, onde se incorpora uma célula *rougher* e *scavengers* 1 e 2, aumentaram de 13,35 minutos para 14,31 minutos, o que é considerado adequado. O tempo de flotação da célula *cleaner* não sofreu alteração significativa, mantendo-se na ordem de 9 minutos.

Pode-se operar o atual circuito de flotação industrial como está instalada, em uma operação mais seletiva, produzindo concentrado final de zinco com teor elevado, com uma operação mais recuperadora.

Os resultados dos testes industriais ilustrados na tabela V.13 mostram que o consumo de sulfeto de sódio foi idêntico à dosagem utilizada em usina piloto, em torno de 6.8 kg/t de massa alimentada. No entanto, os consumos específicos de dispersol A99 e silicato de sódio foram inferiores em 1 kg/t em relação à dosagem praticada nos testes em usina piloto.

Tabela V.13: Resultado dos testes industriais

RESULTADOS DOS TESTES REALIZADOS NA PLANTA INDUSTRIAL																				
DATA	HORA	Teores % Zn				pH				% Sólidos Al.Flot.	Dosagem de reagente g/t									
		Alim.	Conc.	Rej.	Rec. %	Roug.	Scv 1	Scv 2	Cleaner		Dispersol + silicato de sódio		Sulfeto + barrilha		Amina		Mibicol			
											g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t
30-jun	23:00	14,00	39,65	4,03	79,27	11,6	11,8	11,78	11,38	23,0	6.400,0	4.624,0	1.403,2	1.370,6	235,1	83,9	55,9	191,2	158,8	48,6
1-jul	00:00	14,00	39,65	4,21	78,24	11,6	11,8	11,78	11,38	23,0	6.400,0	4.624,0	1.403,5	1.370,9	235,2	84,0	56,0	194,4	162,0	51,8
1-jul	01:00	14,22	38,07	4,30	78,64	11,60	11,80	11,85	11,50	21,0	6.400,0	4.624,0	1.403,5	1.370,9	235,2	84,0	56,0	194,4	162,0	51,8
1-jul	02:00	14,22	38,07	5,64	70,83	11,50	11,85	11,75	11,49	22,0	6.400,0	4.624,0	1.403,5	1.370,9	184,8	84,0	56,0	194,4	162,0	51,8
1-jul	03:00	14,99	35,87	4,48	80,12	11,65	11,87	11,70	11,51	23,0	6.400,0	4.624,0	1.403,5	1.370,9	184,8	84,0	56,0	194,4	162,0	51,8
1-jul	04:00	14,99	35,87	4,69	79,05	11,63	11,80	11,75	11,52	22,0	6.400,0	4.624,0	1.403,5	1.370,9	184,8	84,0	56,0	194,4	162,0	51,8
1-jul	05:00	14,32	35,97	4,52	78,27	11,64	11,81	11,70	11,50	25,0	6.400,0	4.624,0	1.403,5	1.370,9	184,8	100,8	56,0	194,4	162,0	51,8
1-jul	06:00	14,32	35,97	4,54	78,16	11,65	11,79	11,80	11,50	25,0	6.400,0	4.324,8	1.500,0	1.050,0	156,8	100,8	89,6	110,2	129,6	51,8
1-jul	07:00	13,45	35,65	4,90	73,70	11,70	11,77	11,72	11,49	23,0	6.400,0	4.324,8	1.500,0	1.050,0	156,8	100,8	89,6	110,2	129,6	51,8
1-jul	08:00	13,45	35,65	4,48	76,28	11,70	11,81	11,91	11,52	25,0	6.400,0	4.324,8	1.500,0	1.050,0	156,8	100,8	89,6	110,2	129,6	51,8
1-jul	09:00	14,30	39,14	4,09	79,73	11,69	11,80	11,91	11,55	23,0	6.400,0	4.324,8	1.500,0	1.050,0	156,8	100,8	89,6	110,2	129,6	51,8
1-jul	10:00	14,29	38,14	5,01	74,76	11,71	11,81	11,88	11,53	24,0	6.400,0	4.324,8	1.500,0	1.050,0	156,8	100,8	89,6	110,2	129,6	51,8
1-jul	11:00	14,29	38,14	4,94	75,17	11,70	11,79	11,87	11,52	25,0	6.400,0	4.324,8	1.500,0	1.050,0	156,8	100,8	89,6	110,2	129,6	51,8
1-jul	12:00	13,89	38,13	4,65	75,76	11,67	11,80	11,90	11,51	25,0	6.400,0	4.324,8	1.500,0	1.050,0	156,8	100,8	89,6	110,2	129,6	51,8
1-jul	13:00	14,41	39,45	4,55	77,35	11,69	11,79	11,87	11,52	25,0	6.400,0	4.324,8	1.500,0	1.050,0	156,8	100,8	89,6	110,2	129,6	51,8
1-jul	14:00	13,39	43,15	4,42	74,64	11,67	11,80	11,88	11,53	25,0	6.400,0	4.324,8	1.500,0	1.050,0	156,8	100,8	89,6	110,2	129,6	51,8
1-jul	15:00	13,28	39,72	4,65	73,60	11,60	11,70	11,80	11,40	25,0	6.400,0	4.297,6	1.500,0	1.050,0	156,8	100,8	89,6	110,2	129,6	51,8
1-jul	16:00	13,77	38,44	4,35	77,88	11,68	11,73	1,80	11,45	26,0	6.400,0	4.297,6	1.500,0	1.050,0	156,8	100,8	89,6	110,2	129,6	51,8
1-jul	18:00	12,07	38,28	4,13	73,74	11,69	11,73	11,80	11,50	27,0	4.800,0	3.659,0	1.500,0	1.050,0	141,1	90,7	80,6	99,1	116,6	46,7
1-jul	19:00	11,95	38,20	3,95	74,67	11,66	11,70	11,82	11,60	26,0	4.800,0	3.600,0	1.500,0	1.050,0	141,1	90,7	80,6	99,1	116,6	46,7
1-jul	20:00	11,28	37,40	4,48	68,49	11,69	11,73	11,83	11,72	26,0	4.800,0	3.600,0	1.500,0	1.050,0	141,1	90,7	80,6	99,1	116,6	46,7
1-jul	21:00	11,35	38,11	3,25	78,65	11,66	11,70	11,85	11,60	26,0	4.800,0	3.600,0	1.500,0	1.050,0	141,1	90,7	80,6	99,1	116,6	46,7
1-jul	22:00	10,40	34,25	3,58	73,23	11,66	11,70	11,85	11,50	26,0	4.800,0	3.600,0	1.500,0	1.050,0	141,1	90,7	80,6	99,1	116,6	46,7
1-jul	00:00	10,55	34,00	3,36	75,63	11,60	11,73	11,93	11,54	26,0	4.800,0	3.600,0	1.500,0	1.050,0	141,1	90,7	80,6	99,1	116,6	46,7
		13,33	37,30	4,41	76,09	11,66	11,76	11,36	11,52	24,6	5.963,6	6.822,3		335,7		310,2				
		Média				Média				Média	Cons. Total de dispersol	Cons. Total de sulfeto de sódio + barrilha em grammas por tonelada -		Cons. Total de amina em grammas por tonelada - ROM		Cons. Total de Mibicol em grammas por tonelada - ROM				

