

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

DISSERTAÇÃO DE MESTRADO

CIRCUITO ALTERNATIVO PARA A FLOTAÇÃO DE  
MINÉRIO WILLEMITÍCO

Autor: Maximiliano Rezende Ferreira

Orientador: Prof. Antônio Eduardo Clark Peres

Fevereiro/2008

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

Maximiliano Rezende Ferreira

CIRCUITO ALTERNATIVO PARA A FLOTAÇÃO DE  
MINÉRIO WILLEMITÍCO

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

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

Belo Horizonte  
Escola de Engenharia da UFMG  
2008

## DEDICATÓRIA

À minha esposa, Janaina,  
a meus filhos Vitória e Lucas  
e a meus pais Ormênio e Maria Terezinha.

## **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.

Votorantim Metais pelo permanente e imprescindível apoio em todas as etapas.

Ao engenheiro Carlos Magno pelo apoio, confiança e incentivo para elaboração desta dissertação.

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.

José Sergio e Vanildo Domingos pelo apoio nas alterações e manutenção do novo circuito.

Gilson Corrêa pelo apoio na realização dos trabalhos na Votorantim Metais.

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

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

Membros da banca Prof. Carlos Alberto Pereira e Prof. Roberto Galéry pelos comentários e sugestões.

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

Yamana Gold Inc e em especial ao Paulo Roberto Bergmann pelo apoio e amizade.

## SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	1
1.1- Produção interna.....	6
1.2- Importação.....	6
1.3- Exportação.....	7
1.4- Consumo.....	7
1.5- Projetos em andamentos e/ou previstos.....	9
1.6- Outros fatores relevantes.....	9
1.7- Destaques para o zinco no ano de 2005.....	13
1.7.1- Demanda mundial.....	15
1.7.2- Produção de concentrado.....	17
1.7.3- Smelters mundiais.....	18
1.7.4- Mercado doméstico.....	19
1.8- Motivação da investigação.....	20
2. FLOTAÇÃO DE WILLEMITA EM VAZANTE.....	21
3. OBJETIVO.....	22
4. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	22
4.1- Estudos pioneiros da flotação de minérios oxidados de zinco.....	23
4.2- Estudos recentes de flotação de minérios oxidados de zinco.....	25
4.3- Ativação.....	27
4.4- Flotação de minérios oxidados de zinco em Vazante.....	29
5. METODOLOGIA.....	29
5.1 Estudo de caracterização.....	30
5.2 Flotação em bancada.....	32
6. CIRCUITO ORIGINAL.....	35
7. RESULTADOS.....	38
7.1- Caracterização granuloquímica e mineralógica.....	38
7.1.1- Willemita A.....	39
7.1.2- Willemita B.....	44
7.1.3- Comentários finais.....	51
7.2- Estudos de laboratório.....	52
7.3- Testes industriais.....	55

8. CONCLUSÕES.....	60
9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	62

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1: Localização das reservas de zinco da Votorantim Metais.....	3
Figura 1.2: Consumo mundial <i>per capita</i> de zinco metálico (Jolly, 1997).....	11
Figura 1.3: Fluxograma de beneficiamento do minério de Vazante.....	13
Figura 1.4: Fluxograma de beneficiamento do minério de Morro Agudo.....	14
Figura 1.5: Gráfico do LME para o ano de 2006.....	15
Figura 2.1: Representação esquemática da recuperação em função da granulometria.	22
Figura 4.1: Ionização de soluções de sulfeto de sódio (Crozier, 1992).....	28
Figura 4.2: Reação química de uma dodecilamina e ácido clorídrico.....	29
Figura 5.1: Teste de flotação em espuma – Votorantim Metais.....	33
Figura 5.2: Agitador da célula Outokumpu.....	33
Figura 6.1: Representação esquemática do circuito de flotação anterior.....	35
Figura 6.2: Representação esquemática do balanço de massa do circuito de flotação anterior.....	37
Figura 7.1: Comparação das análises granulométricas das amostras estudadas.....	38
Figura 7.2: Fração total. Aspecto geral com pequeno aumento. Partículas de willemita liberadas e/ou mistas com dolomita. A willemita refere-se aos grãos mais claros presentes.....	42
Figura 7.3: Fração total. Detalhe ressaltando as partículas de willemita (partículas claras) na forma livre ou mista com dolomita.....	42
Figura 7.4: Fração total. Partículas de willemita na forma livre ou mista com dolomita. Observa-se ainda a presença de óxidos de ferro associados à dolomita (mostram a superfície mais rugosa do que a willemita).....	43
Figura 7.5: Fração total. Willemita com inclusões de dolomita.....	43
Figura 7.6: Fração total. Willemita em grãos liberados, mista com dolomita com galena. Observa-se ainda a presença de esfalerita mista com dolomita.....	44

Figura 7.7: Fração total. Aspecto geral com pequeno aumento. Partículas de willemita liberadas e/ou mistas com dolomita. A willemita refere-se aos grãos mais claros presentes.....	48
Figura 7.8: Fração total. Partículas de willemita (mais claras) na forma livre ou mista com dolomita.....	48
Figura 7.9: Fração total. Detalhe ressaltando partículas de willemita na forma livre ou mista com dolomita, em diversas proporções.....	49
Figura 7.10: Fração total. Partícula de dolomita, mostrando porções mais claras (1) constituídas por alumino-silicato de magnésio e zinco. Observam-se ainda diminutas inclusões (2) compostas por chumbo (enxofre?), ferro e titânio.....	50
Figura 7.11: Fração total. Partículas de willemita na forma livre (com diminutas inclusões de galena) ou mista com dolomita. Observa-se ainda a presença de óxidos de ferro associados à dolomita (mostram a superfície mais rugosa do que a willemita) e dolomita mista com mineral de chumbo, vanádio e enxofre (3).....	51
Figura 7.12: Representação esquemática do circuito de flotação modificado.....	55
Figura 7.13: Representação esquemática do sistema de agitação da célula de flotação.....	58
Figura 7.14: Representação esquemática do balanço de massa do circuito de flotação modificado.....	60

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1.1: Reserva e produção mundial.....	5
Tabela 1.2: Principais estatísticas sobre zinco – Brasil.....	8
Tabela 6.1: Teores de Zn em cada banco de célula.....	36
Tabela 6.2: Teores de Zn em cada célula.....	36
Tabela 6.3: Distribuição de Zn e recuperação mássica em cada estágio de flotação.....	36
Tabela 7.1: Composição química da amostra.....	38
Tabela 7.2: Distribuição de teores por fração granulométrica da willemita “A”.....	39
Tabela 7.3: Resultados dos ensaios de separação mineral – Willemita “A”.....	40
Tabela 7.4: Estimativa da composição mineralógica – Willemita “A”.....	41
Tabela 7.5: Distribuição de teores por fração granulométrica – Willemita “B”.....	45
Tabela 7.6: Resultado dos ensaios da separação mineral – Willemita “B”.....	46
Tabela 7.7: Estimativa da composição mineralógica – Willemita “B”.....	47

Tabela 7.8: Resultados de um teste típico de flotação em escala de bancada com três etapas de coleta de espuma.....	53
Tabela 7.9: Teores de zinco na alimentação e nos concentrados nas três etapas de flotação, e recuperação metalúrgica de zinco nos testes de bancada.....	54
Tabela 7.10: Teores de concentrado no início da operação do circuito modificado.....	56
Tabela 7.11: Teores de rejeito no início da operação do circuito modificado.....	57
Tabela 7.12: Teores de concentrado após ajustes da operação do circuito modificado .....	59
Tabela 7.13: Teores de rejeito após ajustes da operação do circuito modificado.....	59



## RESUMO

A presente investigação abordou a busca por um circuito alternativo para flotação do minério de zinco willemítico de Vazante, MG, visando ao aumento da recuperação metalúrgica do metal sem perda da qualidade do concentrado final. A metodologia adotada abrangeu caracterização granulométrica e mineralógica, ensaios de flotação em escala de laboratório e testes industriais. A caracterização mostrou um alto grau de liberação da willemita em relação aos minerais de ganga. Os ensaios de laboratório indicaram que uma parcela significativa das partículas de willemita apresentam uma alta taxa cinética de flotação. Esses fatos levaram a testes de um circuito industrial alternativo com a alimentação sendo transferida do estágio *rougher* para etapa *cleaner*. Os resultados iniciais não foram satisfatórios. Foram necessários ajustes operacionais, a saber: aumento do tempo de residência no condicionamento, redução da vazão do ar forçado nas etapas *cleaner e scavenger* do *cleaner* e adequação do sistema de agitação, fazendo com que as partículas de willemita em trajetória descendente encontrem o fluxo ascendente de bolhas de ar. Os resultados metalúrgicos obtidos foram aumento da recuperação global de zinco de 85,3% para 88,0%, mantido o teor de zinco no concentrado em 43,5% e aumento da capacidade da flotação de 98t/h de alimentação para 120t/h.

## **ABSTRACT**

The present investigation addressed the search for an alternative circuit for the flotation of the willemite zinc ore from Vazante, MG, aiming at an increase of the zinc metallurgical recovery without loss of the quality of the final concentrate. The methodology included size, chemical and mineralogical characterization, bench scale flotation experiments, and industrial tests. The characterization showed a high degree of liberation of willemite with respect to the gangue minerals. The laboratory experiments indicated that a significant proportion of the willemite particles present a high flotation kinetic rate, findings that lead to tests of an alternative industrial circuit, the feed being changed from the rougher to the cleaner stage. The initial results were not satisfactory. Operation adjustments were necessary, namely: increase in the conditioning residence time, reduction of the forced air flow rate in the cleaner and cleaner scavenger stages, and improvements of the agitation system, enhancing the contact between the descending willemite particles and the ascending air bubbles flow. The metallurgical results were overall recovery increase from 85.3% to 88.0%, the zinc grade in the concentrate being kept at 43.5%, and increase in the flotation circuit throughput from 98t/h to 120t/h.

## 1 INTRODUÇÃO

As principais reservas brasileiras de minérios de zinco caracterizam-se por apresentarem como mineral minério os silicatos willemita e hemimorfita, e em menor proporção o carbonato smithsonita. Segundo Raffinot (1970), Down e Turner (1970) e Ferrara et al. (1970), minérios contendo espécies oxidadas de zinco foram lavrados e beneficiados no passado na Itália (L'Argentiera di Cadore, AMMI-Gorno e em operações na Sardenha: AMMI-Masua, San Giovanni, Buggerru) e na Irlanda (Tynagh). Todas essas reservas estão exauridas.

A maior fonte mundial de concentrados de zinco foi e ainda é o mineral esfalerita (sulfeto de zinco, ZnS), lavrado e beneficiado em diversos países, destacando-se China, Estados Unidos, Austrália, Canadá e Peru (Silvestre, 2007).

As principais reservas brasileiras de minérios oxidados de zinco estão localizadas em Vazante, MG, e a única reserva importante de sulfeto de zinco encontra-se em Paracatu, MG. Ambas pertencem à Votorantim Metais Unidade de Negócio Zinco.

No depósito de Vazante o mineral minério predominante é a willemita, ocorrendo ainda a hemimorfita (também designada como calamina) em quantidade significativa. Os teores de zinco variam entre 16% e 39%. Nos estudos preliminares para definição do processo de flotação do concentrador de Vazante a Companhia Mineira de Metais contou com apoio de pesquisadores da Universidade de Cagliari.

Com a exaustão das jazidas de minérios oxidados de zinco em países com desenvolvimento tecnológico consolidado, restaram, além dos depósitos brasileiros, ocorrências na Namíbia (mina de Skorpion, onde o minério lavrado é alimentado na planta metalúrgica sem passar por beneficiamento), no Irã (depósito de Angooran) e na Austrália (depósito de Beltana).

A Austrália tem grande tradição mineradora mas, pela existência de grandes reservas de sulfetos, os oxidados de zinco não foram devidamente pesquisados. Restou o Brasil

como pólo de desenvolvimentos em flotação de oxidados de zinco, que serão discutidos no capítulo de revisão da literatura.

Segue-se um sumário do histórico das minerações de zinco na Votorantim Metais:

**Vazante:**

1951 - DESCOBERTA DO MINÉRIO;  
1956 - FUNDAÇÃO DA COMPANHIA MINEIRA DE METAIS;  
1961 - INÍCIO DAS PESQUISAS;  
1969 - PRIMEIRO EMBARQUE DE MINÉRIO PARA TRÊS MARIAS;  
1996- FINAL DO PROCESSO DE OBTENÇÃO DE CONCENTRADO DE ZINCO, PELO PROCESSO DE CALCINAÇÃO (ÓXIDO DE ZINCO);  
1996- INÍCIO DO PROCESSO DE FLOTAÇÃO DE ZINCO EM CÉLULAS; CONVENCIONAIS – FLOTAÇÃO DE CALAMINA;  
1998 - INÍCIO DO PROCESSO DE FLOTAÇÃO DE WILLEMITA;  
2007- A VOTORANTIM METAIS ADQUIRI A ANTIGA MINERADORA MASSA;

**Morro Agudo:**

1952: DESCOBERTA DE SULFETOS METÁLICOS;  
(Lavra rudimentar ao longo do plano de falha mineralizada).  
1973: LEVANTAMENTO GEOLÓGICO, TRABALHOS GEOQUÍMICOS E GEOFÍSICOS – METAMIG;  
1974: CONSTITUIÇÃO DA MINERAÇÃO MORRO AGUDO S.A.(12 DE JULHO) - METAMIG  
1984: MINERAÇÃO MORRO AGUDO S.A. FOI PRIVATIZADA (VOTORANTIM – INGÁ – PARAIBUNA);  
1988: VOTORANTIM ASSUME CONTROLE TOTAL DA MINERAÇÃO MORRO AGUDO S.A;

O minério de Paracatu é do tipo sulfetado, constituído de 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 figura 1.1 ilustra a localização das reservas de Vazante e de Paracatu e suas vias de acesso.

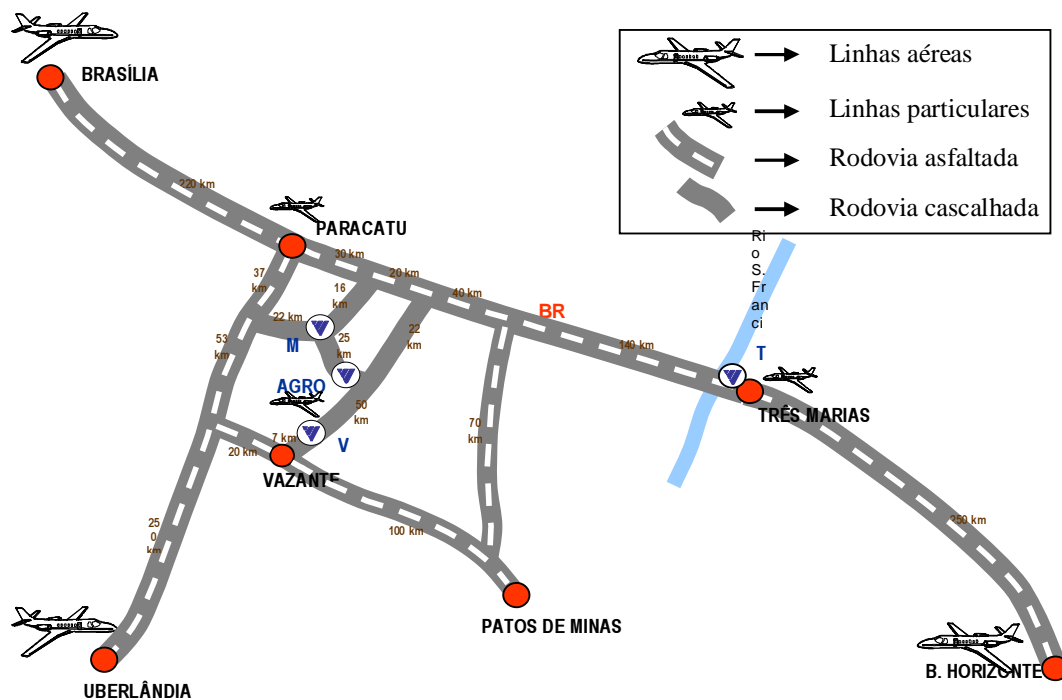


Figura 1.1 Localização das reservas de zinco da Votorantim Metais e suas vias de acesso.

A produção mundial de zinco em 2006 atingiu 10,3 milhões de toneladas e os maiores produtores foram: China (20%), Peru (17,3%), Austrália (13,3%), Canadá (11%) e Estados Unidos (8,5%). A produção brasileira, toda ela proveniente do estado de Minas Gerais, representou 1,8% da produção mundial.

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 2006, a Votorantim Metais produziu 40.580 t (em zinco contido) de concentrado sulfetado na unidade de Morro Agudo no município de Paracatu e 141.500 t (em zinco

contido) de concentrado silicatado na unidade de Vazante. A capacidade instalada da mina de Vazante (maior mina de zinco em operação no País) é de 142.000 t/ano estando em fase de expansão para atingir 150.000 t/ano.

O consumo aparente de concentrado de zinco, em 2006, foi de 748,6 mil toneladas, aumentando 6,4% em relação a 2004. O consumo aparente de metal, da ordem de 243 mil t, foi 11,6% maior que o registrado no ano anterior. As principais aplicações de zinco dão-se nos processos de galvanização (revestimentos anti-corrosivos) e fundição de peças para construção civil e indústria automobilística, na indústria eletroeletrônica (linha branca), na fabricação de ferragens, na indústria da confecção (zíperes e fivelas), na fabricação de pilhas e zamac (liga zinco-alumínio) para fechaduras e dobradiças. Sob a forma de óxido o zinco é utilizado na fabricação de pneus, tintas e ração animal, na indústria farmacêutico-cosmética e outras. Os setores que mais consomem zinco no Brasil são: construção civil e galvanização (44%) e indústria automobilística (22%). Todos estes dados tiveram com fonte DIDEM/DNPM e Mineral Commodity Summaries (2007).

O consumo interno de zinco apresenta uma tendência de crescimento, puxado principalmente pela indústria de galvanoplastia, que acompanha o crescimento da indústria automobilística (Gonçalves, 2001). Esta tendência continua no século XXI.

A elevação de preços do zinco apresentou aceleração continuada no decorrer de 2006, seja porque a capacidade de expansão da oferta de refino permaneceu limitada pela insuficiência de minérios, seja por uma procura maior devido ao crescimento econômico global, em especial da pressão de demanda advinda da China, em processo de rápida industrialização.

O estoque reduzido foi outro ingrediente no aumento de preços. O preço médio anual da tonelada de zinco passou de US\$ 1.381,76 em 2005, para US\$ 3.273,55 em 2006, representando alta de 136,9%. Em dezembro de 2006, a cotação média do zinco ficou em US\$ 4.403,63 atingindo o seu maior patamar.

As reservas mundiais de zinco são estimadas em 460 milhões de toneladas de metal contido. China, Estados Unidos, Austrália, Cazaquistão e Canadá respondem por mais de 70% do total. As reservas brasileiras estão concentradas geograficamente no Estado de Minas Gerais, principalmente nos municípios de Vazante e Paracatu. São 6.400 mil toneladas, correspondendo a apenas 1,4% do volume mundial.

A produção mundial de concentrado de zinco, em termos de metal contido, atingiu 10 milhões de toneladas em 2006, volume 2,0% superior a 2005. Os cinco maiores produtores (China, Austrália, Peru, Canadá e Estados Unidos) respondem por 65,5% da produção mundial.

