

MINISTÉRIO DAS MINAS E ENERGIA
DEPARTAMENTO NACIONAL DA PRODUÇÃO MINERAL
CONVÊNIO DNPM - CPRM

PHL
009644
2006

PROJETO
USINAS DE BENEFICIAMENTO
ESTUDO DE MINÉRIOS SULFETADOS
DE CHUMBO E ZINCO
RELATÓRIO FINAL

Carlos Adolpho M. Baltar
Francisco W. Hollanda Vidal

I-96

CPRM — SEDOTE	
ARQUIVO TÉCNICO	
Relatório n.º	1554
N.º de Volumes:	1 v: -5

CENTRO DE TECNOLOGIA MINERAL

1980

Í N D I C E

1. INTRODUÇÃO	1
2. REVISÃO DA BIBLIOGRAFIA	2
3. ESTUDO DO MERCADO DE CHUMBO	9
3.1 - Mercado Internacional	9
3.2 - Mercado Interno	13
4. MINERAÇÃO BOQUIRA S.A.	23
4.1 - Fluxograma da Usina Boquira	23
4.2 - Descrição do Fluxograma	28
4.2.1 - Cominuição	28
4.2.2 - Flotação	29
4.2.3 - Desague do Concentrado	32
4.3 - Pontos de Amostragem	33
4.4 - Caracterização do Minério	34
4.4.1 - Estudo de Distribuição Granulométrica... ..	34
4.4.2 - Estudo Mineralógico por Microscopia	35
4.4.3 - Estudo Mineralógico por Difração de Raios-X	38
4.4.4 - Análise Espectrográfica	38
4.4.5 - Análise Química Quantitativa	40
4.4.6 - Estudo de Liberação	46
4.5 - Comentário Geral e Conclusões	40

Í N D I C E

5. CHUMBO DO VALE DA RIBEIRA	56
5.1 - Jazidas	56
5.2 - Mineração	57
5.2.1 - Plumbum S.A.	57
5.2.2 - Eletro São Marcos: Perau	58
5.2.3 - Companhia Argentífera Furnas	59
5.3 - Usinas de Beneficiamento	61
5.4 - Metalurgia	63
5.5 - Comentário Geral e Conclusões	67
5.6 - Sugestões	69

BIBLIOGRAFIA

I. INTRODUÇÃO

O objetivo deste trabalho foi estudar a eficiência dos fluxogramas de beneficiamento de algumas das principais minerações de chumbo do País, bem como sugerir métodos ou processos alternativos para aumentar a recuperação das usinas consideradas mais deficientes.

Para atingir estes objetivos, dentro da programação estabelecida para o "Projeto Usinas de Beneficiamento de Chumbo", foram visitadas as principais minerações de chumbo, segundo dados obtidos junto aos Distritos do D.N.P.M., e em seguida realizadas as seguintes etapas:

- Levantamento dos fluxogramas de beneficiamento
- Amostragem em diferentes pontos da usina, julgados necessários
- Caracterização tecnológica do minério.

Na execução dos trabalhos, atendendo aos objetivos do projeto, estudaram-se as seguintes minerações:

- Plumbum: Mina da Boqueira na Bahia
Mina de Panelas e do Ribeirão do Rocha no Paraná
- Companhia Argentífera Furnas: Mina de Furnas em São Paulo
- Companhia Eletro São Marcos: Mina do Perau no Paraná

2. REVISÃO DA BIBLIOGRAFIA

Uma combinação de propriedades físicas e químicas torna o chumbo um dos mais úteis metais industriais da atualidade. Devido ao seu baixo ponto de fusão, o chumbo é utilizado em soldagens e na fabricação de tipos metálicos para impressão. O elevado peso específico do chumbo e de seus compostos é responsável pela sua constante utilização como anteparo para Raios-X e Raios-gama, bem como na fabricação de munições, por proporcionar alta velocidade de penetração aos projéteis e um mínimo desvio de trajetória. A conhecida ductilidade deste metal e suas ligas é aproveitada na fabricação de tubulações, chapas e revestimentos para cabos condutores. O chumbo oferece a vantagem de permitir a deformação mecânica, mantendo uma alta resistência à corrosão. O chumbo é amplamente utilizado como pigmento na fabricação de tintas, por formar compostos que apresentam intensa coloração. Devido a esta propriedade, o chumbo é também empregado na produção de esmaltes e vernizes. Compostos de chumbo são usados como anti-detonantes na gasolina. A mais importante aplicação industrial do chumbo, no entanto, é na fabricação de baterias elétricas, as quais são constituídas de grades de liga chumbo-antimônio compactadas com uma pasta de compostos de chumbo; a constituição da liga, permite às grades resistirem à corrosão ácida e conduzirem a eletricidade (1, 2, 3).

A galena (PbS) é o principal mineral de chumbo; possui peso específico 7,5, é condutor, e facilmente flotável com coletores do tipo thiol. Sulfetos de zinco e outros metais tais como cobre, prata, ouro, cádmio, etc., que geralmente ocorrem associados à galena, podem ser aproveitados como co-produtos, ou sub-produtos. Outros importantes minerais de chumbo são a cerussita ($PbCO_3$), e a anglesita ($PbSO_4$).

Métodos gravimétricos, tais como jigs e mesagens são ainda empregados por algumas empresas, geralmente com o objetivo de proporcionar uma pré-concentração, com a eliminação dos minerais leves de ganga.

No entanto, a seletividade em relação aos outros sulfetos e minerais pesados, é alcançada através do processo de flotação.

Para a flotação da galena, usualmente, utilizam-se xantatos (dithiocarbonatos). Estes coletores sulfidrílicos, caracterizam-se pela adsorção bastante seletiva que apresentam em relação às superfícies de minerais sulfurados, onde formam compostos de baixa solubilidade. Os xantatos, ao exemplo de outros coletores do tipo thiol, possuem uma reatividade química bastante elevada pelos íons de metais pesados. Estes coletores não adsorvem ativamente na interface ar/líquido, facilitando, por conseguinte, o controle da ação do agente espumante(4).