Pelos dados da tabela V.13 conclui-se que o processo de flotação de calamina sendo o concentrador operado sem deslamagem forneceu uma recuperação metálica de 76,09% com teor de concentrado de 37,30% de zinco.

A figura 5.7 mostra um gráfico de controle do teste industrial comparando o processo de flotação com e sem a etapa de deslamagem em termos de recuperação de zinco.

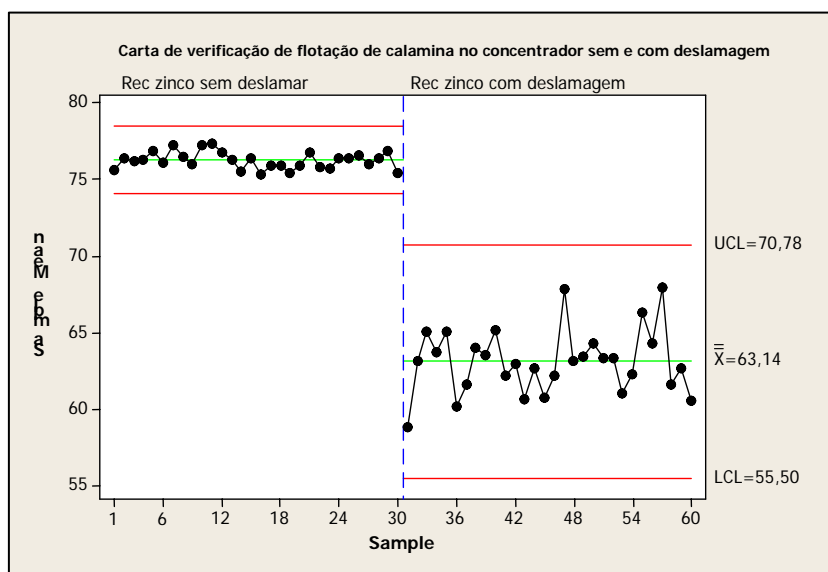


Figura 5.7: Carta de verificação de flotação de calamina sem e com deslamagem – recuperação de zinco.