Segundo o International Lead and Zinc Study Group (ILZSG), pelo terceiro ano consecutivo o consumo de zinco refinado superou a oferta. A produção aumentou 4,6%, passando de 10.229 mil toneladas em 2005 para 10.704 mil toneladas em 2006. Na mesma base de comparação, o consumo subiu de 10.639 mil toneladas para 11.034 mil toneladas, atingindo expansão de 3,7%.

A tabela 1.1 apresenta a reserva e produção mundial medida até 2006.

Tabela 1.1: Reserva e produção mundial

Discriminação	Reservas <sup>(1)</sup> (10 <sup>3</sup> t)		Produção (10 <sup>3</sup> t)		
	Países	2006 <sup>(e)</sup>	%	2005	2006 <sup>(e)</sup>
Brasil	6.400	1,4	171	185	1,8
Austrália	80.000	17,4	1.330	1.400	14,0
Canadá	31.000	6,8	755	725	7,2
Cazaquistão	35.000	7,6	400	450	4,5
China	92.000	20,0	2.450	2.500	25,0
Estados Unidos	90.000	19,6	748	725	7,2
México	25.000	5,4	470	450	4,5
Peru	20.000	4,3	1.200	1.210	12,1
Outros Países	80.600	17,5	2.276	2.355	23,7
Total	460.000	100,0	9.800	10.000	100,0

Fontes: DIDEM/DNPM e Mineral Commodity Summaries – 2007.

Notas: Dados em metal contido.

(1) Reservas base. Brasil: Reservas medidas e indicadas.

(e) Dados estimados.

## **1.1 Produção interna**

Os indicadores nacionais da atividade mineiro-metalúrgica do zinco mantiveram em 2006 a tendência de crescimento verificada em 2004 e 2005. As produções de minérios e seus concentrados estão a cargo das empresas Votorantim Metais Zinco S/A e Prometalica Mineração Ltda., localizadas nos Estados de Minas Gerais e Mato Grosso, respectivamente.

Em 2006, a produção de concentrado de zinco, em termos de metal contido, atingiu 185 mil toneladas, superior 8,5% em relação a igual período de 2005. Verifica-se que essa produção já alcança mais de 60% do consumo doméstico, enquanto as importações, reduzindo a sua participação relativa, registraram queda de 8,1%, para o mesmo período de comparação.

Único produtor doméstico, a Votorantim Metais Zinco S/A, com suas refinarias localizadas em Três Marias e Juiz de Fora, ambas no Estado de Minas Gerais, produziu 272,3 mil toneladas de zinco em 2006 utilizando, em parte, minério importado. O volume representa acréscimo de 2,2% em relação a 2005 e o nível de utilização da capacidade instalada da indústria atingiu a sua quase plena ocupação.

## **1.2 Importação**

O crescimento das importações em um ritmo acima das exportações levou ao aumento do déficit do comércio de zinco (minérios e seus concentrados e metais primários). Em 2006, as importações de zinco foram 45,2% superiores as exportações, o que determinou déficit de US\$ 99,3 milhões, 151,2% a mais que no ano anterior.

Em 2006, as importações atingiram US\$ 318,6 milhões, um avanço de 134,3% em relação a 2005. A elevação observada está associada ao aumento elevado de preços nos minérios de zinco (145,6%) e de metais primários (122,5%). Do total das importações brasileiras de zinco, as compras de minérios responderam por 72,7%, oriundas basicamente do Peru (US\$ 219,7 milhões). As importações de metais primários foram provenientes do Peru (58,3%) e da Argentina (39,5%).



### **1.3 Exportação**

As vendas externas de zinco refinado elevaram-se 122,9%, relativamente a 2005, totalizando US\$ 215 milhões. Esse crescimento é decorrente da elevação de 4,7% da quantidade embarcada e aumento de 113% nos preços. Deve-se lembrar que, em 2005, esses produtos já haviam registrado aumento de 30,4% nos preços. Entre esses semimanufaturados, o zinco na forma bruta, não ligado, contendo em peso 99,99% ou mais de Zn, cuja participação na pauta de exportações foi de 75% no ano passado, teve aumento de 92,4% na receita, mas retração de 9,9% na quantidade.

As vendas desse produto foram direcionadas principalmente para Bélgica (26,4%), Argentina (12,3%), Estados Unidos (11,4%) e Nigéria (10,9%). Já o zinco na forma bruta, não ligado, contendo em peso menos de 99,99% de Zn e as ligas de zinco alcançaram elevações nas quantidades e receitas.

Esses produtos tiveram na Argentina seu principal destino, com 54,7% do total, seguida de Bélgica, Portugal e Itália. Somando, os quatro países participaram aproximadamente com 96% do total embarcado. Em 2006, exportações de 1.501t de concentrado de zinco, em metal contido, correspondendo a US\$ 4,2 milhões, foram destinadas ao Peru.

### **1.4 Consumo**

O zinco tem uma gama variada de utilização, destacando-se o seu uso no processo de galvanização (anticorrosão) na proteção de peças metálicas, principalmente aço. Esse uso corresponde a 49% do consumo nacional. Mas o zinco também é matéria-prima para ligas metálicas, além de ser utilizado em pigmentos, pilhas secas e outros usos diversos.

Em 2006, segundo o Instituto Brasileiro de Siderurgia (IBS), os principais setores consumidores de chapas zincadas a quente e chapas eletro-galvanizadas foram: automobilístico (39,9%); construção civil (13,1%); utensílios domésticos e comerciais (7,6%), com destaque para os eletrodomésticos. A produção doméstica de chapas

galvanizadas aumentou de 1.479 mil, para 1.627 mil toneladas, no período de 2005-2006, perfazendo um crescimento de 10,0%.

Em termos de metal, a produção nacional tem sido suficiente para atender a necessidade doméstica. Já o consumo brasileiro de concentrado de zinco é atendido por uma parcela significativa do subsolo alheio, muito embora, nos últimos anos, a produção nacional venha aumentando a sua participação relativa na demanda.

A tabela 1.2 apresenta uma perspectiva de produção, importação, exportação e consumo de metal.

Tabela 1.2: Principais estatísticas sobre zinco - Brasil

Discriminação		2004	2005	2006
Produção:	Minério (t)	1.962.703	2.207.857	2.438.961
	Concentrado <sup>(1)</sup> (t)	158.962	170.659	185.211
	Metal Primário (t)	265.987	266.510	272.333
	Metal Secundário (t)	...	...	...
Importação:	Concentrado <sup>(1)</sup> (t)	130.930	117.466	107.929
	(10 <sup>3</sup> US\$-FOB)	89.708	102.587	231.530
	Metal Primário (t)	32.038	24.682	28.893
	(10 <sup>3</sup> US\$-FOB)	34.697	33.444	87.108
Exportação:	Concentrado <sup>(1)</sup> (t)	-	-	1.501
	(10 <sup>3</sup> US\$-FOB)	-	-	4.249
	Metal Primário (t)	60.151	71.652	74.993
	(10 <sup>3</sup> US\$-FOB)	62.171	96.524	215.130
Consumo Aparente <sup>(2)</sup>	Concentrado <sup>(1)</sup> (t)	289.892	288.125	291.639
	Metal Primário (t)	237.874	219.540	226.233
Preços:	Concentrado <sup>(3)</sup> (US\$-FOB/t)	342,58	436,66	1.072,60
	Metal <sup>(4)</sup> (US\$/t)	1.047,76	1.381,76	3.273,55

Fontes: DIDEM/DNPM, ICZ e SECEX/MDIC. (1) Em metal contido. (2) Produção + Importação – Exportação. (3) Preço médio FOB do concentrado importado. (4) Preço médio LME (London Metal Exchange), a vista. ... Dados desconhecidos. – Indicação de que a rubrica assinalada é inexistente.

### **1.5 Projetos em andamento e/ou previstos**

A Votorantim Metais Zinco S/A investirá R\$ 670 milhões na implantação de uma fábrica polimetálica em Juiz de Fora (MG), que já abriga uma unidade metalúrgica da empresa. A perspectiva é que a primeira fase do projeto, com investimento de R\$ 285 milhões, entre em operação em maio de 2008, ampliando a atual capacidade de produção de zinco de 92 mil toneladas para 108 mil t/ano, utilizando como insumos: minérios de baixo teor de Zn, reciclagem de resíduos interno e, também, pó de aciaria.

Em 2006, as mineradoras realizaram aportes de recursos da ordem R\$ 10,6 milhões em pesquisa mineral para auferir a viabilidade de novos depósitos de zinco. Esses investimentos ficaram a cargo, basicamente, dos grupos Votorantim e Anglo American, através das suas empresas, Votorantim Metais Zinco S/A e Mineração Dardanelos Ltda. O Estado de Minas Gerais foi responsável por 50% do total investido em prospecção de zinco no País. Em seguida, aparecem os Estados de Mato Grosso (32%), Goiás (17%) e Bahia (1%).

### **1.6 Outros fatores relevantes**

A Prometálica Mineração, sociedade por cotas de responsabilidade limitada, com reservas da ordem de 1,2 milhões de t de minério sulfetado com teores médios de 6,2% de Zn, iniciou em agosto de 2006 a operação da mina Santa Helena, localizada em Rio Branco (MT). A mina é subterrânea de encosta, cuja lavra é realizada pelo método de corte e enchimento hidráulico. No tocante ao beneficiamento, o minério recebido passa por um processo de britagem, moagem e um processo de flotação seletiva tendo como resultado final os concentrados de zinco e cobre. Projeções indicam produção de 270 mil t. de minério em 2007.

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 da Índia.
• 1741:	A galvanização do ferro foi registrada na França
• 1743:	Maggraf publicou um método de fusão redutora da 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 redutora 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 outras plantas construídas em 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, em Marion

- 1925: Início da aplicação de flotação seletiva de minérios de zinco (sulfetos) em larga escala
- 1932: Utilização de elevadas concentrações de pó de zinco em tintas
- 1945: Foi desenvolvido o primeiro antibiótico a base de zinco, bacitracina
- 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 1.2 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.

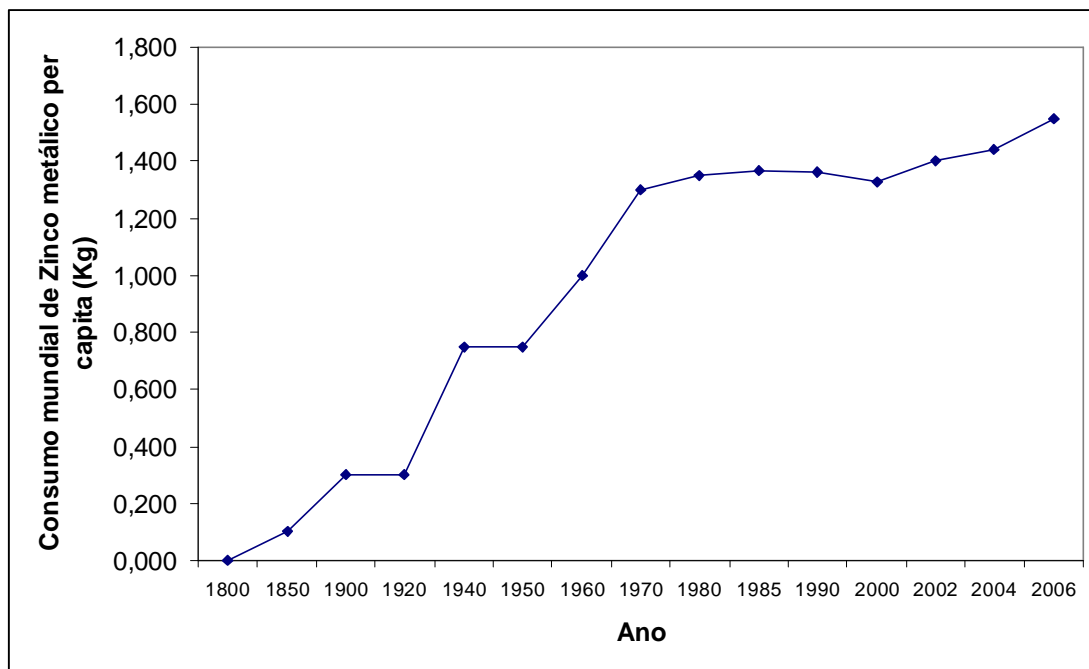


Figura 1.2: Consumo mundial *per capita* de zinco metálico.

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 mineiro-metalúrgico é constituído por uma mina a céu aberto, em exaustão, e uma mina subterrânea de onde são extraídos, respectivamente, os minérios denominados calamínico e willemítico, e o concentrador onde são executadas 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 contendo quartzo, dolomita, clorita, calcita e moscovita (Baldoíno, 2000).

Considerando que o consumo de zinco no Brasil estimado para o ano 2010 é 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.

Os fluxogramas simplificados do beneficiamento dos minérios de Vazante e de Morro Agudo são apresentados nas figuras 1.3 e 1.4, respectivamente.

## Vazante

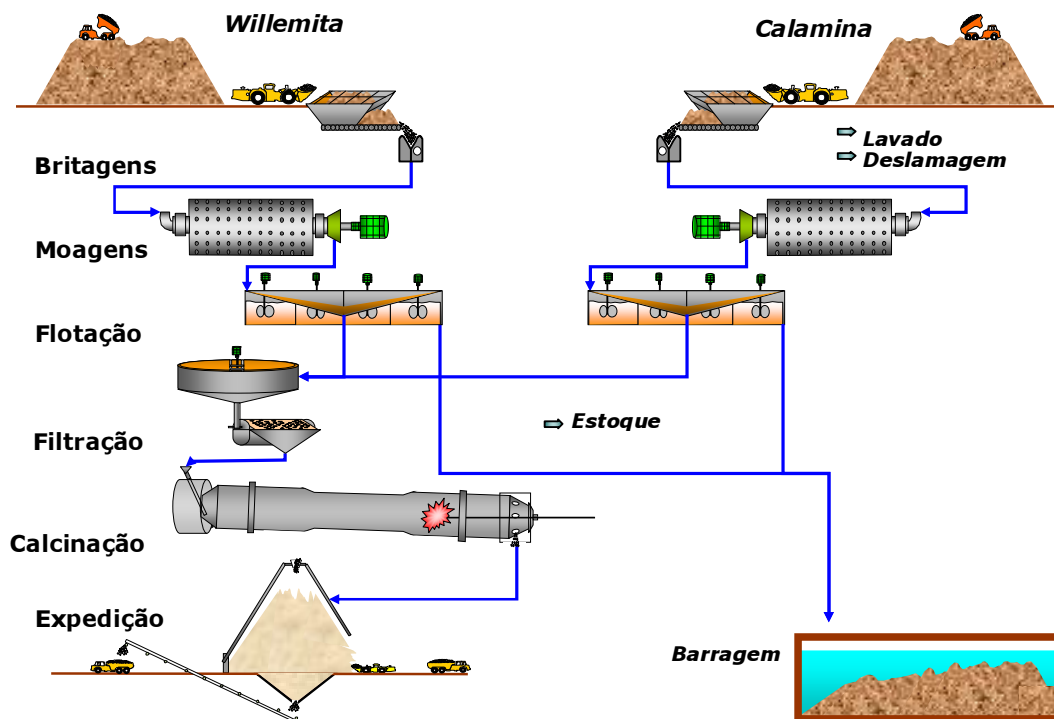


Figura 1.3: Fluxograma simplificado de beneficiamento do minério de Vazante.

### 1.7 Destaques para o Zinco no ano de 2005

Os destaques para o zinco no ano 2005 se referem ao panorama do metal no início da investigação e salientam a relevância da mesma.

Os procedimentos para acabar com a suspensão de entregas dos materiais dos armazéns do LME em New Orleans que foram atingidos pelas inundações causadas pelo furacão Katrina já estão em andamento. Cerca de 250kt de zinco desses armazéns estão impedidas de ser entregues. Essa quantidade representa quase a metade dos estoques mundiais de zinco do LME. Nesse ano os estoques de zinco do LME foram reduzidos em cerca de 11,8 kt.

## Morro Agudo

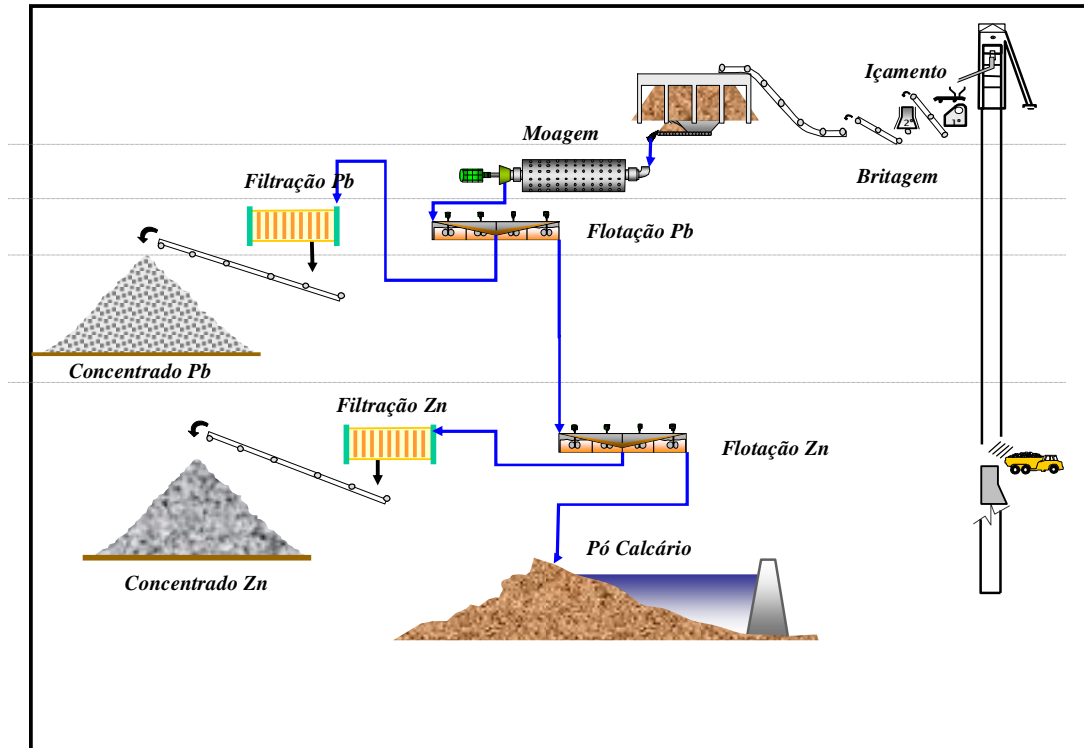


Figura 1.4: Fluxograma simplificado de beneficiamento do minério de Morro Agudo.

A demanda europeia de zinco, assim como a americana, apresentou sinais econômicos conflitantes. No curto prazo, as negociações de zinco apontam claramente para um mercado deficitário, com restrições contínuas em capacidade de produção.

A siderúrgica Mittal Steel, maior do mundo, ganhou a disputa pela usina ucraniana Kryvorizhstal, com oferta de US\$4,8 bilhões. O preço acima do que se esperava revela a batalha das gigantes do setor para ficar na dianteira da onda de fusões globais de siderúrgicas.

A Votorantim Metais passou a ser o maior acionista individual da 4ª maior mineradora Peruana com a aquisição de ações na Bolsa de Valores do Peru. A Milpo produziu em 2004 cerca de 174 mil toneladas de zinco, 25 mil toneladas de chumbo e 8.000 tons de cobre no Peru e no Chile. A figura 1.5 ilustra o gráfico do LME para o ano de 2006.





Figura 1.5: Gráfico do LME para o ano de 2006.