WARK e COX⁽⁵⁾, estudaram alguns fenômenos envolvidos na flotação de sulfetos com xantatos, e concluíram que, para cada xantato, o ângulo de contato máximo no equilíbrio é constante para todos os sulfetos, e aumenta com o número de átomos de carbono do grupo alquil. Para coletores similares, os autores encontraram, que apenas a parte não-polar do coletor influencia no ângulo de contato.

A natureza heterogênea das superfícies dos sulfetos dificulta o recobrimento completo da partícula mineral por uma mono-película do coletor. No entanto, um recobrimento apenas parcial da superfície já é suficiente para proporcionar a hidrofobicidade necessária à flotação do sulfeto^(6, 7, 8).

É provável⁽⁹⁾, que o mecanismo verificado na ação do xantato em superfícies sulfetadas seja o mesmo que ocorre com os outros coletores do tipo thiol.

Segundo GAUDIN⁽⁶⁾, o mecanismo da ação do coletor na superfície mineral é o problema central da teoria de flotação. Para o caso da flotação da galena com xantatos, esse mecanismo tem sido intensivamente estudado por vários pesquisadores.

Para WOODS⁽⁴⁾, a superfície mineral é inicialmente oxidada, para depois trocar íons com o coletor em solução e formar um composto. Segundo SUTHERLAND e WARK⁽¹⁰⁾, em geral, o xantato é adsorvido na superfície sulfurada por troca iônica na camada elétrica dupla.

FINELSTEIN, e colaboradores⁽⁹⁾, através de determinações da concentração de enxofre e de xantato na superfície de sulfetos de diferentes procedências, após testes de microflotação, concluíram que a entidade hidrofóbica responsável pela ação coletora do xantato pode ser o dixantógeno ou o xantato do metal, dependendo da natureza do mineral.

A captação de elétrons livres pelo oxigênio adsorvido quimicamente na superfície mineral, modifica o tipo de condutividade do mineral, tornando possível a adsorção dos íons de xantato e sua oxidação até transformá-los em dixantógeno. Foi comprovado que após a adsorção do coletor a superfície mineral apresenta películas mistas de xantato e dixantógeno, ou apenas o produto de reação entre os íons de xantato e os íons de metal⁽¹¹⁾.

Para POLING e LEJA⁽¹²⁾, apenas o dixantógeno, pode ser uma molécula apolar, pode se difundir através da camada dupla. Os autores acreditam que, a seguir, este composto reage com a superfície mineral proporcionando a formação de xantato do metal. O papel do oxigênio seria o da oxidação do xantato a dixantógeno, e o da oxidação da superfície mineral onde a reação provoca a dissolução dos íons do metal. Estes íons em solução reagem com íons do coletor, formando xantato do metal, o qual volta a adsorver-se à superfície mineral.

Foi demonstrado que todos os minerais sulfurados que flutam com xantato, flutam com dixantógeno. Para estes coletores o mecanismo consiste na oxidação do xantato a dixantógeno, seguida da adsorção do dixantógeno e sua redução a xantato do metal na superfície. Sendo assim, a adsorção do dixantógeno não seria apenas uma adsorção física, mas também química⁽¹¹⁾.

O papel fundamental do oxigênio na flotação dos sulfetos é salientado por diversos autores. Segundo FINKELSTEIN e colaboradores⁽⁹⁾, o oxigênio adsorve fortemente nos sulfetos, reduzindo a energia da superfície e por conseguinte a força de adesão das moléculas d'água.

Segundo POLING⁽¹²⁾, o papel desempenhado pelo oxigênio nas interações de coletores thiol com os sulfetos não é necessariamente o mesmo. Para o autor, o oxigênio pode alterar a natureza da superfície do sulfeto a fim de facilitar a adsorção química do thiol, através da formação de um thiolato de metal.

GLEMBOTSKII^(12, 13), salienta que os sulfatos formados na superfície oxidada da galena são incomparavelmente mais solúveis que os respectivos sulfetos, e como consequência, a polpa é enriquecida de íons de sulfato e metais pesados, os quais reagem com a superfície mineral e os reagentes da flotação.

A queda na flotabilidade da galena provocada por aumento de alcalinidade é atribuída, por COOK e NIXON⁽¹⁴⁾, à redução na concentração de ácido xântico. Os autores acreditam que a película hidrofóbica formada na superfície da galena é devido à adsorção, pelo mineral, do ácido formado pelo coletor no meio aquoso a partir da hidrólise de seu sal.

Como principal mineral acessório à galena, geralmente, aparece a esfalerita (blenda) um sulfeto de zinco, que na prática industrial é deprimido no primeiro estágio de flotação, e, a seguir, recuperado após condicionamento com um agente ativador.

Diversos pesquisadores constataram que a adsorção do xantato à superfície de esfalerita é bastante frágil. Os casos verificados na prática de flotação de esfalerita com xantatos devem-se à ativação, involuntária e incontrolável, devido à presença na polpa de sais de metais pesados originados do minério.

O cobre é o mais conhecido ativador da esfalerita, formando na superfície deste mineral uma película de sulfeto de cobre, que é bem menos solúvel que o sulfeto de zinco. Para FINKELSTEIN e colaboradores⁽⁹⁾, a adsorção do cobre à superfície da esfalerita significa uma menor tendência à ionização e hidrólise, e conseqüente enfraquecimento das forças residuais de hidratação.

Segundo GAUDIN⁽⁶⁾, apenas os xantatos de longa cadeia possuem poder coletor sob a esfalerita na ausência de sais metálicos. LASKOWSKY⁽¹¹⁾, lembra que na presença de água as partículas de esfalerita possuem carga negativa, o que impossibilita a adsorção dos anions de xantato.

Como na prática industrial não se pode eliminar completamente a presença de sais metálicos na polpa (e conseqüentemente, a ativação involuntária da esfalerita), é comum, quando se deseja a flotação da galena, o emprego de desativadores ou depressores. O mais conhecido desativador é o cianeto de sódio. O cianeto remove os íons ativadores de cobre da superfície da esfalerita^(8, 15). Os depressores são, em geral, reagentes que contêm sais de zinco, os quais formam espécies complexas de zinco hidrofílico na superfície da esfalerita, prevenindo sua flotação.