Conclui-se do teste industrial da flotação de calamina sendo o concentrador operado sem a etapa de deslamagem que a operação foi mais estável, com elevada recuperação em comparação com o processo de flotação utilizando deslamagem prévia.

A figura 5.8 mostra um gráfico de controle do teste industrial comparando o processo de flotação, com e sem a etapa de deslamagem, em termos de teor de zinco no concentrado.

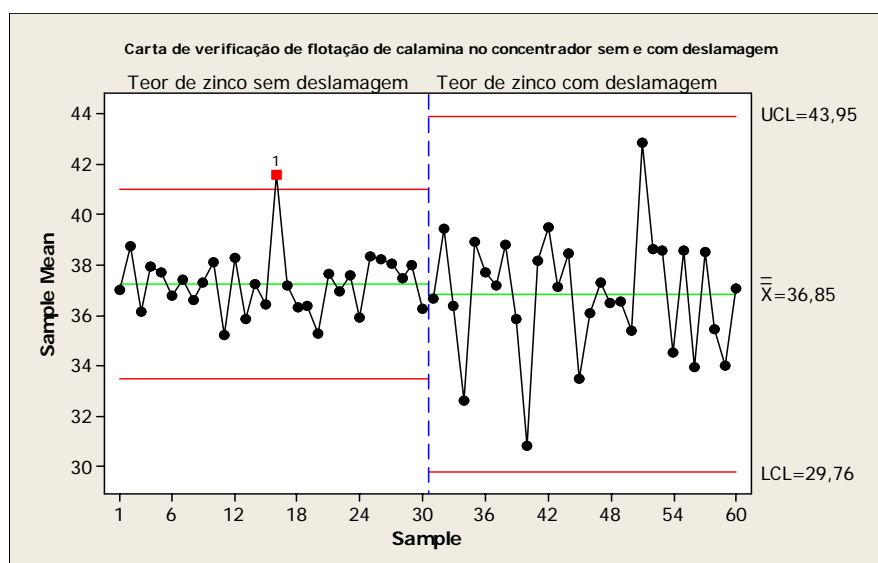


Figura 5.8: Carta de verificação de flotação de calamina, com e sem a etapa de deslamagem, em termos de teor de zinco no concentrado.

Conclui-se que, em termos de teor de zinco no concentrado, os testes industriais de flotação de calamina com e sem a etapa de deslamagem prévia não apresentam alterações significativas, sendo mantidos os padrões de qualidade requeridos pela unidade de Vazante.

A tabela V.14 mostra analogia e estimativa de custos com reagentes para implantação da rota de processo de flotação de calamina sem a etapa de deslamagem em substituição o circuito atual com deslamagem.

Tabela V.14: Estimativas de custos com implantação da flotação sem deslamar.

	Consumo atual (kg/t.ROM)	Consumo s/deslamar (kg/t.ROM)	Preço (R\$/kg)	Custo atual (R\$/t.ROM)	Custo s/deslamar (R\$/t.ROM)
Dispersante	0,55	2,95	3,70	2,04	10,92
Silicato de Sódio	0,00	2,95	0,70	0,00	2,07
Sulfeto de Sódio	5,42	6,80	2,92	15,83	19,86
Amina	0,36	0,34	10,13	3,69	3,39
Mibcol	0,43	0,31	9,14	3,94	2,83
Total				25,50	39,06

As condições operacionais de processo para flotação de minério calamínico sem a etapa de deslamagem podem ser descritas como:

- consumo elevado de água para operação da moagem;
- os consumos de reagentes para coletor e espumante, amina e metil isobutil carbinol, respectivamente, ficaram dentro dos atualmente utilizados no circuito de concentração com etapa com deslamagem, utilizando classificação por hidrociclones;
- o consumo de dispersante e silicato ficou 1 kg/t inferior em relação ao teste realizado em usina piloto, possivelmente em decorrência da carga circulante;
- ocorreram dificuldades de espessamento e filtragem do concentrado produzido, provavelmente pela maior proporção de partículas finas e um possível aumento da área de superfície específica do concentrado de zinco.