### 1.7.1 Demanda Mundial

Os gigantes mundiais do aço estão envolvidos numa desenfreada corrida expansionista em áreas de forte crescimento, como América Latina, Índia, China e Europa do Leste. Em poucos dias os números um e dois mundiais, o indiano Mittal Steel e o europeu Arcelor, revelaram projetos colossais de investimentos de bilhões de dólares. No Brasil, o gigante europeu inaugurou no início de outubro a Arcelor Brasil, na qual pretende investir US\$ 4 bilhões em cinco anos.

A China, maior produtor mundial de aço, fabricou 30,4 milhões de toneladas no mês de setembro de 2005, aumento de 22,3% em comparação com o mesmo período do ano 2004. Em toda a Ásia foram produzidas em setembro 2005 48,2 milhões de toneladas. Entre janeiro e setembro, a China produziu 225,3 milhões de toneladas, que representa uma produção mensal maior que toda a produção anual de aço no Brasil. As maiores

siderúrgicas da China concordaram em reduzir a produção de alguns produtos planos em 5% no quarto semestre para ajudar a sustentar os preços. A decisão foi tomada em reunião com 48 produtoras, incluindo a Baosteel, maior siderúrgica do país. A produção de aço da China crescerá em cerca de 50 milhões de toneladas em 2005, abaixo do crescimento de 64 milhões em 2004. O consumo avançou 19% nos primeiros nove meses do ano em relação ao mesmo período de 2004, impulsionado pela economia forte e pelo crescimento de investimentos em ativos de renda fixa. Já a economia chinesa expandiu 9,4% no terceiro trimestre do ano, superando expectativas.

A LME aboliu a suspensão de algumas garantias para o zinco, mantidas para armazéns em New Orleans, depois de dois meses. As garantias tinham sido suspensas desde que o furacão Katrina atingiu New Orleans.

O mercado chinês provavelmente apresentará índices menores de crescimento de consumo de zinco, nos próximos cinco anos. A média projetada para o período 2004-10 é de 7,6% ao ano e continuará sendo o mercado mais dinâmico com maior crescimento volumétrico.

O Grupo Gerdau avalia a possibilidade de comprar 43% da siderúrgica colombiana Acerías Paz del Río, que participa com 14% da demanda de aço na Colômbia. A Paz del Río tem capacidade instalada de 378 mil toneladas de aço/ano e produziu 304 mil toneladas no ano passado. A Gerdau já opera na Colômbia por meio das siderúrgicas Diaco e Sidelpa, que somam capacidade instalada de produção de 500 mil toneladas de aço/ano.

O PIB (Produto Interno Bruto) da China, a quarta maior economia mundial, cresceu 10,4% no terceiro trimestre deste ano, ante a expansão de 11,3% no segundo trimestre. A expansão da economia chinesa chegou a 10,7% nos três primeiros trimestres de 2006.

Merrill Lynch estima que CSN terá dificuldades de operacionalizar sua proposta de compra da siderúrgica Corus (Reino Unido). De acordo com a consultoria, a CSN tem uma dívida líquida de US\$ 2,3 bilhões e a Corus de US\$ 1,7 bilhão. Assumindo uma aquisição de quase US\$ 8 bilhões, as duas juntas teriam uma dívida de US\$ 12 bilhões.

Além disso, a CSN anunciou que pretende investir US\$ 6 bilhões para triplicar sua produção no Brasil e no exterior.

### **1.7.2 Produção de concentrado**

Na negociação de concentrados, o principal item negociado é o TC ou Treatment Charge. Trata-se de um desconto na formulação do preço final do concentrado. Assim, quanto menor o TC, maior é o preço do concentrado. Na prática, o TC não reflete os gastos de tratamento das fábricas, mas sim a maior ou menor demanda de concentrados no mercado. Um valor histórico para o TC é US\$ 170 por tonelada métrica seca de concentrado, aplicado para um LME de US\$ 1,000 sobre o preço do concentrado na condição FOB Callao. São previstas correções para o TC, conforme variações que venham a ocorrer no preço do zinco.

O mercado de concentrados de zinco passa por uma grande escassez, que tem levado vários *smelters* a reduzirem suas produções, ou até mesmo suspenderem operações. Os TC's no mercado spot andam na casa de US\$ 60 por tonelada, nas mesmas condições acima. Isto significa US\$ 110 a mais por tonelada de concentrado, ou cerca de US\$ 220 a mais por tonelada de zinco contido no concentrado, assumindo um preço fixo do zinco de US\$ 1,000.

Reuniões do ILZSG (Institute of Lead and Zinc Study Group) do LME em Londres confirmam grande falta de concentrados de zinco para os próximos dois anos. O retorno à normalidade deverá ocorrer somente em 2008, redução de produção nos *smelters* continuará.

A Lundin Mining pretende crescer organicamente e através de aquisições, após a sua recente fusão com a Eurozinc. Através de seus diversos negócios, as duas empresas juntas produzem anualmente 205 mil toneladas de zinco contido e 90 mil toneladas de cobre contido.

### **1.7.3 Smelters Mundiais**

A Inco, mineradora de níquel canadense se transformará na maior produtora mundial desse metal e a quinta maior em cobre, com a fusão consentida com sua rival menor, a também canadense Falcondrigde por quase US\$11 bilhões, este será o segundo maior acordo já visto no setor de mineração, perdendo apenas para a fusão da BHP com a Billiton há quatro anos atrás. A fusão das organizações será conhecida como Inco Limited. A Inco foi posteriormente adquirida pela VALE.

Entre as participações da Falcondrigde na América Latina estão a mina de cobre e zinco em Antamina no Peru, as minas de cobre de Collahuasi e Lomas Bayas e a metalurgia de cobre Altonorte no Chile, além de minas e a planta de ferro-níquel Falcondo na República Dominicana.

A VALE adquiriu da Canico Resource, mineradora canadense que desenvolveu no Brasil um projeto de exploração de níquel, o Onça Puma. Com a aquisição da Inco a VALE, passará a produzir 333,3 mil toneladas de níquel por ano. Só a primeira fase de Onça Puma, que entrará em operação em 2008, produzirá 34 mil toneladas.

A siderúrgica sul-coreana Dongkuk (15ª siderúrgica do mundo no segmento de fornos elétricos – 5,5 milhões de toneladas de produtos acabados) é a acionista majoritária da Usina Siderúrgica do Ceará (USC). No Brasil, a Dongkuk compra atualmente 1 milhão de toneladas por ano de aço da Companhia Siderúrgica de Tubarão (CST), em contratos de longo prazo. O custo atual da placa nacional é da ordem de US\$ 220/tonelada e toda a produção de 1,5 milhões de toneladas será para exportação.

Dowa Mining planeja construir uma metalurgia em Kosaka (Japão) para processar sucata de metais não ferrosos (incluindo zinco), com capacidade para 150.000 tons / ano.

#### **1.7.4 Mercado Doméstico**

A taxa de investimento em máquinas, equipamentos e na construção civil caminha para o segundo ano consecutivo de crescimento superior ao do Produto Interno Bruto (PIB). Nas previsões do Instituto de Pesquisa Econômica Aplicada (Ipea), a taxa de investimento vai crescer 5,3% este ano, enquanto o PIB terá variação próxima a 3,5%. Com isso, o Ipea projeta uma taxa de investimento de 20,6% a maior desde 1994.

Depois de mais de um ano de negociação foi assinado o contrato para a construção da Usina Siderúrgica do Ceará (USC), projeto da CVRD em parceria com a sul-coreana Dongkuk Steel, a italiana Danieli e o BNDES. Orçado em cerca de US\$700 milhões, o projeto pôde sair do papel por conta do comprometimento da Petrobras em construir gasodutos que abastecerão a nova fábrica, o que até então se apresentava como um dos principais obstáculos.

As siderúrgicas brasileiras fecharam o ano de 2005 com queda de 4,5% na produção de aço bruto em relação a 2004, totalizando 31,4 milhões de toneladas. Espera-se, também, uma queda de 3,8% nas vendas internas, em relação ao ano passado, chegando a um volume de 17,1 milhões de toneladas em produtos siderúrgicos.

A siderurgia aposta na recuperação das vendas e da demanda interna em 2006, depois de um ano de queda nos principais indicadores do setor em 2005. Em 2006, haverá uma maior demanda decorrente de obras de infra-estrutura. De julho a setembro, a produção de aço bruto totalizou 7,7 milhões de toneladas, com queda de 9,4% sobre igual período em 2004.

A euforia provocada pelos resultados das siderúrgicas na primeira metade do ano vai dar lugar a queda no terceiro e quarto trimestres. A comparação fica mais melancólica quando as estimativas são confrontadas com os resultados do terceiro trimestre de 2004, época em que o preço do aço atingiu patamares recordes. A desvalorização do dólar, o reajuste das matérias-primas, a queda de 35% no preço das placas e as fracas vendas internas compõem o cenário.

Os fabricantes de aços planos devem sofrer o maior baque. Com a demanda interna em queda e com a concorrência do aço importado, produtores como CSN e Usiminas buscaram o mercado externo para desovar material, mas enfrentaram forte concorrência.

O volume de vendas da CSN no mercado interno caiu 33,2% no terceiro trimestre de 2005 em relação a igual período do ano passado, impactado principalmente pelo setor da construção civil.

Usiminas firma contrato de US\$ 100 milhões com a fabricante austríaca Voest-Alpine Industrieanlagenbau (VAI), para reformar uma das unidades de produção de aço controlada pela COSIPA.

Para 2007, o mercado interno será o principal fator de crescimento das montadoras instaladas no Brasil. A aposta do setor é de vendas internas entre 7-10% maiores em comparação a 2006. Em 2006, as vendas devem alcançar 1,9 milhão de unidades, o mesmo patamar de 1997, quando o setor bateu record.

O Instituto Brasileiro de Siderurgia (IBS) informa que a produção brasileira de aço bruto em setembro foi de 2,76 milhões de toneladas, superando em 6,5% os 2,58 milhões de toneladas registrados em igual período de 2005. No acumulado do ano de 2006, o volume é de 22,7 milhões de toneladas, inferior em 3,7% ao volume do mesmo período em 2005.

### **1.8 Motivação da investigação**

A produção em zinco contido da usina de beneficiamento de willemita em 2006 foi de 125.000 toneladas, com 88% de recuperação prevista. A recuperação, entretanto, atingiu apenas 85,4%, mas houve um aumento na taxa de alimentação fazendo com que a meta de produção fosse alcançada. A motivação do trabalho foi conceber um circuito com maior capacidade de beneficiamento apresentando maior recuperação sem afetar o teor de concentrado final e sem investimentos em novos equipamentos. O objetivo foi buscar um circuito com menor carga circulante levando a um melhor aproveitamento da

capacidade existente de beneficiamento. Os trabalhos de pesquisa compreenderam o estudo, em escalas de laboratório e industrial, das etapas de moagem e de flotação com o objetivo de aumento de cerca de 3,0% na recuperação de zinco no beneficiamento.

## **2 FLOTAÇÃO DE WILLEMITA EM VAZANTE**

A taxa de alimentação vem crescendo a cada ano sem nenhum investimento de aumento de capacidade, utilizando os mesmos ativos no circuito. Saiu-se de uma taxa de 81,5t/h (capacidade de projeto) em 2002 para uma alimentação de 100t/h em 2006, prevendo-se para 2007 107t/h.

Os trabalhos de processo vêm sendo praticados de maneira mais intensiva buscando otimizar a capacidade eliminando os gargalos e melhorando a performance operacional. Para o processo atual foi definida para o ano de 2006 uma recuperação global na faixa de 88,0% com o teor de concentrado de 43,5% e teor de alimentação de 15,3%. O ano de 2005 foi fechado com recuperação de 85,3%, teor de concentrado de 43,1% e teor de alimentação 14,6%.

Com base no plano de produção de 2006 e com os índices de desempenho programados foi adquirido um novo britador (Barmac 7100) com a função de produzir ROM com 80% abaixo de 11mm, possibilitando elevar a taxa de alimentação da moagem para 120t/h. Os estudos foram realizados com base em dados obtidos no decorrer do ano de 2005, onde se via claramente a performance da flotação sendo influenciada pela granulometria do produto da moagem.

A britagem possuía 3 estágios, com o investimento passou-se a ter 4 estágios. Como a moagem obedece uma relação direta com a alimentação em termos da redução do tamanho das partículas, optou-se por reduzir o top size da alimentação para melhorar a performance do moinho quanto a seu produto.

Testes realizados em bancada, ilustrados na figura 2.1, demonstraram que a recuperação atingia valores acima de 87% quando se alimentava a flotação com polpa contendo 93%

da massa abaixo de  $150\mu\text{m}$  (100# Tyler) e 55% passante em  $38\mu\text{m}$  (400# Tyler) , que serve como referência nos testes de bancada e industrial.

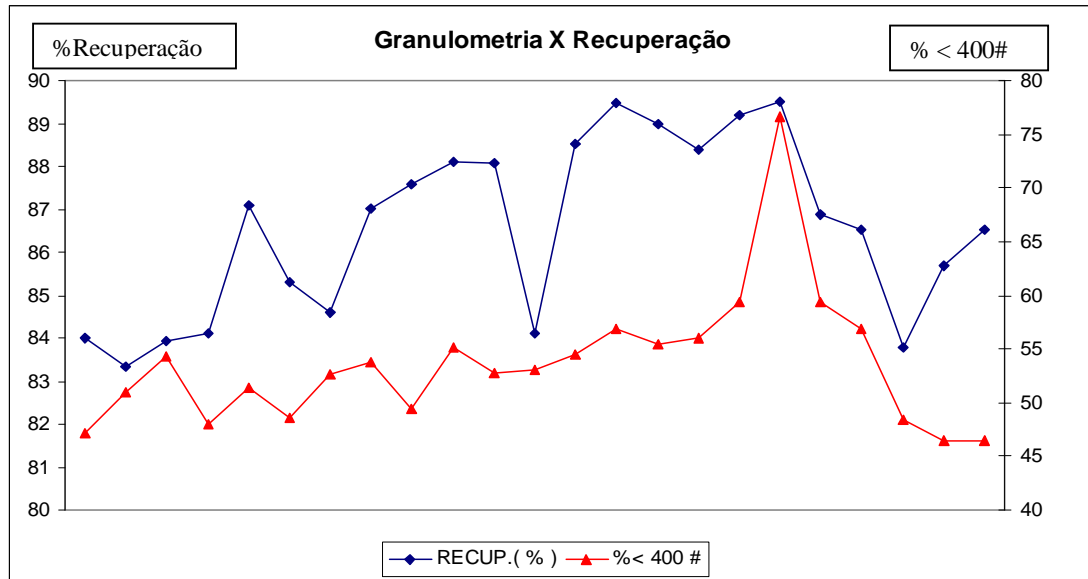


Figura 2.1: Representação esquemática da recuperação em função da granulometria.

Outro fator importante observado no decorrer dos trabalhos foi que com o aumento da taxa de alimentação de 81,5t/h para 107t/h a vazão na flotação aumentou de  $190\text{m}^3/\text{h}$  para  $232\text{m}^3/\text{h}$ . O aumento de 22% afetou outra variável da flotação diretamente ligada à recuperação, o tempo de residência da polpa na flotação.

### 3 OBJETIVO

O trabalho visou ao desenvolvimento de um circuito alternativo para flotação do minério willemítico, buscando um aumento de recuperação sem perda de teor de Zn no concentrado e a utilização máxima da capacidade da flotação.

### 4 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Neste capítulo é apresentada uma revisão bibliográfica sobre a flotação de minérios oxidados de zinco.



#### **4.1 Estudos pioneiros da flotação de minérios oxidados de zinco**

Rey et al. (1954) apresentaram resultados de seis anos de estudos de laboratório seguidos de três anos de prática industrial de flotação de oxidados de zinco com aminas graxas. Os estudos iniciais de flotação de smithsonita envolveram sulfetização, ativação com sulfato de cobre e flotação com xantatos ou mercaptanas de cadeia longa (Gaudin, 1932).

A flotação com aminas graxas mostrou desde o início a necessidade de sulfetização prévia com sulfeto de sódio. Apesar do efeito nocivo das lamas na flotação com aminas ser bem conhecido, condicionamento, neutralização e dispersão prévios podem viabilizar a ausência da deslamagem. São mencionados os dispersantes carbonato de sódio, silicato de sódio, polifosfatos (Calgon) e colóides orgânicos como dextrina e carboximetilcelulose.

Rey et al. (1954) mencionam que a prática industrial da flotação de oxidados de zinco iniciou-se em setembro de 1950, na Societa Mineraria e Metallurgica di Perturis, no sul da Sardenha. Seguiram-se as operações de Buggerru e San Giovanni. Nesses concentradores o mineral predominante de zinco era a smithsonita.

Os minérios contendo oxidados de zinco, bem como cada mineral individualmente, eram indistintamente designados como calaminas (Ferrara et al., 1970). Hoje, no Brasil, calamina se refere ao minério portador de hemimorfita. O termo se aplica também ao mineral hemimorfita. Minério portador de willemita é designado como willemítico. Existe controvérsia em relação ao uso da expressão minério willemítico. O autor endossa seu emprego, com base no fato nas designações minério itabirítico e hematítico, largamente usadas e amplamente aceitas no caso de minérios de ferro.

A prática industrial do concentrador Tynagh, Irlanda, foi descrita por Down e Turner (1970). O mineral portador de zinco era a smithsonita. Estudo iniciado em 1967 sugeriu que o processamento em forno Waelz era tecnicamente viável e seria economicamente mais interessante que a flotação. Os altos custos de operação do forno Waelz e a existência de uma planta de flotação em Tynagh foram fatores preponderantes na

tomada de decisão. Estudos independentes executados na própria empresa e por pesquisador externo levaram a conclusões semelhantes às obtidas por Rey (1965), Billi e Quai (1963) e Rey et al. (1962).

O baixo teor de zinco nas lamas facilitou a incorporação da deslamagem no circuito. Testes com diversas aminas mostraram que o uso de dodecilamina derivada de óleo vegetal era essencial. Foi escolhida Armeen C (fabricada pela Armour Hess Chemicals Ltd.), adicionada como emulsão contendo 40% Armeen C, 50% óleo diesel, 5,5% óleo de pinho, 4,5% Ethomeen C25 (amina etoxilada usada como emulsificante). Significativos aumentos de recuperação foram conseguidos com o emprego de altas dosagens de sulfeto de sódio e de um dispersante designado apenas como Ekapersil S, sem fornecimento de outros detalhes.

Ferrara et al. (1970) relatou a prática industrial dos concentradores da AMMI Gorno (norte da Itália) e Masua (Sardenha). Nos primórdios da operação usou-se sulfetização a quente (40 a 45<sup>0</sup>C) e ativação com sulfato de cobre antecedendo a flotação com xantatos. Esse esquema de reagentes deu bons resultados em Gorno, para minério com baixo conteúdo em lamas, e apresentou desempenho pífio em Masua, onde a perda de zinco na deslamagem chegava a 30%.

Em 1958 foi introduzida a flotação catiônica a temperatura ambiente, com significativos ganhos em recuperação e custos. Em 1968 o consumo de reagentes do circuito de zinco em Masua era: sulfeto de sódio 4.000g/t; silicato de sódio 2.500g/t; emulsão de amina de coco, óleo diesel e óleo de pinho 110g/t.

Raffinot (1970) descreveu a operação do concentrador da Societé Minière et Metallurgique de Penarroya L'Argentiera di Cadore, Itália. O esquema básico do circuito de zinco era sulfetização em meio alcalino seguida de flotação com acetato de estearilamina de coco (combinado com petróleo cru e óleo de pinho). Os modificadores usados eram silicato de sódio (1.112g/t), carbonato de sódio (96g/t) e sulfeto de sódio (3.320g/t).