Interessante estudo foi desenvolvido por TRAIAR⁽¹⁶⁾, que condicionando separadamente, e em condições diferentes, as frações granulométricas finas e grosseiras, conseguiu melhor seletividade (usando apenas o coletor), que com o emprego de agentes modificadores tais como o sulfato de zinco, o sulfeto de sódio e o cianeto de potássio.

O autor justifica que para flotar as partículas mais grosseiras de galena necessitaria de uma concentração de coletor tal, que flotaria também as partículas intermediárias de esfalerita. Este problema é, então, contornado com o condicionamento em separado das frações granulométricas.

3. ESTUDO DO MERCADO DE CHUMBO

3.1 - Mercado Internacional

Entre os maiores possuidores mundiais de reservas⁽¹⁷⁾, colocam-se, em ordem de importância, ESTADOS UNIDOS DA AMÉRICA, AUSTRÁLIA e CANADÁ. Os demais países procuram medir sua produção em função de sua demanda, visando a continuidade de seu abastecimento de minério pelas suas reservas domésticas.

No contexto dos maiores produtores de minério⁽¹⁷⁾, encontram-se a URSS, EUA, AUSTRÁLIA e CANADÁ, acompanhando, assim, a ordem de grandeza dos grandes possuidores de reservas. No ano de 1979, a produção mundial de minério de chumbo alcançou cerca de 3.600 mil toneladas, tendo os quatro países anteriormente citados respondido por aproximadamente 52% total. O quadro ilustrativo da produção mundial de minério, período 1970 - 1979, apresenta uma continuidade de valores entre 3.400 mil e 3.600 mil toneladas no período abordado, com variações recíprocas de aumento e diminuição não superior a 8% ao ano, o que demonstra a estabilidade do mercado, como também a manutenção de hegemonia entre os principais produtores mundiais (Ver Tabela 1).

PAÍSES \ ANOS	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979
IUGOSLÁVIA	126,7	124,3	120,2	119,3	119,8	126,9	122,5	130,0	124,5	129,8
CANADÁ	357	394,8	376,3	387,8	301,4	352,5	244,0	327,6	365,8	341,8
EUA	540,3	546,7	584,9	569,8	615,8	576,5	565,5	550,0	541,0	531,5
MÉXICO	171,6	173,7	161,4	179,3	218,0	178,6	200,0	163,5	170,5	173,5
PERU	164,0	147,4	189,0	198,6	165,8	177,6	182,1	181,5	182,7	184,5
AUSTRÁLIA	456,7	403,6	396,0	402,8	375,3	407,8	397,4	432,2	400,3	415,4
U.R.S.S. *	470,0	500,0	530,0	570,0	590,0	600,0	600,0	625,0	600,0	600,0
R. P. DA CHINA *	110,0	120,0	125,0	130,0	140,0	140,0	140,0	150,0	150,0	150,0
R. D. P. DA COREIA*	70,0	80,0	80,0	90,0	120,0	120,0	110,0	110,0	105,0	104,0
SULGÁRIA *	93,0	100,0	102,0	105,0	110,0	108,0	110,0	117,0	117,0	116,0
OUTROS	923,9	909,8	906,0	895,1	864,6	834,1	835,6	868,2	861,8	852,5
TOTAL	3.455,4	3.500,3	3.570,8	3.647,7	3.620,7	3.622,0	3.507,0	3.655,0	3.618,6	3.599,3

Tabela I - Produção mundial de minério de chumbo. (17)

(*) Países de economia centralizada.

PAÍSES \ ANOS	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979
E.U.A.	741,4	715,9	766,2	759,3	791,0	771,0	1.107,2	1.169,1	1.188,4	1.114,9
U.R.S.S.*	540,0	580,0	600,0	640,0	660,0	660,0	600,0	620,0	640,0	640,0
REINO UNIDO	287,0	260,6	270,6	265,1	276,9	241,3	341,9	351,1	345,8	308,3
ALEMANIA OCCIDENTAL	305,4	302,0	273,4	302,6	321,4	260,2	337,4	373,5	389,2	366,9
AUSTRÁLIA	212,9	163,4	208,8	220,9	224,8	193,5	211,5	218,0	239,3	254,5
CANADÁ	185,6	160,3	186,9	187,0	126,4	171,5	231,0	240,6	254,1	240,8
MÉXICO	174,7	154,7	161,3	188,9	182,7	154,3	173,0	206,0	208,6	224,8
FRANÇA	170,0	150,5	186,9	186,4	197,2	169,3	194,7	205,8	208,2	221,7
JAPÃO	209,0	215,1	223,2	228,0	227,9	194,2	219,1	221,4	228,4	221,2
R. P. DA CHINA *	110,0	120,0	125,0	130,0	140,0	140,0	140,0	150,0	160,0	160,0
ESPAÑA	75,4	75,4	84,4	90,7	82,0	80,1	98,2	112,7	121,4	120,5
BULGÁRIA *	95,0	102,2	102,0	100,0	105,0	110,0	112,0	112,0	125,0	126,0
ITÁLIA	79,3	75,8	69,2	50,4	65,2	43,9	118,2	117,7	116,2	126,0
IUGOSLÁVIA	97,4	99,1	87,5	98,0	113,9	126,1	111,2	129,9	116,7	111,1
TOTAL	3.286,7	3.194,0	3.345,4	3.447,3	3.514,4	3.315,4	3.995,4	4.227,8	4.321,3	4.304,7

Tabela 2 - Produção mundial de chumbo refinado (17)

(* Países de economia centralizada.