Essas considerações explicam porque o processo sem deslamagem não foi implementado industrialmente, apesar de seu melhor desempenho em termos de balanço metalúrgico.

6. CONCLUSÕES

Nos estudos de caracterização foram identificados os minerais portadores de zinco hemimorfita (calamina), willemita, esfalerita, zincita, smithsonita, cerussita e os minerais de ganga quartzo, dolomita, clorita e hematita. O teor de zinco na fração passante em 37 μm (400 mesh Tyler) é 15,80%, com uma distribuição de 23,67.

Os ensaios de flotação em escala de laboratório, sem deslamagem prévia, programados com auxílio da ferramenta estatística de planejamento fatorial, mostraram que as dosagens de sulfeto de sódio e combinação de dispersante e silicato de sódio no nível superior praticado favorecem uma maior recuperação metálica. Menos acentuadamente, o nível superior de pH e também a ordem de adição, dispersante antes de sulfeto de sódio, também favorecem a recuperação metálica.

Os testes de flotação, sem deslamagem prévia, realizados em usina piloto, confirmaram os experimentos laboratoriais. Para as dosagens de sulfeto de sódio de 6800 g/t e de dispersante combinado com silicato de sódio de 6992 g/t, obteve-se teor de zinco no concentrado final de 38,40% com uma recuperação metalúrgica média de 72,40%.

O teste industrial sem deslamagem prévia confirmou os resultados obtidos em usina piloto, elevando a recuperação de zinco a um patamar de 76,09%, mantendo-se os níveis de teor de zinco no concentrado em 37,30%, em média. O aumento de recuperação de zinco na flotação foi de 14% em relação à obtida na prática industrial com deslamagem prévia, inclusive superando os testes realizados em usina piloto.

7. SUGESTÕES

A eliminação da deslamagem prévia à flotação resultou em significativo aumento na recuperação de zinco. Sua implementação industrial requer, entretanto, o equacionamento de alguns problemas, discutidos a seguir.

O sistema de bombeamento deve ser adequado à nova de da taxa de alimentação que crescerá de 40 para 60 t/h.

O consumo específico de reagentes sofrerá um aumento de 53%. Os custos adicionais com reagentes deverão ser deduzidos do lucro advindo do acréscimo em recuperação de zinco.

Deverão ser buscadas soluções técnicas para dificuldades operacionais nos processos de espessamento e filtração do concentrado produzido, provavelmente causado pela maior proporção de partículas finas e um possível aumento da área de superfície específica do concentrado de zinco.

8. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALLEN, T., 1981, *Particles Size Measurement*, New York, Chapman and Hall, 678 p.

BALDOÍNO, R.O., 2000, *Estudo de Concentração por Flotação de um Minério Silicatado de Zinco*. Dissertação de Mestrado, CPGEM UFMG, 168p.

BARONE, R.H.D.T., 1973, *Perfil Analítico do Zinco*, DNPM, Boletim 26, Rio de Janeiro, 37 p.

BOGDANOV, O.S.; EMELYANOV, M.F.; MAXIMOV, I.I., 1980, Influence of some Factors on Fine Particle Flotation. In: Ed.: Somasundaran, P., *Fine Particles Processing*, 1, p. 707–719.

BORGES, A.A.M., 1993, *Influência do Estado de Dispersão na Flotabilidade de Minério Oxidado de Zinco*. Dissertação de mestrado, CPGEM UFMG, 189 p.

BUSTAMANTES, H.; SHERGOLD, H.L., 1983 [1], *Surface Chemistry and Flotation of Zinc Oxide Minerals: Flotation with Dodecylamine*. *Trans. Am. Institute Mining and Metallurgy, (Sec. C Mineral Process Extractive Metallurgy)*, p. C201–C207.

BUSTAMANTES, H.; SHERGOLD, H.L., 1983 [2], *Surface Chemistry and Flotation of Zinc Oxide Minerals 2: Flotation with Chelating Reagents*. *Trans. Am. Institute Mining and Metallurgy, (Sec. C Mineral Process Extractive Metallurgy)*, p. C208–C215.

COELHO, E.M., 1984, *Separação de Minerais de Rochas Fosfáticas e de Minérios de Ferro por Flotação e Agregação Seletiva*. Tese de concurso para professor titular do Departamento de Engenharia Química da UFMG.