Estudos de caráter fundamental foram efetuados por van Lierde (1969), Cases et al.

(1979), Ciccu et al. (1979), Bustamante e Shergold (1983 a e b) e Shijie (1984). Essas investigações enfatizam a importância da dispersão e da sulfetização na flotação de oxidados de zinco. Além do uso dos tradicionais dispersantes inorgânicos, van Lierde (1969) investigou a forte ação dispersante, sobre minerais de ganga da família dos carbonatos, de polímeros acrilato de baixo peso molecular.

A importância dos depósitos de minérios oxidados de zinco de Vazante chamou a atenção de pesquisadores brasileiros nas décadas de 70, 80 e primeira metade de 90 do século passado (Peres e Coelho, 1974), Baltar (1980), Vidal et al. (1987), Viana (1981), Viana e Peres (1982), Viana e Peres (1983), Salum (1983), Galéry (1985), Borges (1993), Salum e Peres (1984a e b), Galéry e Peres (1986), Salum et al. (1992), Salum et al. (1988), Salum et al. (1992), Borges e Peres (1993), Peres et al. (1994). Todos esses trabalhos confirmaram a relevância da sulfetização e da dispersão. Ficou bem caracterizada a interdependência entre dispersão e depressão de minerais de ganga.

Viana (1981) demonstrou a excelente ação depressora sobre dolomita de um polímero acrilato de baixo peso molecular Cataflot P-40 fabricado pela empresa francesa Pierreffite-Auby, o qual, infelizmente, desapareceu do mercado sem deixar sucedâneo. Galéry (1985) desenvolveu o método de avaliação do grau de dispersão das partículas em polpa mineral a partir de um ensaio simples de laboratório em tubo de sedimentação. O grau de dispersão foi ferramenta fundamental para avaliar o desempenho de minérios de ferro na deslamagem e na flotação (Silva, 1994) e recentemente voltou a ser utilizado para minérios de zinco, tanto oxidados (Pereira, 2004; Martins, 2007), quanto sulfeto (Silvestre, 2007).

#### **4.2 Estudos recentes da flotação de minérios oxidados de zinco**

Os estudos recentes sobre flotação de minérios oxidados de zinco no Brasil foram alavancados pela ação cooperativa entre a Votorantim Metais Unidade de Negócio Zinco e as Universidades Federal de Minas Gerais e Federal de Ouro Preto envolvendo seus programas de pós-graduação CPGEM e PPGEM, respectivamente.

O trabalho pioneiro dessa etapa, desenvolvido por Pereira (2004), mostrou que a partir da adequada dispersão por agentes químicos do minério calamínico de Vazante é possível reduzir o pH de flotação. O uso da emulsão coletora amina - óleo diesel - MIBC também contribuiu para a redução do pH de flotação. Essa investigação abriu as portas para o estudo de Martins (2007) que demonstrou ser possível a flotação de minério calamínico sem deslamagem prévia, com significativos ganhos em recuperação metálica de zinco. As emulsões foram também usadas na investigação de Oliveira et al. (2005) versando sobre flotação de calamina.

Russo (2007) e Russo et al. (2007) investigaram a reflotação do rejeito do circuito de willemita de Vazante. O uso de emulsão amina-diesel-MIBC mostrou-se relevante para o incremento da recuperação de zinco.

Silva (2006) e Carvalho et al. (2007) estudaram a otimização da flotação da willemita de Vazante. Mais uma vez constatou-se a importância da emulsão coletor-óleo-espumante para o bom desempenho da flotação. Um aspecto inovador relevante da investigação foi o desempenho razoável dos óleos de mamona e de babaçu (renováveis e ambientalmente mais amigáveis) substituindo óleo diesel na emulsão, com o desempenho razoável, mesmo não sendo equivalente ao diesel.

O efeito da temperatura na flotação de willemita foi investigado por Moreira et al. (2005). Temperaturas superiores a 40<sup>0</sup>C reduzem a recuperação metalúrgica, efeito não reparado pelo aumento de dosagem do coletor.

Fora do Brasil os estudos recentes sobre flotação de minérios oxidados de zinco têm se restringido ao minério iraniano de Angooran, que apresenta como mineral minério a smithsonita. Hosseini (2007) e Hosseini e Forssberg (2006 a e b) usaram os coletores, dodecilamina, amilxantato de potássio, ácido oléico e mistura amina xantato. A mistura foi mais eficiente do que os dois coletores usados individualmente.

### 4.3 Ativação

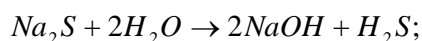
A etapa mais importante para a flotação de minério oxidado de zinco com aminas constitui-se na ativação ou sulfetização (adição de reagente químico sulfeto de sódio) (Salum et al., 1992). A flotação de zinco na forma de calamina não ocorre com rendimentos satisfatórios somente com aminas. O rendimento 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 ( $\text{Na}_2\text{S}\cdot\text{H}_2\text{O}$ ).

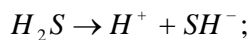
A sulfetização é considerada uma condição essencial para se obter o efeito coletor na flotação de minérios oxidados de zinco. A função do sulfeto, além de criar uma película de sulfeto de zinco sobre a superfície mineral, é bloquear os íons zinco na superfície do mineral e atuar como modulador de pH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

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

Primeiro estágio:

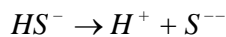


Segundo estágio:



$$\text{Constante de equilíbrio } K_1 = \frac{(\text{H}^+)(\text{HS}^-)}{(\text{H}_2\text{S})} = 9,1 \times 10^{-8} \quad ; \quad pK = 7,04$$

Terceiro estágio:



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

As constantes de dissociação de  $\text{SH}^-$  e  $\text{H}_2\text{S}$  são extremamente baixas e a dissociação de  $\text{NaOH}$  é alta. A solução aquosa de sulfeto de sódio sempre dá uma reação alcalina. A hidrólise de  $\text{Na}_2\text{S}$  mostra que seu uso como regulador leva à introdução de íons  $\text{OH}^-$ ,  $\text{SH}^-$  e  $\text{S}^{2-}$  na polpa (Salum et al., 1992).

A figura 4.1 apresenta a ionização de soluções de sulfeto de sódio em função do pH, (Crozier, 1992).

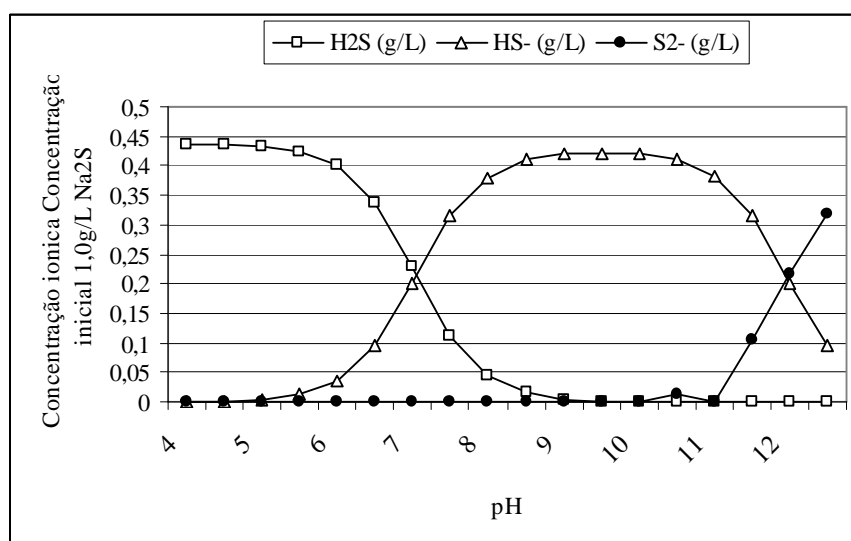


Figura 4.1: Ionização de soluções de sulfeto de sódio (Crozier, 1992).

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 (Bustamante e Shergold, 1983 a e b).

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 Bustamante e Shergold (1983 a e b), 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, 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 entendidos (Salum et al., 1992).

#### 4.4 Flotação de minérios oxidados de zinco em Vazante

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.

A amina utilizada na Votorantim Metais em Vazante é uma amina primária, quimicamente denominada de 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 4.2 apresenta uma reação química de uma dodecilamina em meio ácido com formação de cloreto de dodecilamina.

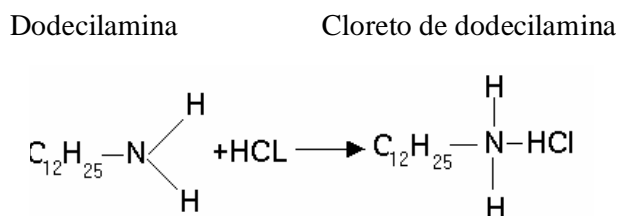


Figura 4.2: Reação química de uma dodecilamina e ácido clorídrico.

## 5 METODOLOGIA

No presente trabalho foi estudada a flotação do minério *willemítico*, com diferentes etapas de flotação da *willemita* após sulfetização.

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

As amostras utilizadas nos ensaios de bancada são 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.

### **5.1 Estudos de caracterização**

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

A alimentação do concentrador de Vazante é variável. Foram coletadas, em épocas diferentes, duas amostras que foram submetidas aos estudos de caracterização. A amostra **A** foi utilizada nos trabalhos envolvidos nesta investigação. Resultados relativos à amostra **B** foram também apresentados visando ilustrar a variabilidade do minério.

Os teores dos elementos químicos Pb, Cd, Mn, Al e Mg foram analisados por espectroscopia de absorção atômica. 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 foto ampliador, e então medida.

Análises por fluorescência de raios-x foram efetuadas para determinar os teores dos elementos químicos Zn, Fe, Si, Ca. Na fluorescência de raios-X 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.

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 esse 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.

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.

A microscopia eletrônica torna possível o estudo das características morfológicas das partículas com dimensões ínfimas.

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 e seqüências de separações físicas dos minerais serviu como parâmetro para eliminação de certas substâncias nocivas bem como adição de reagentes químicos. Os ensaios de análise de tamanhos foram efetuados pela Votorantim Metais.

Os estudos de caracterização tiveram por objetivo verificar a forma de ocorrência e associações dos minerais portadores de Zn, visando fornecer subsídios para a otimização do processo de beneficiamento. Foram selecionadas duas amostras de minério willemítico que foram enviadas ao laboratório “LCT – EPUSP”.

A metodologia de processamento de cada amostra estudada compreendeu as seguintes atividades:

- análise granulométrica por peneiramento a úmido em peneiras com aberturas de 0,149 e 0,074mm, respectivamente, 100 e 200malhas *Tyler*. Adicionalmente, em face da elevada quantidade de finos, as frações passantes em 0,074mm foram objeto de classificação em ciclone de 25mm de diâmetro, dando origem aos produtos -0,074mm deslamado e lama;
- separações minerais por líquidos densos (TBE, tetra-bromo-etano,  $d=2,95 \text{ g/cm}^3$ ) foram efetuadas por fração granulométrica (até a fração – 0,074mm deslamada);
- análises mineralógicas através da conjugação de técnicas de difratometria de raios-X e microscopia eletrônica de varredura acoplada a sistemas de micro análise por EDS/WDS, visando definir a composição mineralógica das amostras, com enfoque nos minerais portadores de Zn, bem como avaliar as formas de associações dos minerais de zinco.

As análises químicas efetuadas compreenderam as determinações de Zn, SiO<sub>2</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, MgO e perda ao fogo. As determinações foram efetuadas pela técnica de fluorescência de raios-X, a partir de amostras de pós prensados.

## 5.2 Flotação em bancada

A figura 5.1 ilustra a operação de uma célula de flotação de bancada (*Outokumpu*) utilizada nos ensaios:

- dimensões da cuba = 60cm (lado da base quadrada), 22cm (altura de descarga);
- altura da camada de espuma = 5cm;
- pressão de ar = 8kgf/cm<sup>2</sup>;
- velocidade da água = 2,8L/min;
- volume da polpa da célula = 4L;
- percentagem de sólidos = 30%.



Figura 5.1: Teste de flotação em espuma – Votorantim Metais.

A figura 5.2 ilustra o agitador de palhetas da célula *Outokumpu*

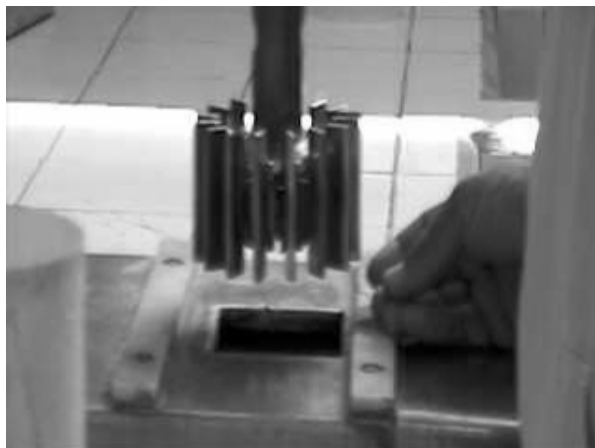


Figura 5.2: Agitador da célula *Outokumpu*.

Os testes foram realizados com amostras representativas de 1,0 a 1,3kg do minério *willemítico*.

A seguir estão apresentados os reagentes químicos utilizados e suas respectivas concentrações na solução:

- i. coletor: dodecilamina (nome comercial *Flotigam 2835-2L*) solução 3,5 %p/p;
- ii. espumante: MIBCOL solução a 1%p/p;
- iii. agente ativador e modificador do pH: sulfeto de sódio a 6,8%p/p;

- iv. agentes dispersantes: 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. adição de dispersante e condicionamento por 2 minutos, medida do valor do pH;
- iii. adição de Na<sub>2</sub>S na concentração desejada, medida do valor do pH e condicionamento por 3 minutos;
- iv. adição de coletor e espumante, condicionamento por 1 minuto;
- v. flotação por 2 minutos, coletando-se afundado e flotado.
- vi. repetição da seqüência por duas vezes, obtendo-se três concentrados.

O planejamento de coleta das amostras para verificação da recuperação e análise do circuito de concentração é descrito a seguir.

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.

## 6 CIRCUITO ORIGINAL

A figura 6.1 ilustra o fluxograma original da flotação, composta por duas etapas: recuperação (etapas *rougher* RG e *scavenger* SR) e limpeza (*cleaner* CL e *scavenger* do *cleaner* SCL).

### CIRCUITO ORIGINAL

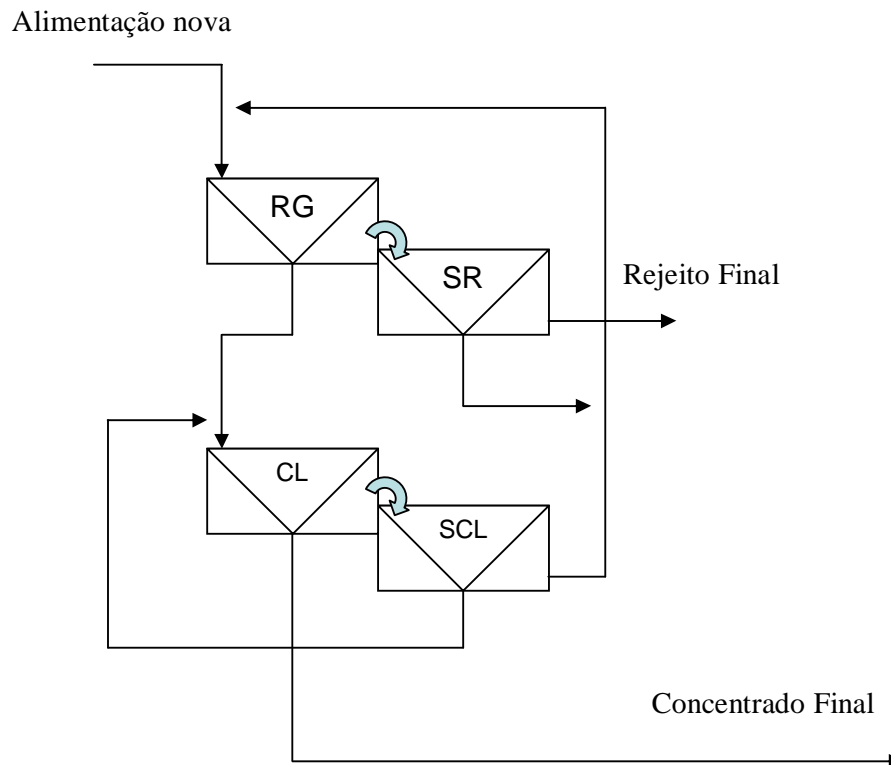


Figura 6.1: Representação esquemática do circuito de flotação original. Nesse circuito o tempo de flotação estimado é de 34 minutos, para a capacidade de projeto, caindo para 22 minutos para uma taxa de alimentação de 107t/h.

O volume de cada célula é de 500ft<sup>3</sup> e o banco *rougher* é constituído de 05 células, o banco *scavenger* de 04 células, o *cleaner* de 03 células e o *scavenger* do *cleaner* de 02 células.

Dados de amostragem industrial apresentados na tabela 6.1 mostram os teores de Zn em cada banco, considerados como um todo.

Tabela 6.1: Teores de Zn em cada banco de célula

Células	<i>Rougher</i> (05)	<i>Sc. Rougher</i> (04)	<i>Cleaner</i> (03)	<i>Sc. Cleaner</i> (02)
%Zn no Flotado	37,5% Zn	14,3% Zn	43,8% Zn	31,3% Zn

A tabela 6.2 ilustra os resultados da mesma amostragem industrial, considerando-se cada célula individualmente.

Tabela 6.2: Teores de Zn em cada célula

Células	<i>Rougher</i> (05)					<i>Sc. Rougher</i> (04)				<i>Cleaner</i> (03)			<i>Sc. Cleaner</i> (02)	
% Zn	45	43	39	31	27	16	12	10	9	46	44	42	33	29

Os dados demonstram uma seletividade muito boa no início do processo de flotação. Os concentrados das primeiras células do banco rougher não requerem limpeza. A etapa de limpeza sempre acarreta geração de cargas circulantes e, conseqüentemente, necessidade de maior tempo de residência.

A redução da carga circulante representa um ganho em tempo de residência. A quantificação desse ganho será possível mediante uma nova rota de flotação com a eliminação da etapa de limpeza de um concentrado *flash* produzido no início do circuito de flotação. Outro fator importante observado no processo original foi o rendimento em massa de cada etapa, ficando clara a baixa performance do estágio *scavenger* do *cleaner*, conforme mostra a tabela 6.3.

Tabela 6.3: Distribuição de Zn e recuperação mássica em cada estágio de flotação

Células	<i>Rougher</i>	<i>Sc. Rougher</i>	<i>Cleaner</i>	<i>Sc. Cleaner</i>
% Dist. Zn	92,3%	12,2%	86,4%	0,7%
Recup. Massa	35%	10,8%	29,4%	0,4%

O primeiro concentrado obtido na flotação, previsto no novo circuito, deverá aliviar o banco *rougher* e utilizar melhor a capacidade ociosa dos bancos *scavenger* do *rougher* e, principalmente, *scavenger* do *cleaner*.

A Figura 6.2 ilustra os resultados do balanço de massa original apresentando a recuperação por cada banco de células e o seu respectivo tempo de residência.