PAÍSES \ ANOS	1970	1971	1972	1973	1974	1975	1976	1977	1978	1979
E.U.A.	594,2	935,9	1.016,3	1.093,2	1.055,1	820,1	1.269,1	1.413,0	1.398,7	1.293,0
U.R.S.S.*	490,0	530,0	560,0	600,0	630,0	620,0	610,0	620,0	640,0	640,0
REINO UNIDO	261,7	275,7	275,4	252,2	266,4	237,5	318,3	317,7	336,5	333,2
ALEMANHA OCIDENTAL	305,9	295,5	273,5	293,7	265,2	224,5	265,0	311,2	303,3	370,3
ALEMANHA ORIENTAL *	50,0	50,0	50,0	55,0	55,0	91,0	93,0	95,0	95,0	95,0
CANADÁ	54,7	54,7	63,8	69,1	65,2	57,4	107,7	110,8	113,0	112,9
MÉXICO	94,3	93,2	92,0	99,6	79,8	72,3	81,3	88,0	136,4	110,1
FRANÇA	192,5	185,4	202,0	213,7	217,9	190,3	225,1	210,4	211,7	205,2
JAPÃO	210,5	209,7	231,0	251,9	224,2	189,4	229,5	245,8	266,5	267,2
R. P. DA CHINA *	160,0	170,0	150,0	170,0	175,0	185,0	190,0	200,0	210,0	215,0
ESPAÑA	77,5	79,7	87,5	100,4	96,3	73,5	110,5	121,0	112,0	113,4
BULGÁRIA *	76,5	80,0	80,0	80,0	90,0	95,0	95,0	95,0	105,0	105,0
ITÁLIA	105,0	175,0	156,0	184,0	195,4	145,9	265,0	260,0	251,0	255,0
POLÓNIA *	70,0	75,8	81,5	87,0	84,0	89,5	92,0	85,9	96,2	95,0
TOTAL	3.135,5	3.244,6	3.412,6	3.609,8	3.523,5	3.091,7	3.957,8	4.176,5	4.278,3	4.219,3

Tabela 3 - Consumo mundial de chumbo refinado (17)

(*) Países de Economia Centralizada

Quanto aos produtores mundiais de chumbo refinado⁽¹⁷⁾, colocam-se em ordem de importância EUA, URSS, R.F. DA ALEMANHA e REINO UNIDO, com respectivamente, 1.115 mil toneladas; 640 mil toneladas; 368 mil toneladas e 367 mil toneladas (Ver Tabela 2). A produção destes países somada representou 58% da produção mundial no ano de 1979, produção esta que alcançou cerca de 4.300 mil toneladas. As variações ocorridas na produção mundial situaram-se em torno de 2,7% ao ano, mantendo-se de forma sempre crescente no período.

No tocante ao consumo mundial do refinado⁽¹⁷⁾, somou em 1979 um total aproximado de 4.200 mil toneladas, tendo os EUA situado a sua demanda em torno de 1.290 mil toneladas, seguidos da URSS com 640 mil toneladas e da R.F. DA ALEMANHA com cerca de 330 mil toneladas (Ver Tabela 3). O crescimento no período de 1970 - 1979 foi de 3% ao ano, não sendo esperadas mudanças até meados desta década.

3.2 - Mercado Interno

Possui, atualmente, o Brasil cerca de 14.000 mil toneladas de minério de chumbo⁽¹⁸⁾ com um teor médio em torno de 7,5% Pb contido, exceção feita para o jazimento de Boquira, no Estado da Bahia, com aproximadamente 10% de Pb contido. O total de metal contido não ultrapassa 250 mil toneladas e as reservas indicadas alcançam aproxima-

damente 5.000 mil toneladas no país, conforme demonstra o quadro de reservas nacionais (Ver Tabela 4).

Segundo o gerente da Plumbum André Emilianu Prieto, dificilmente o problema de exaustão das reservas de Pb conhecidas no Brasil será resolvido a curto prazo. Por tratar-se de uma pesquisa dispendiosa, tem-se observado, nesta área, um certo desestímulo dos empresários privados para investir em prospecção, não se constatando, assim, nenhum progresso na descoberta de novas reservas. Mesmo considerando que alguma jazida venha a ser descoberta a curto prazo, terá ainda que ser considerado o longo prazo para entrada de uma mina em operação (6 a 7 anos). Diante desse quadro, o grupo Cobrac-Plumbum tem voltado suas atenções para as importações de concentrados. Para isto, foram apresentados ao CONSIDER dois projetos para ampliação da capacidade instalada de suas duas usinas, no período de 79 a 81.

O mercado produtor nacional se configura como auto-suficiente em minério, importador de concentrado em grande escala e quase auto-suficiente no tocante ao metal primário. (Ver Tabela 5).

A produção nacional do minério⁽¹⁸⁾ manteve-se estável no período 1970 - 1979 não apresentando variações dignas de destaque, tendo, apenas, sofrido pequenos decréscimos sucessivos a partir do ano de 1973, motivados pelo aumento das importações do concentrado, visto que os consumidores passaram a dar preferência pela compra do produto no exterior por causa dos seus elevados custos de produção

Unid.: 1.000 t.

ESTADO E MUNICÍPIO	MEDIDA			INDICADA	INFERIDA
	MINERIO	METAL CONTIDO	TEOR (% Pb)	MINERIO	MINERIO
<u>BAHIA</u>	321	32	10,5	665	326
Boquira	321	32		665	326
<u>MINAS GERAIS</u>	13.351	202	1,5	4.052	-
Paracatu	13.351	202		4.052	-
<u>PARANÁ</u>	464	22		481	209
Andrianópolis/ Cerro Azul	60	3	4,3	90	77
Andrianópolis/ Cerro Azul	404	19	4,7	388	123
	-	-	-	3	9
<u>SÃO PAULO</u>	8	1	-	1	-
Iporanga	8	1	8,6	1	-
T O T A L	14.324	257	-	5.199	535

Tabela 4 - Reservas nacionais do chumbo⁽¹⁸⁾.