Deer, W.A., Howie R.A.; Zussman, J. *Rock-forming minerals*. Volumes 1 a 5. Longman. 1975.

CROZIER, R.D., 1992, Flotation: Theory, Reagents and Ore Testing. Oxford: Pergamon, 343 p.

GALÉRY, R., 1984, Influência do Estado de Dispersão na Flutuabilidade do Sistema Willemita/Dolomita. Dissertação de mestrado, CPGEM UFMG, 92 p.

GONÇALVES, A.C., 2001 – Fonte – Documentos internos - Sumário mineral de 2001 Zinco - Departamento Nacional de Pesquisa Mineral – DNPM.

JOLLY, J.H., 1997, A history, statistics, and glossary, Baltimore, Maryland, 312 p.

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

MORAES, A.E., 1978, A Utilização do Processo Waelz na Cia Mineira de Metais – Metalurgia de Cobre e Zinco. Associação Brasileira de Metais – ABM, São Paulo, p.47 – 69.

OLIVEIRA, J.B.; GODOY, J.M.; CAMPOS, V. F.; PERES, A.E.C., 1978, Recuperação de Zinco no Minério Oxidado através de Recuperação Carbotérmica. Metalurgia ABM, n° 34, São Paulo, p. 773 – 777.

van OLPHEN, H., 1963, An Introduction to Clay Colloid Chemistry, John Willey and Sons, New York, 318p.

PARFITT, G.D., 1969, Fundamental Aspects of Dispersion. In: Parfitt, G.D. Dispersion of Powers in Liquids with Special Reference to Pigments, New York, Elsevier Publishing Co. Limited, p. 81 – 121.

PEREIRA, C.A., 2004, Estudo da Dispersão e Concentração de Minério Calamínico, Tese de doutorado, CPGEM UFMG, 160 p.

PERES, A.E.C.; COELHO, E.M.; ARAUJO, A.C., 1980, Flotação, Espessamento, Filtragem, Deslamagem e Floculação Seletiva, In: Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia, In Memoriam Professor Paulo Abib Andery, ITEP, Recife, p. 205-286.

PERES, A.E.C.; COELHO, E.M., 1974, Concentração em Mesa Vibratória e Flutuação do Minério de Zinco de Vazante. In: II Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia. COPPE/UFRJ, 7 p.

RAFFINOT P.G., 1970, Monograph of Four Ore-dressing Plants Owned by the Societé Minière et Metallurgique de Penarroya Treating Oxidized Ores of Lead and Zinc, In: RAUCH, D.O.; MARIACHER, B.C., AIME World Symposium on Mining and Metallurgy of Lead and Zinc, **1**, New York, p. 770–811.

REY, M.; RAFFINOT, P., 1953, The Flotation of Oxidized Zinc Ores. Recent Developments in Mineral Dressing. Institute of Mining and Metallurgy, London, p. 571.

REY, M., 1965, Quinze Années de Flotation des Calamines (Developpement Industriel – Études de Laboratoire). Revue de L'Industrie Minérale, **47**, Fevrier, p. 105 – 120.

REY, M.; MERRE, P.; MANCUSO, R.; FORMANECK, V., 1962, Quelques Progrés Récents dans la Flottation des Minerais Oxidés de Cuivre, de Plomb et Zinc, Minerale, vol. XLIV, p. 349–360.

SALUM, M.J.G.; ARAUJO, A.C.; PERES, A.E.C., 1992, The Role of Sodium Sulphide in Amine Flotation of Silicate Zinc Minerals. Minerals Engineering, **5**, p. 411–419.

SALUM, M.J.G., 1983, Estudo da Flotação dos Minerais Silicatados de Zinco com Amina em Sistema Sulfetizado, Dissertação de mestrado, CPGEM UFMG, 89 p.

SHIJIE, T., 1984, Flotation of Oxidized and Complex Lead-Zinc ores: Research and Practice, Internacional Conference Mineral Processing and Extractive Metallurgy, Eds.:

Jones M. J.; Gill P., Yunnan Province, People's Republic of China, October to November, p. 541–552.

VIDAL, F.W.H.; BALTAR, C.A.M.; GOMES, J.I.A., SILVA, L.A.; FIGUEIRA, H.V.; LUZ, A.B.; VILLAS BOAS, R.C., 1987, Estudos de Flotação de Minério de Zinco de Minas Gerais, Brasília, DNPM, 27 p.

ZUSSMAN, J. (editor), 1977, Physical Methods in Determinative Mineralogy. Academic Press.