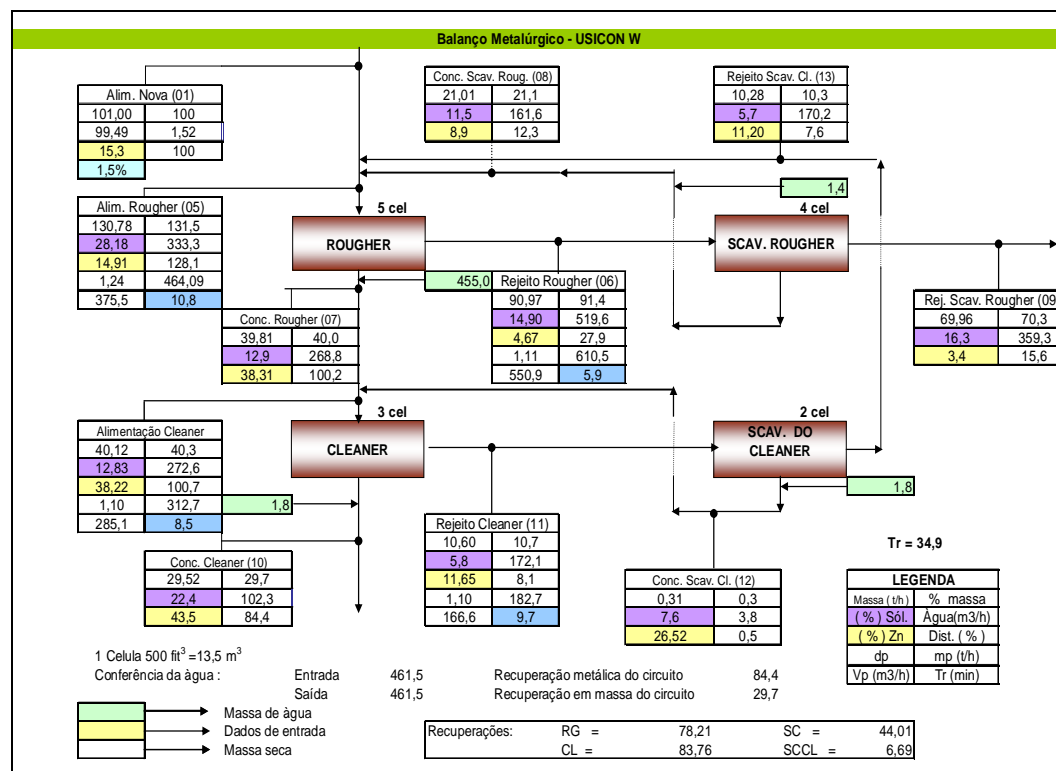


Figura 6.2: Representação esquemática do balanço de massa do circuito de flotação original.

O balanço de massa apresentado está referindo a situação anterior onde a alimentação do processo está sendo realizado pelas células *rougher*. Neste caso o circuito demonstra uma baixa capacidade de recuperação de massa devido a seu baixo tempo de residência total de 34,9 minutos. Como o circuito tem uma grande recirculação até obter o concentrado final, sobrecarrega as células *rougher* e *cleaner* deixando praticamente sem utilização a célula *scavenger cleaner*, conforme mostra o balanço de massa (figura 6.2).

## 7 RESULTADOS

Neste capítulo são apresentados os resultados obtidos divididos em: caracterização granulométrica e mineralógica, ensaios em escala de laboratório e testes industriais.

### 7.1 Caracterização granulométrica e mineralógica

A composição química das amostras estudadas está exposta na tabela 7.1.

Tabela 7.1 composição química das amostras

Willemita	Teores (%)								
	Zn	Pb	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	P.F.
A	19,6	0,42	6,72	15,8	0,47	15,7	17,4	0,24	26,7
B	11,0	0,27	4,97	11,2	0,60	20,2	18,3	0,22	34,6

A amostra “A” apresenta teor mais elevado de Zn (19,6% contra 11,0% da amostra “B”), o mesmo ocorrendo para os teores de SiO<sub>2</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> e Pb; já na amostra “B” os teores de CaO e de MgO são mais altos em comparação com a amostra “A”.

Uma comparação entre as análises granulométricas para as duas amostras estudadas pode ser visualizada na figura 7.1 (distribuição em massa acumulada no passante).

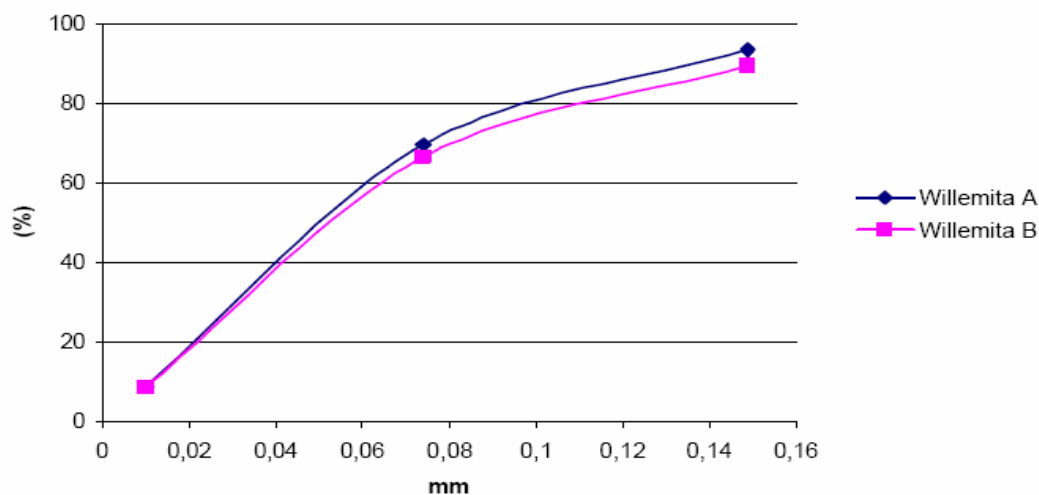


Figura 7.1 – Comparação das análises granulométricas das amostras estudadas.



### 7.1.1 Willemita “A”

A distribuição de teores por fração granulométrica para a amostra willemita “A” está exposta na tabela 7.2.

Tabela 7.2 distribuição de teores por fração granulométrica da willemita “A”

Fração mm	% em massa		Teores (%)									Distribuição no ensaio (%)					
	retida	acum	Zn	Pb	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Zn	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	
+0,149	6,3	6,3	17,5	0,25	7,29	18,2	0,28	15,5	13,3	0,23	5,7	6,9	7,3	3,8	6,3	4,8	
-0,149+0,074	23,9	30,2	19,8	0,30	7,95	18,1	0,29	14,5	13,3	0,24	24,1	28,3	27,4	14,8	22,0	18,2	
-0,074 deslam. lama	61,0	91,2	20,7	0,45	6,27	13,8	0,48	16,2	19,8	0,24	64,5	57,0	53,4	61,5	63,2	69,4	
	8,8	100,0	12,7	0,64	6,06	21,4	1,07	15,3	15,1	0,24	5,7	7,9	11,9	19,9	8,5	7,6	
Total calc.	100,0		19,6	0,42	6,72	15,8	0,47	15,7	17,4	0,24	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	

A proporção em massa de cada fração granulométrica aumenta para os finos até a fração -0,074mm deslamada, que representa 61% em massa da amostra, diminuindo novamente na lama.

Os teores de Zn até a fração -0,074mm deslamada situam-se entre 17,5 e 20,7% (aumentado para os finos); abaixo dessa fração esse teor é de 12,7% (5,7% do total de Zn da amostra).

Os teores de SiO<sub>2</sub> mais elevados (da ordem de 7 a 8%) estão associados às frações acima de 0,074mm, decrescendo para valores da ordem de 6% abaixo dessa fração.

Os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> acima de 0,074mm são constantes (18,1-18,2%), elevando-se para 21,4% na lama (11,9% do total contido na amostra).

Os teores de CaO situam-se entre 14,5 e 16,2% (sem tendência definida) e os de MgO entre 13,3 e 19,8% (aumentando para os finos até a fração -0,074mm deslamada).

Os resultados dos ensaios de separação mineral para a amostra willemita “A” estão expostos na tabela 7.3.

Tabela 7.3 Resultados dos ensaios de separação mineral – Willemita “A”

Fração (mm)	% em massa		Teores (%)								Distribuição no ensaio (%)						Distribuição na amostra (%)					
	ensaio	am.	Zn	Pb	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Zn	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Zn	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO
<b>+0,149</b>																						
Flutuado	46,6	2,9	2,47	0,30	1,64	2,71	0,40	27,0	19,4	0,22	66	105	69	660	810	682	04	07	05	25	51	33
Afundado	53,4	3,4	30,6	0,20	12,2	31,7	0,18	5,52	7,89	0,24	985	885	981	341	190	318	53	61	68	13	12	15
Total calc.	100,0	6,3	17,5	0,25	7,29	18,2	0,28	15,5	13,3	0,23	1000	1000	1000	1000	1000	1000	57	69	73	38	63	48
<b>-0,149+0,074</b>																						
Flutuado	41,3	9,9	2,60	0,32	1,51	2,60	0,41	27,0	19,4	0,22	54	78	59	578	769	602	13	22	16	86	169	110
Afundado	58,8	14,0	31,9	0,28	12,5	29,1	0,21	5,68	8,99	0,25	946	922	941	422	231	398	228	261	258	62	51	72
Total calc.	100,0	23,9	19,8	0,30	7,95	18,1	0,29	14,5	13,3	0,24	1000	1000	1000	1000	1000	1000	241	283	274	148	220	182
<b>-0,074 desl</b>																						
Flutuado	11,8	7,2	1,89	0,21	2,89	2,87	0,44	27,1	20,8	0,24	11	54	24	109	197	124	07	31	13	67	124	86
Afundado	88,2	53,8	23,3	0,48	6,72	15,3	0,48	14,8	19,7	0,24	989	946	976	881	803	876	639	539	520	548	508	608
Total calc.	100,0	61,0	20,7	0,45	6,27	13,8	0,48	16,2	19,8	0,24	1000	1000	1000	1000	1000	1000	645	570	534	615	632	694
<b>Total desl.</b>																						
Flutuado	21,9	20,0	2,33	0,28	2,03	2,71	0,42	27,0	19,9	0,23	25	65	39	222	377	247	24	60	34	178	344	228
Afundado	78,1	71,3	25,3	0,43	8,11	18,8	0,41	12,5	17,0	0,24	975	935	961	778	623	753	920	861	847	623	570	686
Total	100,0	91,2	20,3	0,39	6,78	15,2	0,41	15,7	17,6	0,24	1000	1000	1000	1000	1000	1000	943	921	881	801	915	924

O produto *total desl. flutuado* representa 21,9% (20% da amostra total). Ao longo do intervalo granulométrico considerado sua proporção em massa diminui drasticamente abaixo de 0,074mm.

Os produtos *flutuados* são essencialmente constituídos por CaO (teor médio de 27,0%), MgO (teor médio de 19,9%) e perda ao fogo (indicativos da presença elevada de carbonatos).

Os teores de Zn junto a este produto variam entre 1,89 e 2,47% (média de 2,33%; 2,5% do total contido no ensaio; 2,4% em relação ao total contido na amostra), com tendência à diminuição para os finos.

O produto total deslamado afundado representa 78,1% (71,3% da amostra total). Ao longo do intervalo granulométrico considerado sua proporção em massa aumenta para os finos (variando entre 53,4 e 88,2% em relação ao ensaio).

Os produtos afundados são constituídos basicamente por Zn, MgO e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, além de

CaO e SiO<sub>2</sub> subordinados.

Os teores de Zn, para a fração acima de 0,074mm, variam entre 30,6 e 31,9%, decrescendo para 23,3% abaixo dessa fração (média de 25,3%; 97,5% do total contido no ensaio; 92,0% em relação ao total contido na amostra).

A amostra willemita “A” (tabela 4) é constituída basicamente por dolomita, que pode apresentar algum ferro e/ou zinco em sua estrutura cristalina (máximo de 3% de Zn). Willemita (que, por vezes, também contém ferro em sua composição química) e óxidos de ferro (hematita, goethita), além de quantidades menores de quartzo, argilominerais (ilita, clorita, micas) e outros (ilmenita, barita, galena, esfalerita e apatita, identificados nas análises em MEV).

Tabela 7.4 – Estimativa da composição mineralógica – Willemita “A”

Fração mm	% em massa		Minerais (%)					
	retida	acum.	willemita	quartzo	dolomita	ox ferro	argilom	outros
+0,149	6,3	6,3	30	1	51	17	0,5	0,1
-0,149+0,074	23,9	30,2	34	1	47	18	0,4	0,6
-0,074 deslam	61,0	91,2	35	1	51	11	0,1	1
lama	8,8	100,0	22	2	49	21	3	3
Total calc.	100,0		34	1	50	14	0,5	1

A proporção de willemita até a fração -0,074mm deslamada varia entre 30 e 34% em massa, diminuindo para 22% na lama.

A willemita ocorre na forma liberada e em grãos mistos em proporções diversas principalmente com a dolomita presente. Estima-se liberação superior a 95%.

Estima-se que mais de 97% do total de zinco esteja contido na forma de willemita; a parcela restante está associada preferencialmente à estrutura da dolomita, na forma de esfalerita e traços de alumina-silicato de magnésio e zinco.

Os principais aspectos observados estão expostos nas foto micrografias ilustradas nas figuras 7.2 a 7.6 (imagens de elétrons retro-espalhados obtidas ao MEV -contraste de número atômico ou composição).

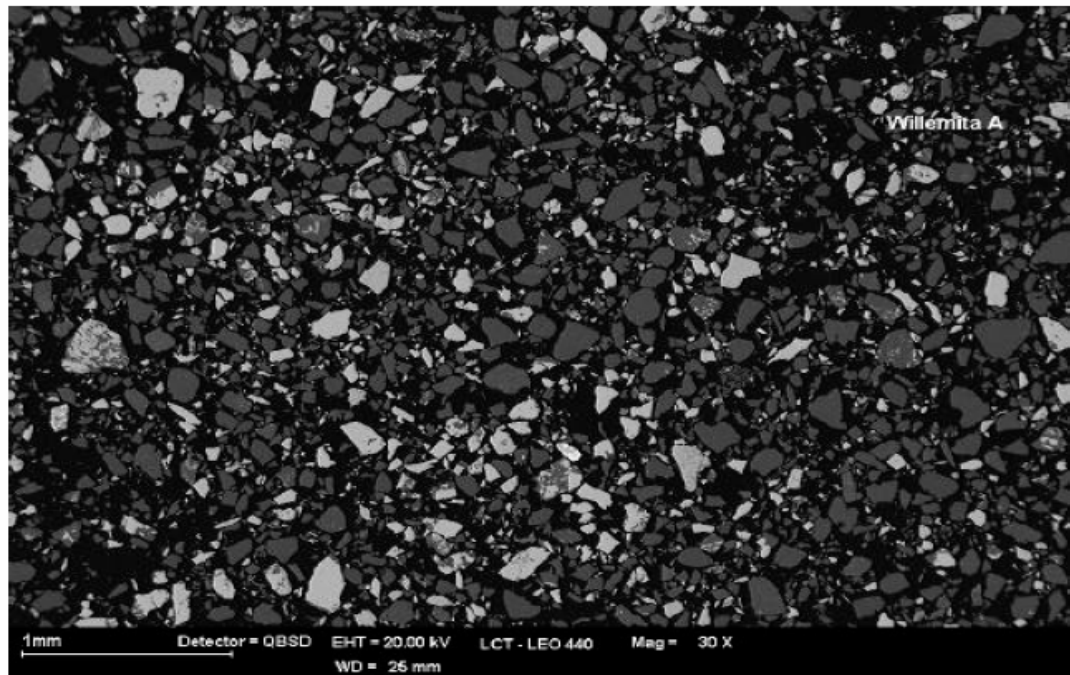


Figura 7.2: Fração total. Aspecto geral com pequeno aumento. Partículas de willemita liberadas e/ou mistas com dolomita. A willemita refere-se aos grãos mais claros presentes.

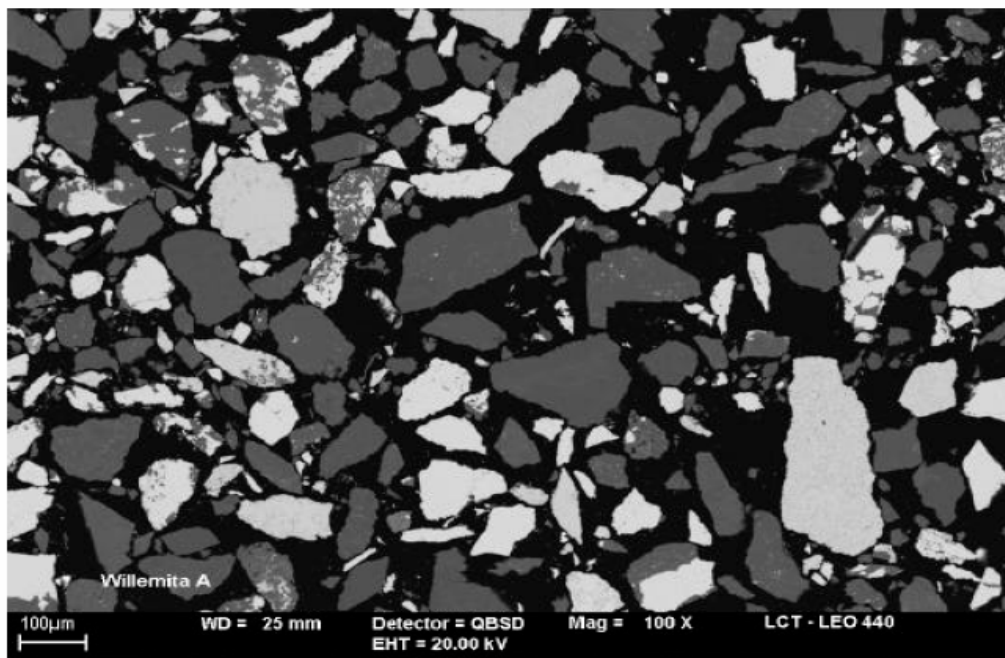


Figura 7.3: Fração total. Detalhe ressaltando as partículas de willemita (partículas claras) na forma livre ou mista com dolomita.

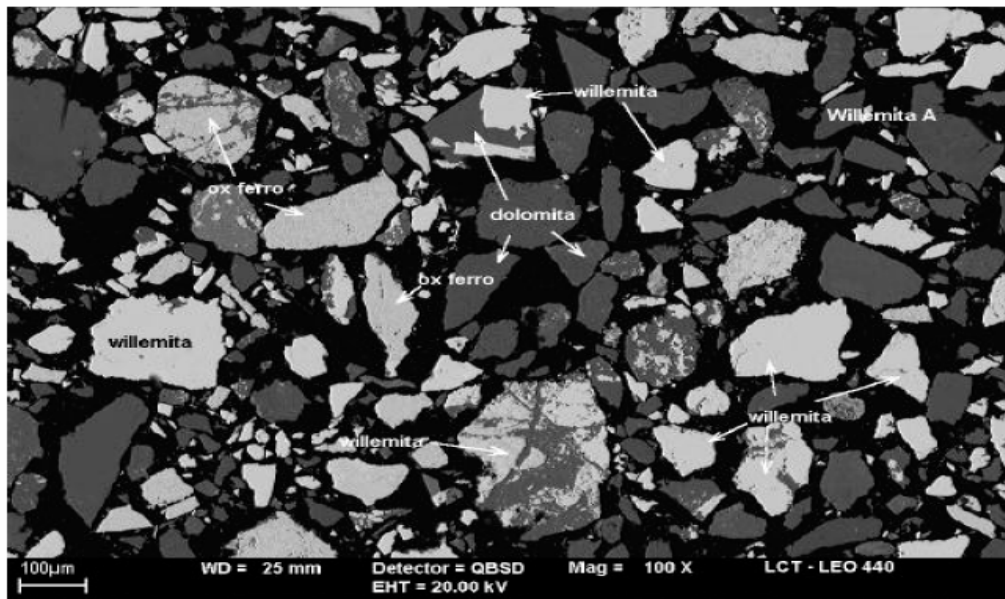


Figura 7.4: Fração total. Partículas de willemita na forma livre ou mista com dolomita. Observa-se ainda a presença de óxidos de ferro associados à dolomita (mostram a superfície mais rugosa do que a willemita).