Unid.: Toneladas

ANOS	MINERIO	CONCENTRADO	METÁLICO		
			PRIMARIO	SECUNDARIO	TOTAL
1970	354.046	41.420	19.451	16.000	34.451
1971	353.720	47.210	25.737	20.000	45.737
1972	374.201	48.155	25.007	22.000	47.007
1973	324.122	40.831	38.400	24.000	62.400
1974	304.125	38.746	41.686	21.100	62.786
1975	304.077	38.889	37.540	25.200	67.740
1976	282.688	33.235	43.672	26.600	70.272
1977	266.375	30.950	48.287	29.000	77.287
1978	283.472	32.257	47.215	26.092	73.307
1979	330.559	35.924	55.084	41.700	96.784

Tabela 5 - Produção nacional de chumbo (18)

no mercado interno. Em 1979 a produção voltou a crescer chegando a um total aproximado de 330 mil 500 toneladas, ficando, mesmo assim, abaixo da produção de 1970 que alcançou 350 mil toneladas.

Quanto à produção do concentrado⁽¹⁸⁾, esta vem acusando decréscimos a partir do ano de 1973 quando alcançou cerca de 41 mil toneladas, chegando ao ano de 1979 com uma produção de aproximadamente 36 mil toneladas. Com a análise da participação do concentrado nacional no consumo interno, pode-se confirmar esta afirmação: sabendo-se que em 1973 o concentrado nacional representou 89% do consumo interno, em 1979 alcançou apenas 46% das necessidades domésticas.

O mercado do metal⁽¹⁸⁾, no espaço temporal 1970 - 1979, apresentou-se com grande participação do produto secundário, mantendo o produto primário uma participação média de 60% ficando o restante sendo abastecido pelo secundário de origem nacional, situação esta de caráter permanente há aproximadamente 20 anos no país. O total produzido em 1979 somou 96.700 toneladas aproximadamente, provocando um crescimento médio geométrico de 10,9% ao ano em confronto com o ano de 1970 quando alcançou-se aproximadamente 34.450 toneladas. Atualmente no Brasil o único produtor de Pb metálico é o grupo Cobrac-Plumbum (pertencente à Société Metallurgique de Peñarroya), que além de explorar suas minas (Boquira, na Bahia, e Panelas/Ribeirão do Rocha, no Paraná) detém praticamente todas as concessões de pesquisa de Pb.

O consumo interno de chumbo no País, analisado no período 1970 - 1979, está voltado exclusivamente sob a forma de concentrado e de chumbo metálico. A estrutura de consumo do chumbo metálico no Brasil⁽¹⁹⁾, apresentado na tabela 6, tem a seguinte distribuição:

SETORES	PARTICIPAÇÃO(%)	SETORES/CONSUMO DE 1979 (toneladas)
Acumuladores	52,0	51.673
Cabos e Condutores	14,2	14.111
Ligas e Soldas	19,0	18.880
Óxidos e Pigmentos	3,9	3.875
Outros	10,9	10.831
TOTAL	100,0	99.370

Tabela 6 - Estrutura de consumo do chumbo metálico no Brasil⁽¹⁹⁾.

Para o período abordado, pode-se concluir que o consumo interno de chumbo tem se comportado de forma distinta para os três setores: o minério tem tido o seu consumo reduzido pela baixa na produção nacional motivada pelo aumento na compra do concentrado importado; este concentrado teve um decréscimo em sua produção de aproximadamente

14,0% em seu volume anual passando de 41.420 toneladas em 1970 para 35.924 toneladas em 1979 e o chumbo metálico alcançado um "pico" de 10,4% ao ano em sua demanda, chegando ao ano de 1979 com um total de quase 100 mil toneladas.

A Figura 1 apresenta um panorama da produção e importação de concentrado de chumbo no País, entre 1970 e 1979, visando a produção de chumbo primário (metal)⁽¹⁸⁾.

A Figura 2 mostra a produção de chumbo metálico no Brasil, no período de 1970 até 1979⁽¹⁸⁾.

As perspectivas para o mercado de concentrado são de dependência progressiva da demanda que estará em 1985 por volta de 122 mil toneladas se for considerada a mesma tendência da década de 70 (1970 - 1979), com uma taxa de crescimento de 7,8% ao ano e o possível aumento nas importações (Ver Tabela 7).

Quanto ao chumbo metálico, considerando-se as tendências observadas na série histórica abordada, encontrar-se-à o ano de 1985 com uma dependência em torno de 2.800 toneladas, com a demanda crescendo a 10,4% ao ano no período 1980 - 1985 e a oferta, no mesmo período, crescendo a uma taxa de 10,6% ao ano (Ver Tabela 7).