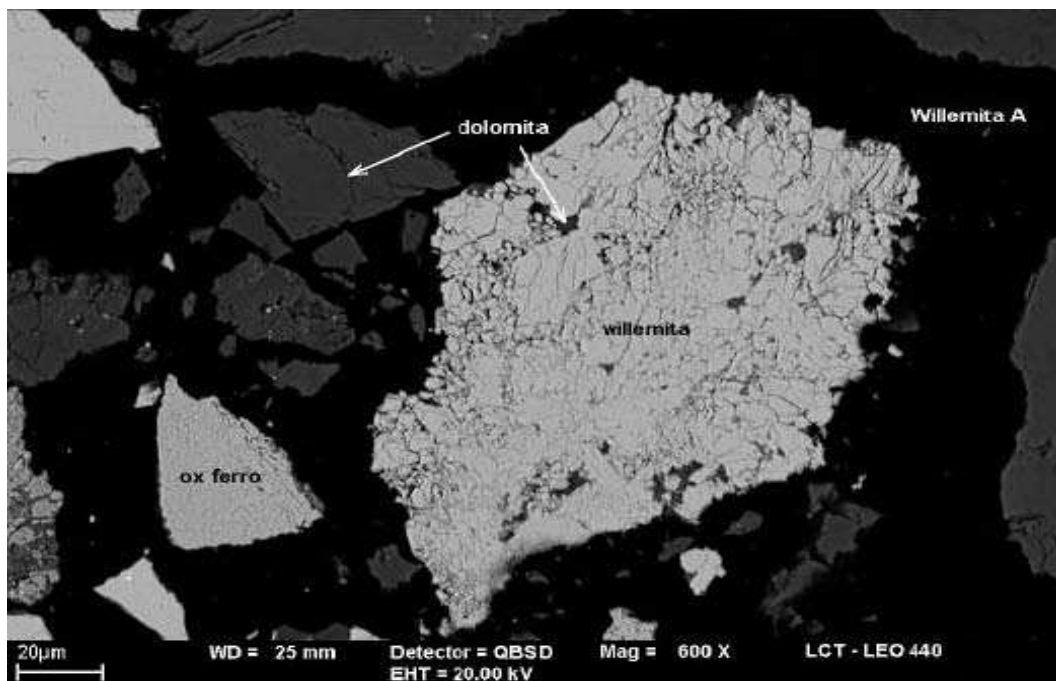


Figura 7.5: Fração total. Willemita com inclusões de dolomita.

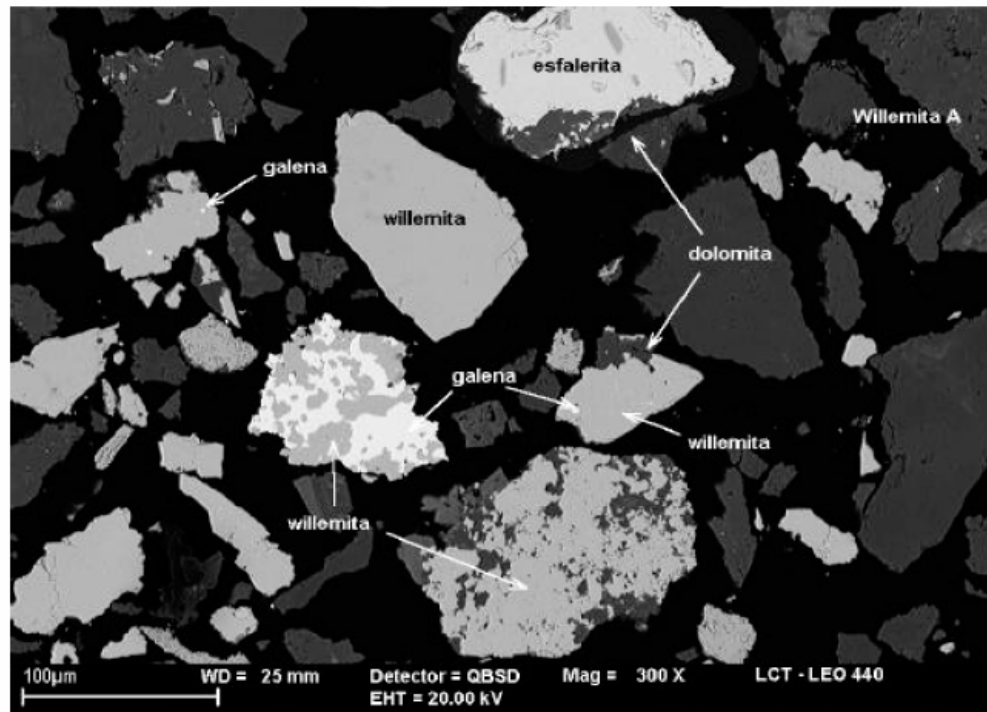


Figura 7.6: Fração total. Willemita em grãos liberados, mista com dolomita e com galena. Observa-se ainda a presença de esfalerita mista com dolomita.

### 7.1.2 Willemita “B”

A distribuição de teores por fração granulométrica para a amostra willemita “B” está exposta na tabela 5.5

A proporção em massa de cada fração granulométrica aumenta para os finos até a fração -0,074 mm deslamada, que representa 58% em massa da amostra, diminuindo novamente na lama.

Os teores de Zn até a fração -0,149+0,074 mm são praticamente constantes, situando-se entre 9,4 e 9,8%, elevando-se para 12,3% na fração -0,074mm deslamada; abaixo dessa fração esse teor é de 8,1% (6,3% do total de Zn da amostra).

Os teores de SiO<sub>2</sub> estão compreendidos entre 4,5% (fração -0,074mm deslamada) e 5,7% (fração -0,149+0,074mm).

Os teores de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> variam entre 9,6% e 14,0% (na lama; 10,7% do total contido na amostra).

Tabela 7.5 - Distribuição de teores por fração granulométrica – Willemita “B”

Fração (mm)	% em massa		Teores (%)								Distribuição no ensaio (%)					
	retida	acum.	Zn	Pb	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Zn	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO
+0,149	10,4	10,4	9,38	0,18	5,32	12,4	0,42	20,5	16,8	0,22	8,8	11,1	11,5	7,3	10,5	9,5
-0,149+0,074	23,0	33,4	9,77	0,19	5,66	13,5	0,43	19,8	16,5	0,22	20,3	26,2	27,9	16,5	22,5	20,7
-0,074 deslam.	58,1	91,4	12,3	0,30	4,54	9,58	0,58	20,5	19,6	0,22	64,6	53,1	49,9	56,8	59,0	62,0
Lama	8,6	100,0	8,09	0,35	5,60	14,0	1,36	18,7	16,7	0,23	6,3	9,6	10,7	19,5	7,9	7,8
Total calc.	100,0		11,0	0,27	4,97	11,2	0,60	20,2	18,3	0,22	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Os teores de CaO para o produto deslamado situam-se entre 19,8 e 20,5%, diminuindo para 18,7% na lama; os teores de MgO estão compreendidos entre 16,5-16,8% (acima de 0,074 mm e na lama) e 19,6% (na fração -0,074 mm deslamada).

Os resultados dos ensaios de separação mineral para a amostra willemita “B” estão expostos na tabela 5.6.

O produto *total desl. flutuado* representa 39,8% (36,3% da amostra total), sendo que sua proporção em massa diminui drasticamente abaixo de 0,074 mm.

Os produtos *flutuados* são essencialmente constituídos por CaO (teor médio de 26,1%), MgO (teor médio de 18,6%) e perda ao fogo (indicativos da presença elevada de carbonatos).

Os teores de Zn para a fração retida em 0,074 mm variam entre 1,86 e 2,11%, elevando-se para 5,05% para a fração -0,074 mm deslamada (valor médio de 3,30%; 11,6% do total contido no ensaio; 10,9% em relação ao total contido na amostra).

O produto *total desl. afundado* representa 60,2% (55,1% da amostra total). Ao longo do intervalo granulométrico considerado sua proporção em massa aumenta para os finos

(variando entre 34,1 e 73,7% em relação ao ensaio).

Os produtos *afundados* são constituídos basicamente por Zn, CaO, MgO e Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, com SiO<sub>2</sub> subordinado.

Nos produtos afundados os teores de Zn variam entre 22,2 e 23,9%, para o material acima de 0,074 mm, decrescendo para 14,9% abaixo dessa fração (média de 16,6%; 88,4% do total contido no ensaio; 82,9% em relação ao total contido na amostra).

Tabela 7.6 – Resultado dos ensaios da separação mineral – Willemita “B”

Fração (mm)	% em massa		Teores (%)								Distribuição no ensaio (%)						Distribuição na amostra (%)					
	ensaio	am.	Zn	Pb	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	Zn	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Zn	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO
<b>+0,149</b>																						
Flutuado	65,9	6,8	1,86	0,22	2,80	2,18	0,49	27,0	20,0	0,22	13,1	34,7	11,6	76,6	87,0	78,5	1,2	3,8	1,3	5,6	9,1	7,5
Afundado	34,1	3,5	23,9	0,09	10,2	32,1	0,29	7,83	10,6	0,23	87,0	65,4	88,4	23,5	13,1	21,5	7,7	7,3	10,2	1,7	1,4	2,0
Total calc.	100,0	10,4	9,38	0,18	5,32	12,4	0,42	20,5	16,8	0,22	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	8,8	11,1	11,5	7,3	10,5	9,5
<b>-0,149+0,074</b>																						
Flutuado	61,9	14,2	2,11	0,24	2,47	2,12	0,47	27,1	19,8	0,22	13,4	27,0	9,7	68,0	84,7	74,1	2,7	7,1	2,7	11,2	19,1	15,3
Afundado	38,1	8,8	22,2	0,12	10,9	32,1	0,36	7,94	11,2	0,23	86,6	73,0	90,3	32,0	15,3	25,9	17,6	19,1	25,2	5,3	3,4	5,4
Total calc.	100,0	23,0	9,77	0,19	5,66	13,5	0,43	19,8	16,5	0,22	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	20,3	26,2	27,9	16,5	22,5	20,7
<b>-0,074 desl</b>																						
Flutuado	26,3	15,3	5,05	0,27	3,52	3,13	0,54	24,8	16,8	0,22	10,8	20,4	8,6	24,3	31,8	22,6	7,0	10,8	4,3	13,8	18,8	14,0
Afundado	73,7	42,8	14,9	0,31	4,91	11,9	0,60	19,0	20,6	0,22	89,2	79,6	91,4	75,7	68,2	77,4	57,6	42,3	45,6	43,0	40,3	48,0
Total calc.	100,0	58,1	12,3	0,30	4,54	9,58	0,58	20,5	19,6	0,22	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	64,6	53,1	49,9	56,8	59,0	62,0
<b>Total desl.</b>																						
Flutuado	39,8	36,3	3,30	0,25	2,97	2,56	0,50	26,1	18,6	0,22	11,6	24,1	9,3	38,0	51,0	39,9	10,9	21,7	8,3	30,6	47,0	36,8
Afundado	60,2	55,1	16,6	0,27	6,19	16,4	0,54	16,5	18,4	0,22	88,4	75,9	90,7	62,0	49,0	60,1	82,9	68,6	81,0	49,9	45,1	55,4
Total	100,0	91,4	11,3	0,26	4,91	10,9	0,53	20,3	18,5	0,22	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	93,7	90,4	89,3	80,5	92,1	92,2

A amostra willemita “B” (tabela 5.7) é constituída basicamente por dolomita, que pode apresentar algum ferro e/ou zinco em sua estrutura cristalina (máximo de 3% de Zn), willemita (que, por vezes, também contém ferro em sua composição química) e óxidos de ferro (*hematita*, *goethita*). Além de quantidades menores de quartzo, argilominerais (ilita, clorita, micas) e outros (iemenita, barita, galena, esfalerita e apatita, identificados nas análises em MEV).



A proporção de willemita aumenta para os finos até a fração -0,074mm deslamada, variando entre 16 e 21% em massa, diminuindo para 14% em massa na lama.

A willemita ocorre na forma liberada e em grãos mistos em proporções diversas principalmente com a dolomita presente. Estima-se liberação da ordem de 87%.

Tabela 7.7 – Estimativa da composição mineralógica – Willemita “B”

Fração mm	% em massa		Minerais (%)					
	retida	acum.	willemita	quartzo	dolomita	ox ferro	argilom	outros
+0,149	10,4	10,4	16	0,9	69	12	0,8	0,8
-0,149+0,074	23,0	33,4	17	0,6	66	14	0,8	2,2
-0,074 deslam lama	58,1 8,6	91,4 100,0	21 14	0,1 0,3	66 62	10 15	0,4 3,5	2,5 5,7
Total calc.	100,0		19	0,3	66	11	0,8	2,5

Estima-se que mais de 95% do total de zinco esteja contido na forma de willemita; a parcela restante está associada preferencialmente à estrutura da dolomita, na forma de esfalerita e de um alumina-silicato de magnésio e zinco.

Os principais aspectos observados estão expostos nas foto micrografias 6 a 10 (imagens de elétrons retro-espalhados obtidas ao MEV -*contraste de número atômico ou composição*).

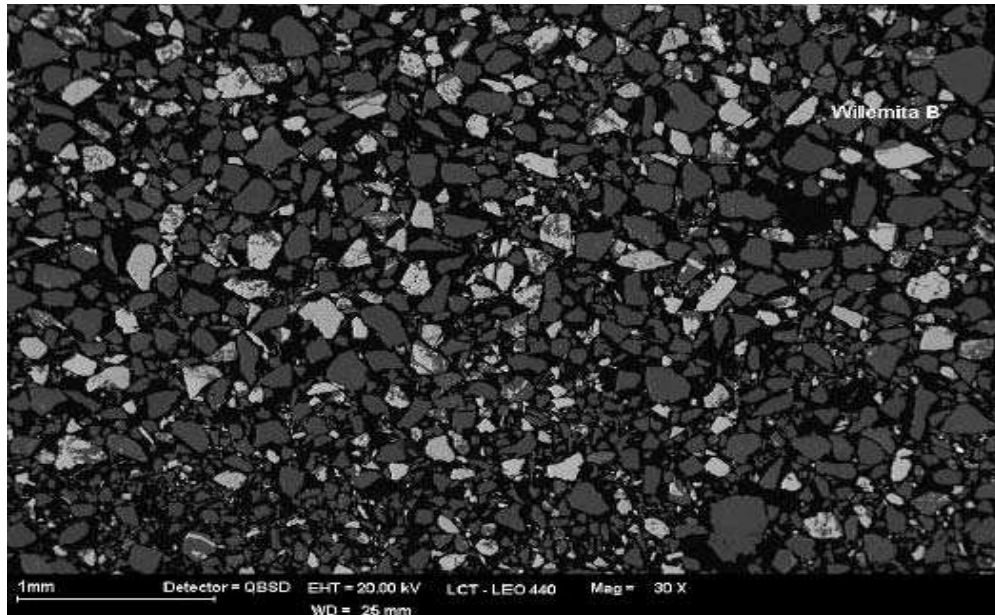


Figura 7.7: Fração total. Aspecto geral com pequeno aumento. Partículas de willemita liberadas e/ou mistas com dolomita. A willemita refere-se aos grãos mais claros e presentes.

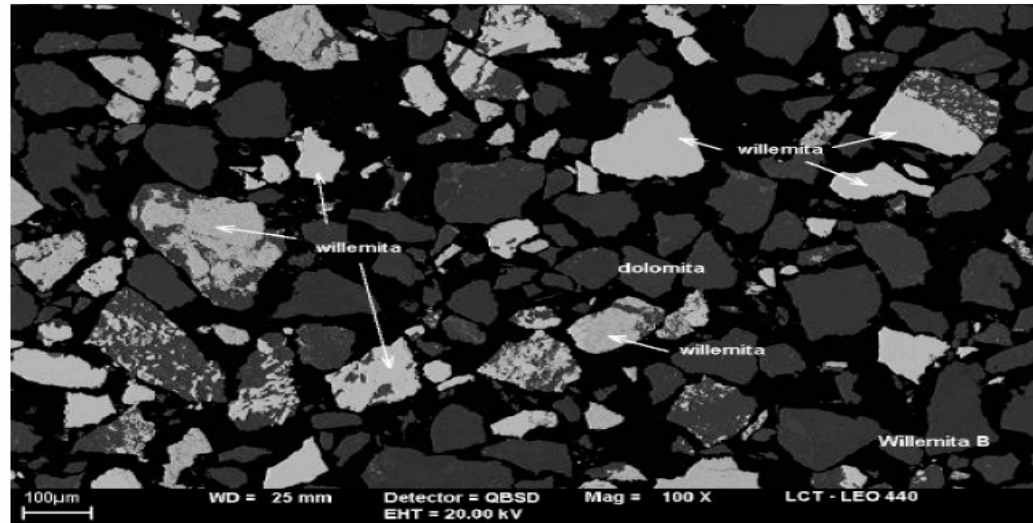


Figura 7.8: Fração total. Partículas de willemita (mais claras) na forma livre ou mista com dolomita.

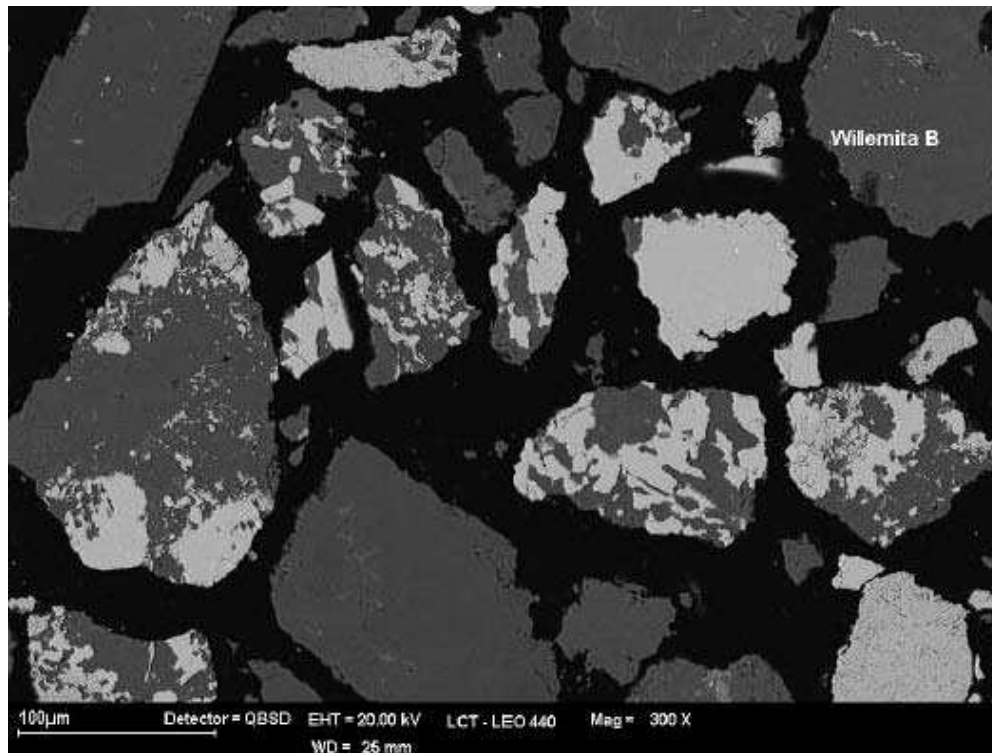


Figura 7.9: Fração total. Detalhe ressaltando partículas de willemita na forma livre ou mista com dolomita, em diversas proporções.

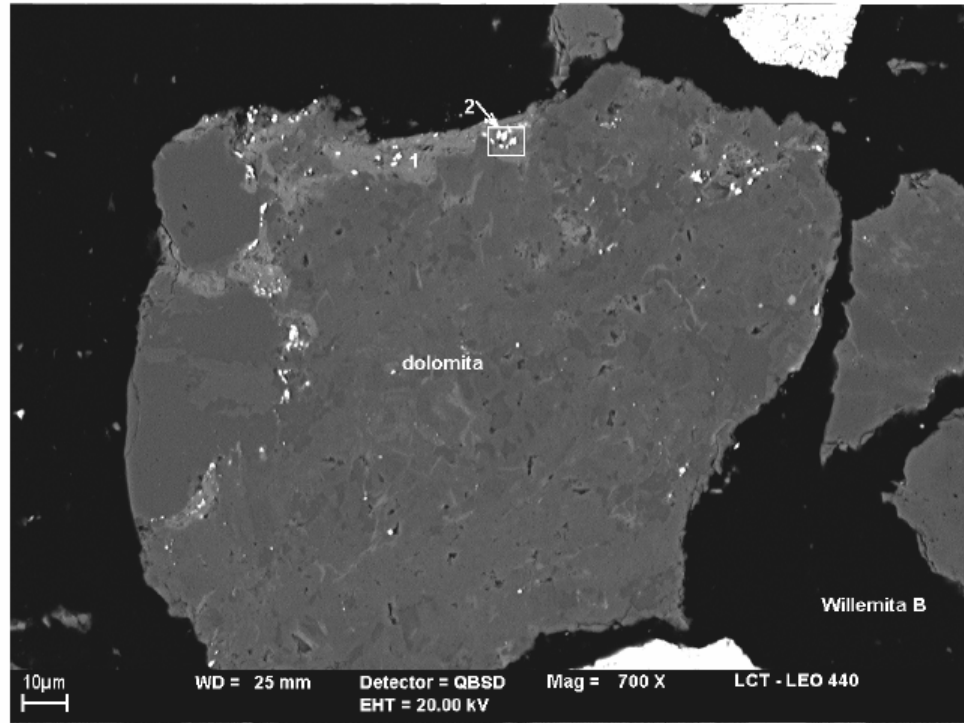
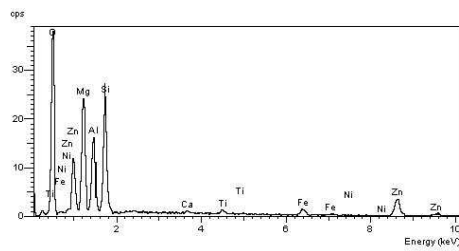
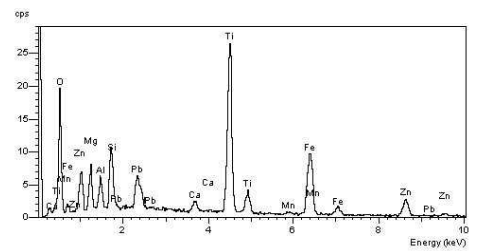


Figura 7.10: Fração total. Partícula de dolomita, mostrando porções mais claras (1) constituídas por alumina-silicato de magnésio e zinco. Observam-se ainda diminutas inclusões (2) compostas por chumbo (enxofre?), ferro e titânio.



Ponto 1



Ponto 2

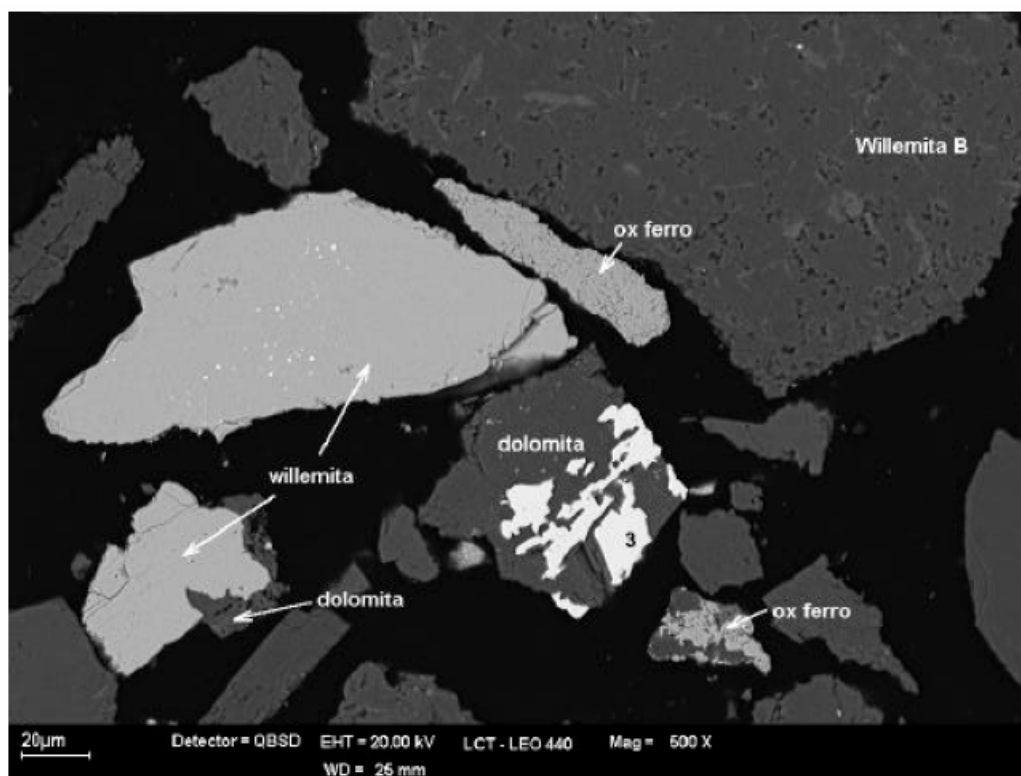


Figura 7.11: Fração total. Partículas de willemita na forma livre (com diminutas inclusões de galena) ou mista com dolomita. Observa-se ainda a presença de óxidos de ferro associados à dolomita (mostram a superfície mais rugosa do que a willemita) e dolomita mista com mineral de chumbo, vanádio e enxofre (3).

### 7.1.3 Comentários finais

A amostra willemita “A” apresenta teor significativamente mais elevado de Zn do que a “B” (19,6% contra 11,0%), o mesmo ocorrendo para os teores de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  e Pb; já na amostra willemita “B” os teores de CaO e de MgO são mais altos em comparação com a amostra “A”.

As duas amostras apresentam distribuições granulométricas semelhantes, com cerca de 9% em massa constituindo a lama.

Ambas as amostras apresentam basicamente a mesma composição mineralógica, variando apenas a proporção relativa entre os minerais presentes. Essas amostras são constituídas basicamente por dolomita, que pode apresentar algum ferro e zinco em sua

estrutura cristalina (máximo de 3% de Zn), willemita, a qual por vezes, também contém ferro em sua composição química, e óxidos de ferro (hematita, goethita); subordinadamente, tem-se ainda quantidades menores de quartzo, argilominerais (ilita, clorita, micas) e outros (iemenita, barita, galena, esfalerita e apatita, identificados nas análises em MEV); na amostra willemita “B” observaram-se ainda as presenças de um alumina-silicato de magnésio e zinco, de um mineral contendo chumbo e vanádio (sulfeto ou sulfato?) e de um mineral constituído por chumbo (enxofre) ferro e titânio.

O grau de liberação da willemita é superior a 97% para a amostra “A” e da ordem de 87% para a amostra “B”. Intercrescimentos, predominantemente com dolomita e com óxidos de ferro, são comuns para ambas as amostras.

Estima-se, para a willemita “A”, que mais de 97% do total de zinco esteja contido na forma deste mineral, enquanto que para a amostra “B” esse valor é da ordem de 95%; a parcela restante está associada preferencialmente à estrutura da dolomita, e também na forma de esfalerita para a amostra “A”, além de um alumina-silicato de magnésio e zinco para a amostra “B”.

## **7.2 Estudos de laboratório**

A tabela 7.8 apresenta os resultados de um teste típico de flotação em escala de bancada.

Observa-se que na primeira etapa de flotação é obtido um concentrado com elevado teor de zinco.

Foram realizados dez testes de flotação em bancada, sendo os teores de zinco na alimentação e nos concentrados nas três etapas de flotação, bem como a recuperação metalúrgica de zinco, sumariados na tabela 7.9.

Tabela 7.8: Resultados de um teste típico de flotação em escala de bancada com três etapas de coleta de espuma

## Cinética de Flotação - WILLEMITA

---

Teste de Flotação nº: **TESTE-PADRÃO**      Data: **26/9/2006**

Amostra: **PILHA-958-( MOAGEM FEITA EM BANCADA- 45 minutos )**

Objetivo: **Verificar a performance da Flotação .**

---

OBS. Amostra com 46,4% abaixo de 0,009 mm

### Condições do Teste

Produtos	Tempo (min)	% sól.	pH		Reagentes g/t									
			Início	Fim	Disp.+Silic.		Sulf. Sódio		Barrilha		amina		MIBC	
					g/t	ml	g/t	ml	g/t	ml	g/t	ml	g/t	gotas
Concentrado 01	2	xx	10,55	10,20	654	7,2	1091	25,0	369	xx	80	2,5	25	4
Concentrado 02	2	xx	10,50	10,15	373	4,1	218	5,0	74	xx	48	1,5	13	2
Concentrado 03	2	xx	10,40	10,10	0		218	5,0	74	xx	48	1,5	13	2
Rejeito Final	xx	xx	xx	XX	xx	xx	xx	xx	xx	xx	xx	xx	xx	xx

### Resultados

Produto	Peso (g)	Peso (%)	Anál. Químicas (%)		Dist. (%)	
			Zn	Fe	Zn	Fe
Alimentação calc.	1100,2	100,0	15,55	6,26	100,0	100,0
Lama	0,0	0,00	0,00	0,00	0,0	0,0
UF calculado	1100,2	100,0	15,55	6,26	100,0	100,0
Concentrado 01	329,3	29,93	38,61	5,36	74,3	25,6
Concentrado 02	142,5	12,95	17,04	7,89	14,2	16,3
Concentrado 03	79,4	7,22	7,95	7,33	3,7	8,5
Rejeito Final	549,0	49,89	2,42	6,22	7,8	49,6

% sol. Alim. Inicial 40

Relação Fe / Zn Alim. Flotação  
0,40

Correlação Sulfeto x 10,2

Reagentes	Dos. Padrão (g/t)	Bancada (g/t)	Planta (g/t)	Correlação	Tempo(min)	Rec.id.
Disp.	xx	xx	xx	xx	4,06	88,53
Sulf. Sódio	1527	1316	0	#DIV/0!		
Barrilha	516	445	0	0,00		
Amina	175	129	0	#DIV/0!		
MIBCOL	51	39	0	#DIV/0!		

ATINGIR METAS

28,62

**Estimativa da Recuperação Global de Zinco Circuito Fechado Produzindo Conc. Com 43,5%Zn**

Base Rec. Cleaner - Equação rec. =  $0,0019x^3 - 0,1812x^2 + 6,103x + 24,758$  onde x = teor concentrado rougher ou scavenger

88,53

Tabela 7.9: Teores de zinco na alimentação e nos concentrados nas três etapas de flotação, e recuperação metalúrgica de zinco nos testes de bancada.

Nº Testes	%Zn Alim.	%Zn no concentrado nas etapas			%Zn rejeito	%Recup.
		1	2	3		
1	15,4	38,61	17,04	7,95	2,42	88,53
2	15,9	38,46	18,03	7,99	2,39	88,72
3	16,1	39,03	17,94	8,10	2,46	88,88
4	17,5	39,25	18,23	8,20	2,51	88,95
5	18,5	39,55	19,20	8,33	2,52	89,32
6	13,2	30,81	12,04	7,23	2,37	83,08
7	13,5	32,03	12,56	7,43	2,39	83,88
8	15,6	37,93	17,23	7,88	2,38	88,25
9	15,5	38,02	17,56	7,91	2,41	88,28
10	15,7	38,12	17,87	7,87	2,43	88,35

Durante muitos anos a ênfase dos testes de bancada era uma elevada recuperação mássica e conseqüente alta recuperação metalúrgica de zinco. Com a introdução das três etapas de flotação foi possível observar que na primeira etapa é obtido um concentrado com elevado teor de zinco, evidenciando a presença de muitas partículas de willemita com alta taxa cinética de flotação. As demais etapas se encarregam de aumentar a recuperação global. Esta observação foi fundamental para o planejamento dos testes industriais com o circuito modificado. Nos testes 06 e 07 como mostra a tabela 7.9 não apresentou um comportamento favorável, ficando evidenciado um efeito negativo sobre a recuperação de teores de alimentação inferiores a aproximadamente 13,5% de zinco. A massa processada não foi afetada por estes teores mais baixos.



### 7.3 Testes industriais

A figura 7.12 ilustra o fluxograma modificado

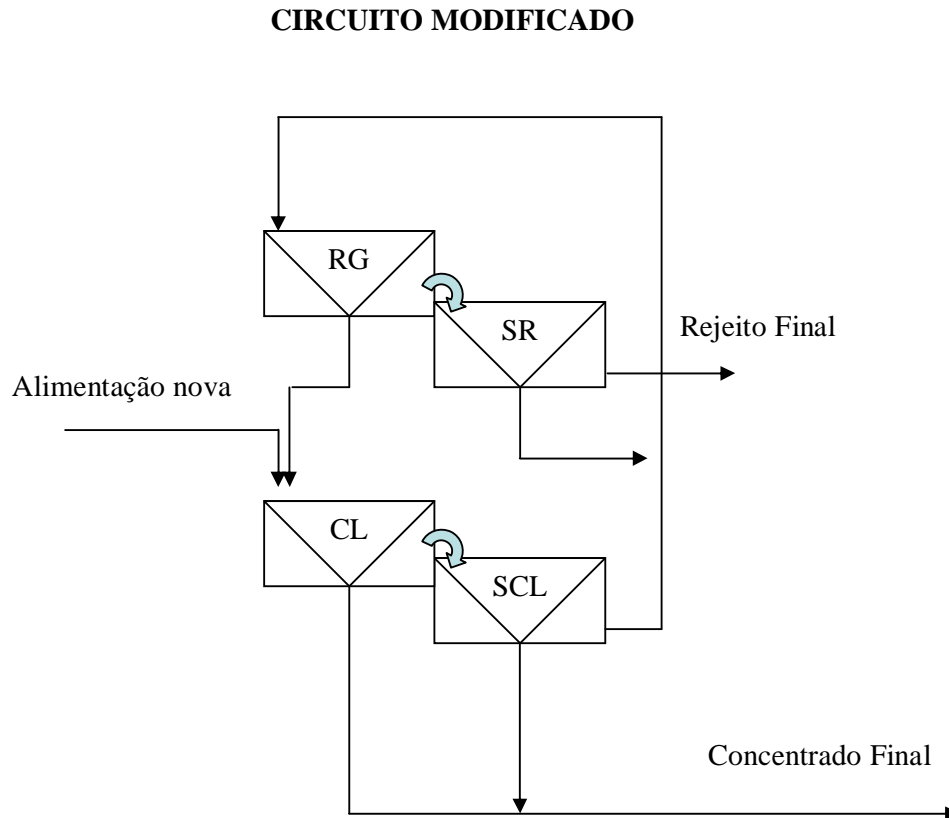


Figura 7.12: Representação esquemática do circuito de flotação modificado.

O estudo envolveu a otimização do processo, com a utilização de todo o circuito, eliminando ociosidades e diminuindo a recirculação de minérios de alta flotabilidade, aumentando o tempo de residência e obtendo o concentrado atendendo a especificação de teor no primeiro estágio de flotação (43,5% Zn).

Testes realizados em laboratório apresentaram um comportamento favorável à mudança do circuito para teores de alimentação acima de 14,0% zinco, alterando-se o tempo de flotação do primeiro estágio de 1,0min para 45s, reduzindo a massa e obtendo-se um concentrado de maior teor. Com relação aos reagentes, foi observada a necessidade de

aumentar o tempo de condicionamento dos principais reagentes sulfeto de sódio (ativador) e a amina (coletor).

Após confirmação dos resultados em testes de bancada foram realizadas as modificações na planta industrial conforme figura 7.12. Os parâmetros operacionais da britagem, moagem e flotação não foram alterados para não criar outras variáveis que poderiam afetar o resultado do teste industrial. Controles como dosagem e pontos de adição de reagentes, vazão mássica (t/h), %sólidos, teor de alimentação, aeração e agitação foram mantidos. Em setembro de 2006 foi realizado o teste com a expectativa de aumento de recuperação sem afetar a qualidade do concentrado final que não poderia ser alterada, porque qualquer redução no teor implicaria no aumento de outras espécies indesejáveis como Ca, Mg e Fe.

Quando o novo circuito entrou em operação, atingindo o regime desejável, foram observados os resultados apresentados na tabela 7.10 (concentrado) e tabela 7.11 (rejeito).

Tabela 7.10: Teores de concentrado no início da operação do circuito modificado

<b>CONCENTRADO</b>					
<b>% Zn</b>	<b>%Fe</b>	<b>% CaO</b>	<b>% MgO</b>	<b>% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>% SiO<sub>2</sub></b>
38,30	4,89	4,94	2,48	0,51	16,63
39,30	5,04	4,73	2,35	0,75	18,13
37,40	5,18	5,14	2,61	0,77	17,38
39,40	5,11	5,06	2,43	0,64	18,12
38,60	5,06	4,97	2,47	0,67	17,57
34,85	6,56	7,56	3,61	1,10	17,73
36,80	5,57	4,56	2,20	0,66	18,00
39,70	5,00	4,00	1,99	0,58	17,39
40,30	5,27	4,52	2,19	0,57	18,43
37,91	5,60	5,16	2,50	0,73	17,89
38,20	5,04	4,77	2,14	0,60	16,36
37,10	5,35	5,11	2,45	0,70	17,48
37,50	4,84	4,22	2,08	0,54	17,87
39,40	4,23	3,36	1,56	0,47	16,80
38,05	4,87	4,37	2,06	0,58	17,13
38,04	5,13	4,83	2,34	0,66	17,53

Tabela 7.11: Teores de rejeito no início da operação do circuito modificado

REJEITO						REC. %
% Zn	%Fe	% CaO	% MgO	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	
3,73	7,64	14,62	7,77	0,96	6,43	<b>84,61%</b>
3,62	7,51	15,35	8,46	0,99	7,14	<b>85,86%</b>
3,24	7,92	15,54	9,20	0,98	7,36	86,48%
3,95	7,59	14,77	8,30	0,97	7,21	<b>82,33%</b>
3,64	7,67	15,07	8,43	0,98	7,04	<b>84,85%</b>
3,34	7,07	14,73	8,20	0,97	6,30	<b>85,11%</b>
3,43	7,17	15,43	8,58	0,96	6,21	<b>85,45%</b>
3,23	7,22	14,84	8,11	0,99	7,26	<b>85,66%</b>
3,20	7,08	14,75	7,96	0,96	6,23	86,53%
3,30	7,14	14,94	8,21	0,97	6,50	<b>85,69%</b>
3,29	7,00	15,08	8,26	0,96	6,20	86,43%
3,34	7,02	15,53	8,44	0,96	6,30	86,28%
3,97	7,57	15,85	8,60	0,95	5,72	<b>85,63%</b>
3,53	7,20	15,49	8,43	0,96	6,07	<b>85,49%</b>
3,49	7,34	15,14	8,35	0,97	6,58	<b>85,37%</b>

O teor de concentrado estava muito baixo, aproximadamente 38%, e não atingia os valores satisfatórios para o atendimento das especificações do cliente. A recuperação em massa estava muito alta, acima de 34,0%, e recuperação global atingiu 85,37%.