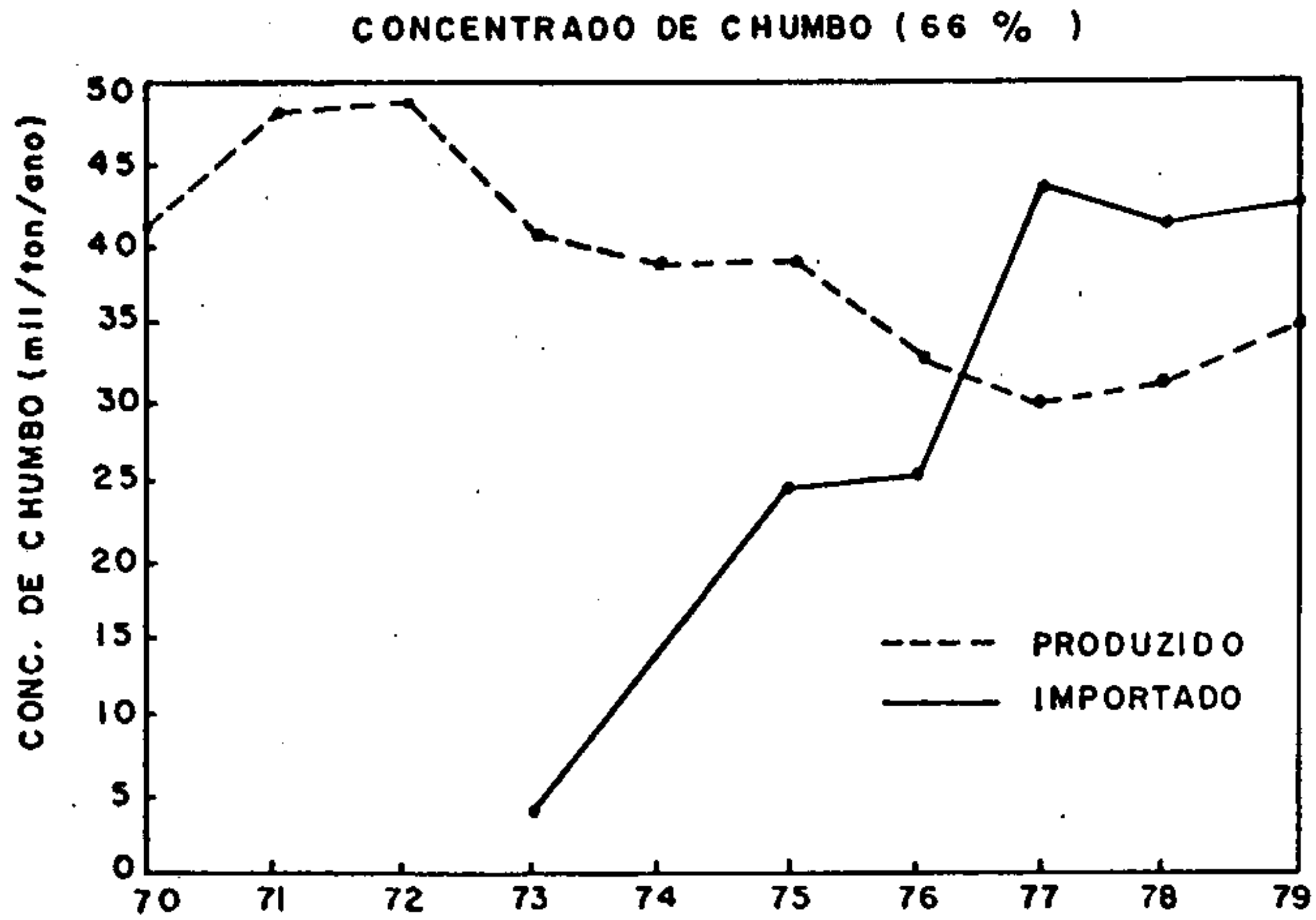


FIG. 1 - GRÁFICO DE IMPORTAÇÃO E PRODUÇÃO DE CONCENTRADO DE CHUMBO NO BRASIL⁽¹⁸⁾

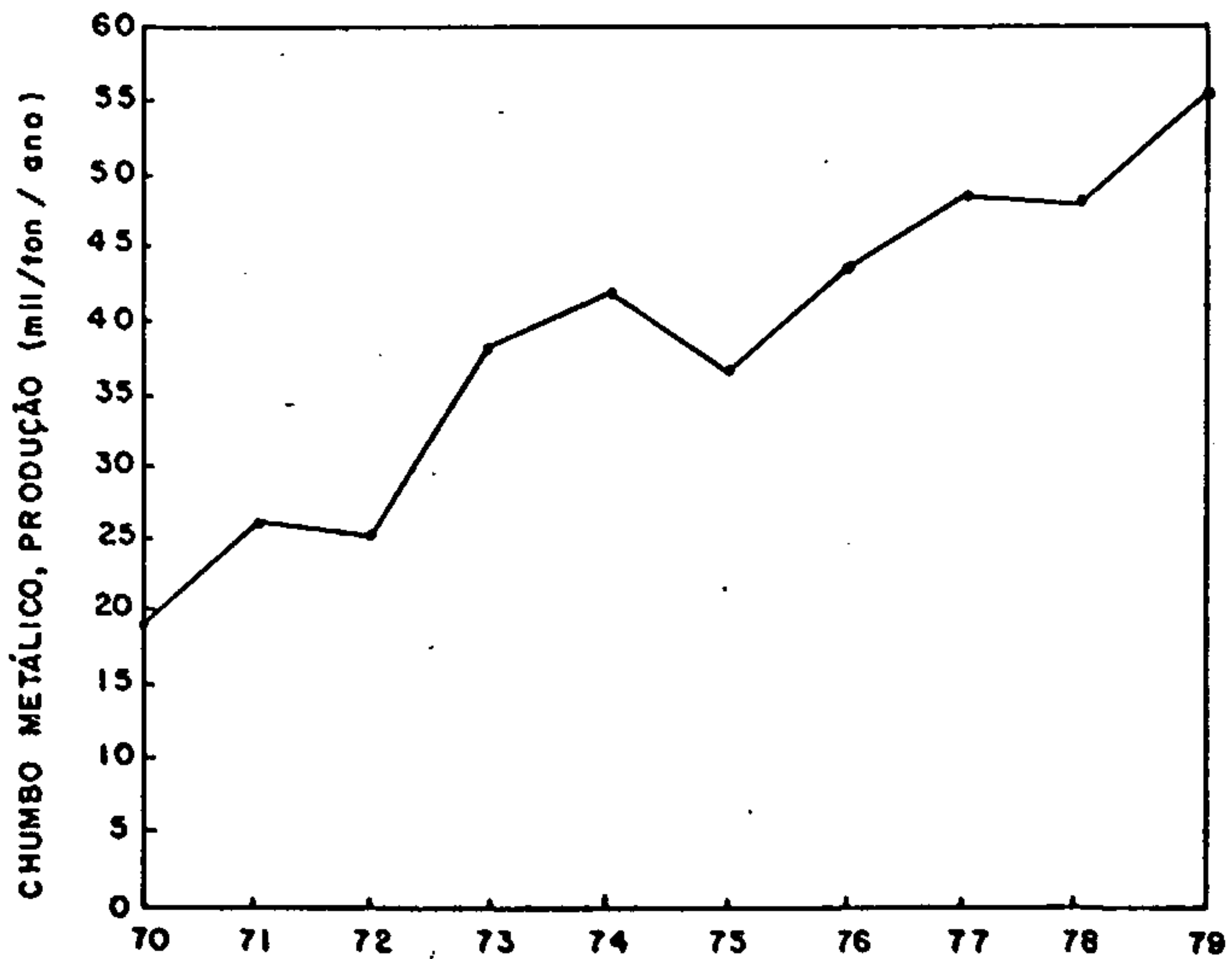


FIG. 2 - GRÁFICO DA PRODUÇÃO DE CHUMBO METÁLICO PRIMÁRIO NO BRASIL⁽¹⁸⁾

ANOS	CONCENTRADO			METÁLICO		
	OFERTA	DEMANDA	SALDO	OFERTA	DEMANDA	SALDO
1980	37.181	83.995	(46.814)	107.043	109.704	(2.661)
1981	38.482	90.546	(52.064)	118.390	121.112	(2.723)
1982	39.328	97.806	(57.780)	130.709	133.709	(2.770)
1983	41.222	105.521	(64.299)	144.818	147.615	(2.797)
1984	42.665	113.752	(71.087)	160.169	162.967	(2.348)
1985	44.158	122.625	(78.647)	177.147	179.916	(2.769)

Tabela 7 - Projeção do confronto oferta/demanda de chumbo beneficiado no Brasil (18, 19).

Notas: Concentrado = Projeção Demanda → Taxa de 7,8% ao ano sobre o consumo de 1979.

Projeção Oferta → Taxa de 3,5% ao ano sobre a produção de 1979.

Metálico = Projeção Demanda → Taxa de 10,4% ao ano sobre o consumo de 1979.

Projeção Oferta → Taxa de 10,6% ao ano sobre a produção de 1979.

Para o balanço das reservas nacionais de chumbo, podem ser considerados os seguintes parâmetros:

a) O Pb contido nas reservas medidas e indicadas nacionais considerando um teor médio de 7,5% permite avaliar uma reserva aproximada de 1.464.525 toneladas.

b) A demanda nacional de concentrado, projetada para o ano de 1985, é estimada em torno de 122.625 toneladas.

c) A demanda acumulada de concentrado, período 1980 - 1985, (614.047 toneladas) sendo subtraída do total das reservas medidas e indicadas em termos de Pb contido no ano de 1979 (aprox. 1.465.000 toneladas), permitiria uma disponibilidade de reservas de Pb contido em torno de 850.953 toneladas a partir de 1986.

Supondo-se que a demanda interna fosse totalmente suprida pela produção nacional e assim dividindo-se as reservas medidas e indicadas disponíveis em 1985, em termos de Pb contido (850.953 toneladas) pela demanda nacional de concentrado mantida constante ao nível do ano de 1985 (122.625 toneladas), ter-se-ia um tempo de vida útil para estas reservas estimado em quase 7 (sete) anos. Este panorama poderia ser modificado, embora moderadamente, caso fossem tomadas medidas que visassem um aumento das reservas nacionais, reduzindo, assim, a dependência externa, já que, é este o setor que se configura como o de maior apreensão para o mercado futuro nacional.

4. MINERAÇÃO BOQUIRA S.A.

A mina de Boquira está situada no Vale do São Francisco, a 440 km, de Salvador. Foi descoberta em 1952, avaliando-se, na época, uma reserva da ordem de 4.000 mil toneladas com teor médio de 8% de Pb. A jazida encontra-se em área constituída por rochas metassedimentares e metavulcânicas, onde predominam quartzitos de vários tipos, associados a conglomerados, xistos, itabiritos e anfibolitos. A mineralização é de natureza filonar, e ocorre em três áreas principais - Morro do Cruzeiro, Morro Sobrado e Morro Pelado (20, 21). A usina de beneficiamento, instalada junto à mina, foi inaugurada em 1959. A partir de 1972, passou a funcionar em duas etapas de flotação, sendo a segunda para a produção de concentrado de zinco. Atualmente a usina possui uma capacidade para tratar 850/900 toneladas de minério por dia.

4.1 - Fluxograma da Usina Boquira

O circuito de beneficiamento, consta, basicamente, de três etapas: cominuição (britagens primária e secundária, e moagem), concentração (por flotação) e desaguamento do concentrado (espessamento e filtração). O fluxograma simplificado é mostrado na Figura 3. As Figuras 4 e 5 apresentam detalhes dos circuitos de flotação. A Figura 6