Após vários ajustes e análises dos testes realizados em bancada e comparando os resultados obtidos, identificou-se que a baixa recuperação de partículas grosseiras e o grande arraste de lama para o concentrado estavam sendo influenciados por variáveis de processo.

O teste foi abortado e avaliado. Foram identificadas duas variáveis que estavam afetando significativamente o teor de Zn no concentrado: agitação e aeração. Esses parâmetros requeriam modificações. Partículas grosseiras não flotaram devido ao baixo

nível de agitação e à disposição do equipamento *engagement*, que favorece a movimentação das partículas do fundo das células, conforme figura 7.13.

O excesso de ar no processo aumentava a presença de finos (lamas) no concentrado. Como o circuito *cleaner* passou a receber todo o minério, o excesso de ar fez com que este circuito tivesse uma característica recuperadora e não apresentasse comportamento seletivo. Após regular a dosagem de ar e aumentando a agitação das partículas, o processo estabilizou e atingiu o programado.

A figura 7.14 apresenta o balanço de massa do circuito modificado. Observa-se que o tempo total de flotação aumentou de 34,9 para 60,0 min. Os dados foram obtidos foram tão satisfatórios que superaram as expectativas, dando condições de alimentar o processo, antes planejado para 107 t/h, com 120 t/h sem acréscimo de células no circuito.

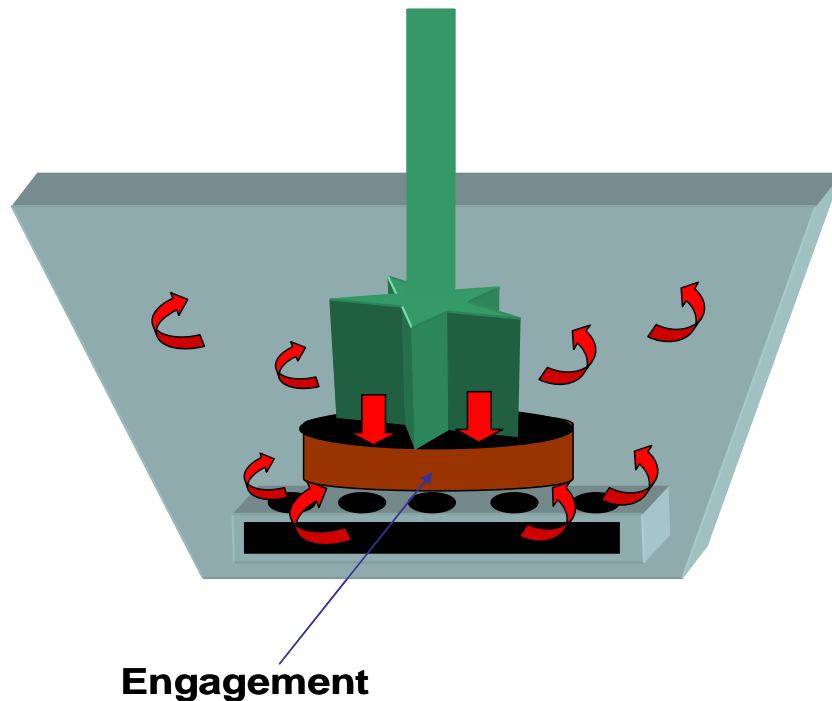


Figura 7.13: Representação esquemática do sistema de agitação da célula de flotação.

As tabelas 7.12 e 7.13 ilustram os resultados de teores de concentrado e rejeito, respectivamente, da amostragem industrial do circuito modificado após ajustes.

Tabela 7.12: Teores de concentrado após ajustes da operação do circuito modificado

<b>CONCENTRADO</b>					
<b>% Zn</b>	<b>%Fe</b>	<b>% CaO</b>	<b>% MgO</b>	<b>% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>% SiO<sub>2</sub></b>
44,11	6,39	3,58	1,63	0,25	17,84
45,11	6,00	3,73	1,66	0,43	17,01
43,26	7,01	4,16	1,95	0,29	16,70
43,25	6,93	4,06	2,50	0,40	18,15
43,93	6,58	3,88	1,94	0,34	17,43
40,07	7,87	5,07	2,71	0,58	17,40
41,21	7,31	4,68	2,65	0,62	18,16
45,86	5,63	3,41	1,86	0,45	19,26
45,17	5,85	3,37	1,96	0,30	19,34
43,08	6,67	4,13	2,30	0,49	18,54
43,54	6,03	4,20	2,43	0,39	17,86
43,55	6,26	4,27	2,56	0,42	18,21
44,26	5,62	3,57	2,03	0,44	18,58
48,78	4,18	2,38	1,16	0,49	19,88
45,03	5,52	3,61	2,05	0,44	18,63
43,66	6,40	3,87	2,09	0,42	18,20

Tabela 7.13: Teores de rejeito após ajustes da operação do circuito modificado

<b>REJEITO</b>						<b>REC. %</b>
<b>% Zn</b>	<b>%Fe</b>	<b>% CaO</b>	<b>% MgO</b>	<b>% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>% SiO<sub>2</sub></b>	
2,54	7,94	15,79	8,19	0,91	3,48	87,47%
2,70	7,98	16,04	8,56	0,95	5,12	87,08%
2,66	7,86	15,84	7,97	0,91	3,74	87,52%
2,22	7,48	15,82	7,77	0,91	4,35	89,43%
2,53	7,82	15,87	8,12	0,92	4,17	87,87%
2,04	7,27	15,65	7,63	0,91	4,16	89,85%
2,68	7,45	15,64	7,74	0,93	5,27	86,38%
2,70	7,76	15,80	7,86	0,91	4,70	86,85%
2,41	7,78	16,59	8,54	0,92	4,19	89,68%
2,46	7,57	15,92	7,94	0,92	4,58	88,23%
2,31	8,17	16,48	8,46	0,94	5,21	89,53%
3,04	7,64	15,71	7,95	0,96	6,06	87,89%
3,07	7,36	17,29	9,10	0,92	4,14	87,99%
2,63	7,07	16,11	8,17	0,91	3,44	88,45%
2,76	7,56	16,40	8,42	0,93	4,71	88,41%
2,58	7,65	16,06	8,16	0,92	4,49	88,11%

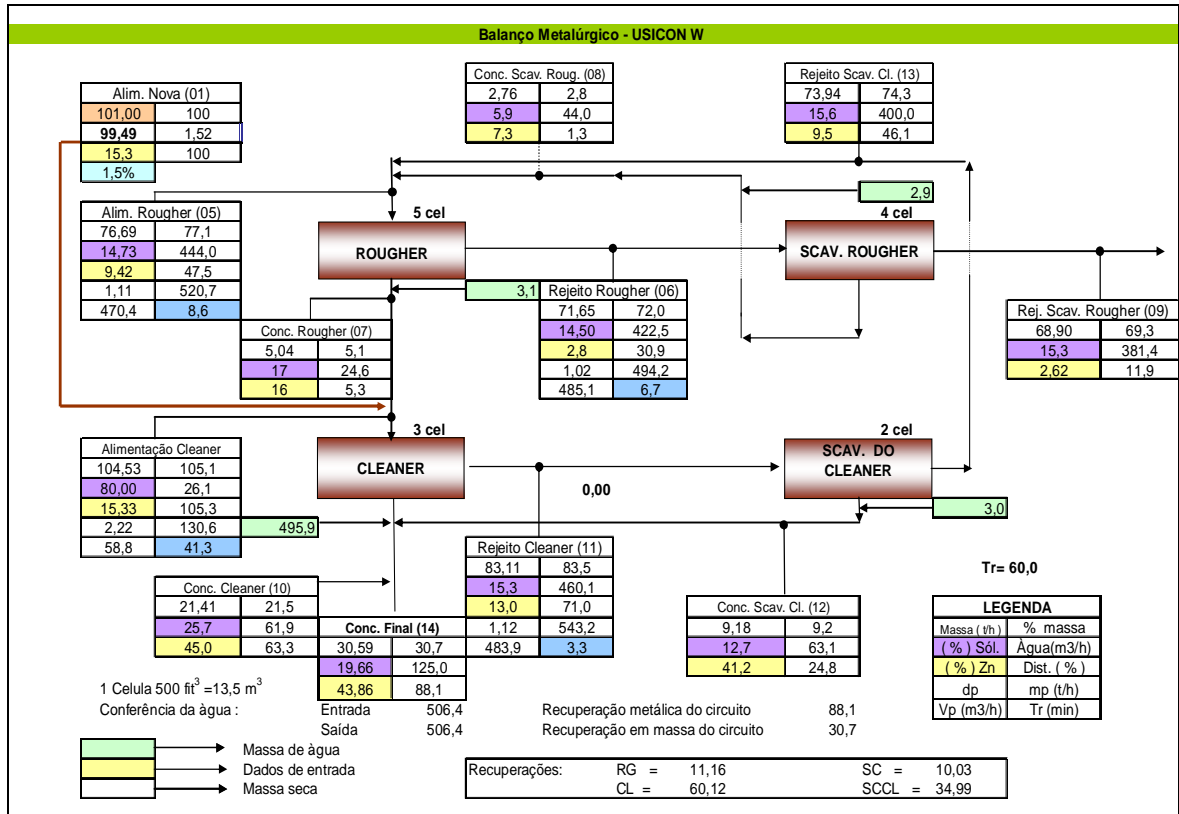


Figura 7.14: Representação esquemática do balanço de massa do circuito de flotação modificado.

## 8. CONCLUSÕES

A caracterização mineralógica mostrou um elevado grau de liberação da willemita no minério de Vazante, já na fração -0,149 + 0,074mm.

Os testes de laboratório mostraram um elevado percentual de partículas de willemita com alta taxa cinética de flotação, causando ociosidade da etapa *scavenger do cleaner*.

No circuito modificado a alimentação foi transferida para o estágio *cleaner* passando a etapa *rougher* a ser utilizada na recuperação de partículas grossas, não liberadas.

Para que o circuito atingisse o desempenho esperado foram necessários ajustes operacionais, a saber: aumento do tempo de residência no condicionamento, redução da vazão do ar forçado nas etapas *cleaner e scavenger do cleaner* e adequação do sistema de agitação fazendo com que as partículas de willemita em trajetória descendente encontre o fluxo ascendente de bolhas de ar.

Os resultados metalúrgicos foram aumento da recuperação global de zinco de 85,3% para 88,0%, mantido o teor de zinco no concentrado em 43,5% e aumento da capacidade da flotação de 98t/h de alimentação para 120 t/h, índices obtidos com teores de alimentação não inferiores a 13,5% de zinco.

## 9. 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.

BALTAR, C.A.M., 1980, *Flotação de Minérios Oxidados de Zinco. Uma Revisão da Literatura*. CETEM, *Série Tecnologia Mineral*, no 13, 27 p.

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

BILLI, M.; QUAI, V., 1963, *Developments and Results obtained in the Treatment of Zinc Oxide Ores at AMMI Mines*. *Proceedings VI International mineral processing Congress*. Cannes. p. 631-649.

BORGES, A.A.M., 1993, *Influência do Estado de Dispersão na Flotação de Minério Oxidado de zinco*, Dissertação de Mestrado, CPGEM UFMG.

BORGES, A.A.M.; PERES, A.E.C., 1993, *Influência do Estado de Dispersão na Flotação de Minério Oxidado de Zinco*, *Anais II Congresso Italo-Brasiliano d'Ingenieria Mineraria*, São Paulo, p. 769-790.

BUSTAMANTE, H.; SHERGOLD, H.L., 1983 a, *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.

BUSTAMANTE, H.; SHERGOLD, H.L., 1983 b, *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.



CARVALHO, M.A.; SILVA, T.A.V.; PEREIRA, C.A.; PERES, A.E.C., 2007, Optimization of Willemite Flotation, XII Balkan Mineral Processing Congress, p.195-200.

CASES, J.M.; TRABELSI, K.; PREDALI, J.J.; BRION, D., 1979, Concentration par Flottation d'um Minerai d'Oxyde de Zinc et de Plomb. Proceedings XIII International Mineral Processing Congress, Varsaw, v. 1, p. 94-121.

CICCU, R.; CURRELI, L.; GHIANI, M., 1979, The Beneficiation of Lean Semioxidized Lead-Zinc Ores. Technical and Economical Evaluation of Different Flotation Flowsheets Applied to Sardinian Ores. Proceedings XIII International Mineral Processing Congress, Varsaw, v. 1, p. 124-143.

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

DIDEM/DNPM e Mineral Commodity Summaries, 2007. [www.dnpm.gov.br](http://www.dnpm.gov.br), pesquisado em 15/12/07.

DOWN, R.F.; TURNER, J., 1970, Concentration of Oxide Ores at Tynagh. In: Rausch, D.O.; Mariacher, B.C. eds. AIME World Symposium on Mining and Metallurgy of Lead & Zinc, AIME, New York, p. 710-731.

FERRARA, G.; PRUNA, V.; Quay, V., 1970. Treatment Methods of Oxidized Lead-Zinc Ores at AMMI's Mines in Sardinia. In: Rausch, D.O.; Mariacher, B.C. eds. AIME World Symposium on Mining and Metallurgy of Lead & Zinc, AIME, New York, p. 732-750.

GAUDIN, A.M., 1932, Flotation, Mc-Graw-Hill, New York.

GALÉRY, R.; PERES, A.E.C., 1986, Estudo de Dispersão no Sistema Willemita/Dolomita, Metalurgia, v. 42, no 340, p. 153-156.

GALÉRY, R., 1985, Influência do Estado de Dispersão na Flutuabilidade do Sistema Willemita/Dolomita, Dissertação de Mestrado, CPGEM UFMG.

HOSSEINI, S.H., 2007, Selective Flotation of Iranian Angooran Oxidised Zinc Ore Using Cationic, Anionic and Mixed Collectors, XII Balkan Mineral Processing Congress, p.219-225.

HOSSEINI, S.H., FORSSBERG, E., 2006 a, Adsorption Studies of Smithsonite Flotation Using Dodecylamine and Oleic Acid, Minerals & Metallurgical Processing, v. 23, no 2, p. 87-96.

HOSSEINI, S.H., FORSSBERG, E., 2006 b, Physicochemical Studies of Smithsonite Flotation Using Mixed Cationic/Anionic Collector, Minerals Engineering, v. 20, no 6, p. 621-624.

JOLLY, J.H., 1997, A History, Statistics, and Glossary, Baltimore, Maryland, 312 p.

van LIERDE, 1969, Amélioration de la Flottation des Minerais Oxydés de Cuivre, plomo et Zinc à Gangue Calcaire ou Dolomitique à l'Aide de Polymères d'Acide Acrylique, Thèse, Université Catholique de Louvain.

MARTINS, L., 2007, Estudo da Flotação de Minério Silicatado de Zinco sem a Etapa de Deslamagem, Dissertação de Mestrado, CPGEM UFMG.

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.

MOREIRA, W.R.; CARVALHO, M.A.; SILVA, T.A.V.; PEREIRA, C.A., 2005, Estudo do Efeito da Temperatura no Processo de Concentração por flotação da

Willemita, Anais XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, v. 1, p. 373-378.

OLIVEIRA, H.; RUSSO, M.L.C.; PEREIRA, C.A., 2005, Flotação de Silicatado de Zinco (Calamina), Anais XXI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, v. 1, p. 379-384.

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

PERES, A.E.C.; BORGES, A.A.M.; GALÉRY, R., 1994, The Effect of the Dispersion Degree on the Floatability of an Oxidized Zinc Ore, Minerals Engineering, v. 7. n0. 11, p. 1435-1439.

PERES, A.E.C.; COELHO, E.M., 1974, Concentração em Mesa Vibratória e Flutuação do Minério de Zinco de Vazante. Preprints II Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia. Rio de Janeiro, p. 12-22.

RAFFINOT, P.G., 1970, Monograph of Four Ore-Dressing Plants Owned by the Société Minière et Metallurgique de Penarroya Treating Oxidized Ores of Lead and Zinc. In: Rausch, D.O.; Mariacher, B.C. eds. AIME World Symposium on Mining and Metallurgy of Lead & Zinc, AIME, New York, p. 770-811.

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

REY, M.; SITIA, G.; RAFFINOT, P.; FORMANEK, V., 1954, Flotation of Oxidized Zinc Ores, Mining Engineering, Transactions AIME, p. 416-420.

RUSSO, M.L.C., 2007, Beneficiamento de Rejeito de Minério de Zinco, Dissertação de Mestrado, PPGEM UFOP.

RUSSO, M.L.C.; MARTINS, E.M.; PEREIRA, C.A., 2007, Flotação de Rejeito de Minério de Zinco, Anais XXII Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa, v. 1, p. 359-365.

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, v.5, p. 411–419.

SALUM, M.J.G.; GALÉRY, R.; PERES, A. E.C., 1988, Developments in Mineral Processing, Elsevier, Amsterdam, v. 9, p. 155-164.

SALUM, M.J.G.; A.C.; PERES, A.E.C., 1984 a, Flutuabilidade dos Minerais Silicatados de Zinco com Amina em Sistema Sulfetizado, Anais XXXIX Congresso Anual da ABM, v.4, p. 15-30.

SALUM, M.J.G.; A.C.; PERES, A.E.C., 1984 b, Efeito da Concentração de Sulfeto de Sódio e pH de Sulfetização na Flotação Catiônica da Willemita, Anais X Encontro nacional de Tratamento de minérios e Hidrometalurgia, belo Horizonte, p. 81-85.

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.

SILVA, G.M.A., 1994, Estudos sobre o Estado de Agregação de um Minério de Ferro. Dissertação de Mestrado, CPGEM UFMG.

SILVA, T.A.V., 2006, Estudo de Reagentes na Flotação de Minério de Zinco, Dissertação de Mestrado, PPGEM UFOP.

SILVESTRE, M.O., 2007, Estudo do Estado de Dispersão das Partículas em Polpa de Minério Sulfetado de Chumbo-Zinco, Influência do Estado de Dispersão na Flotação de Minério Oxidado de Zinco, Dissertação de Mestrado, CPGEM UFMG.

VIANA, P.R.M.; PERES, A.E.C., 1983, Depressão de dolomita em Sistemas de Flotação de Não-Ferrosos, Metalurgia, São Paulo, v. 39, no. 309, p. 433-436.

VIANA, P.R.M.; PERES, A.E.C., 1982, Estudo da Flutuabilidade da Dolomita, Anais I Encontro do Hemisfério Sul sobre Tecnologia Mineral, Rio de Janeiro, p. 194-203.

VIANA, P.R.M., 1981, Estudo da Interação entre a Dolomita e Reagentes de Flotação, Dissertação de Mestrado, CPGEM UFMG.

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 do Minério Oxidado de Zinco de Minas Gerais. CETEM, Série Tecnologia Mineral, no 38, 20 p.