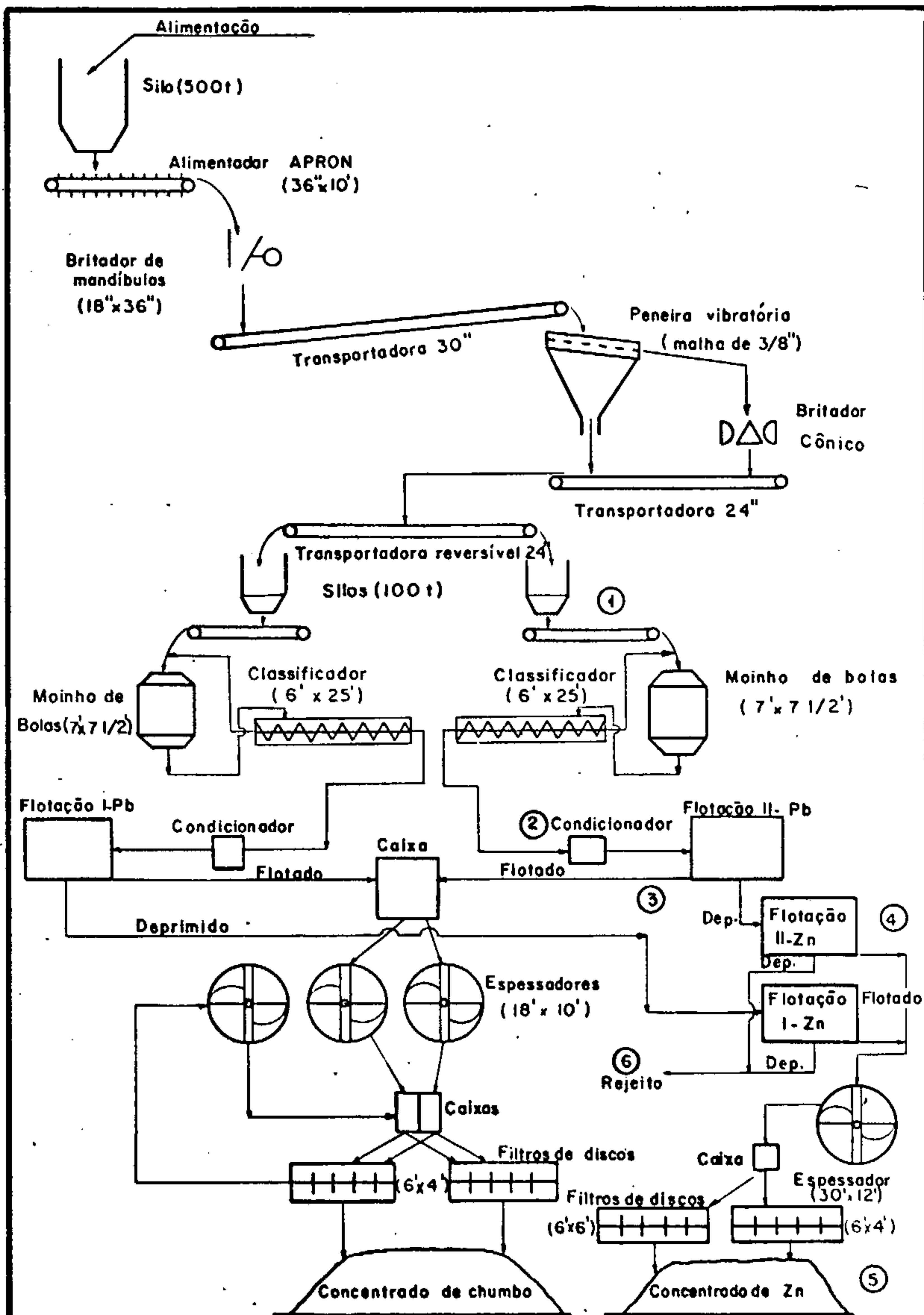


Fig. 3 - FLUXOGRAMA DE BENEFICIAMENTO DE Pb e Zn DA USINA DA BOQUIRA

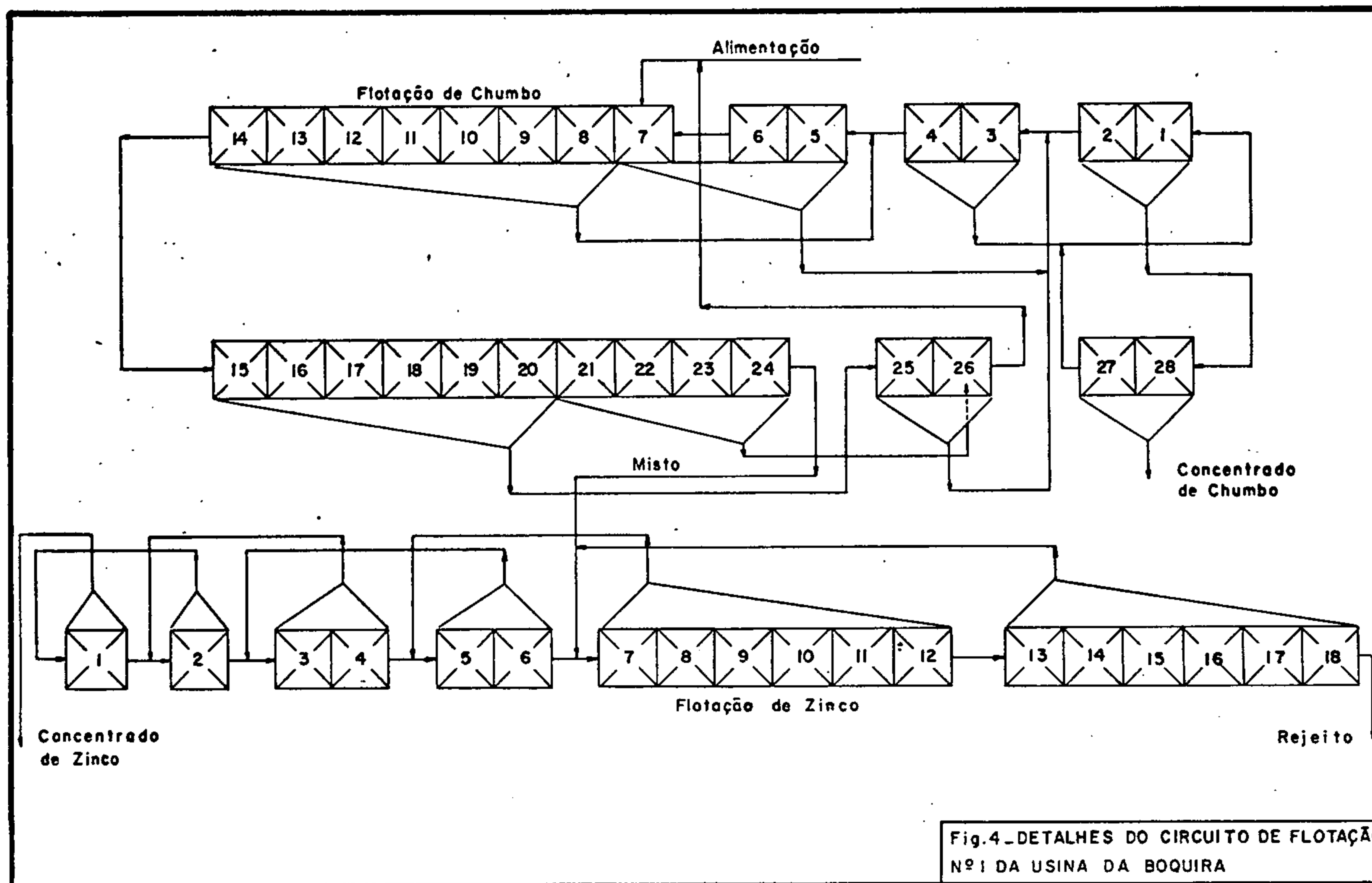


Fig.4 - DETALHES DO CIRCUITO DE FLOTAÇÃO Nº 1 DA USINA DA BOQUIRA

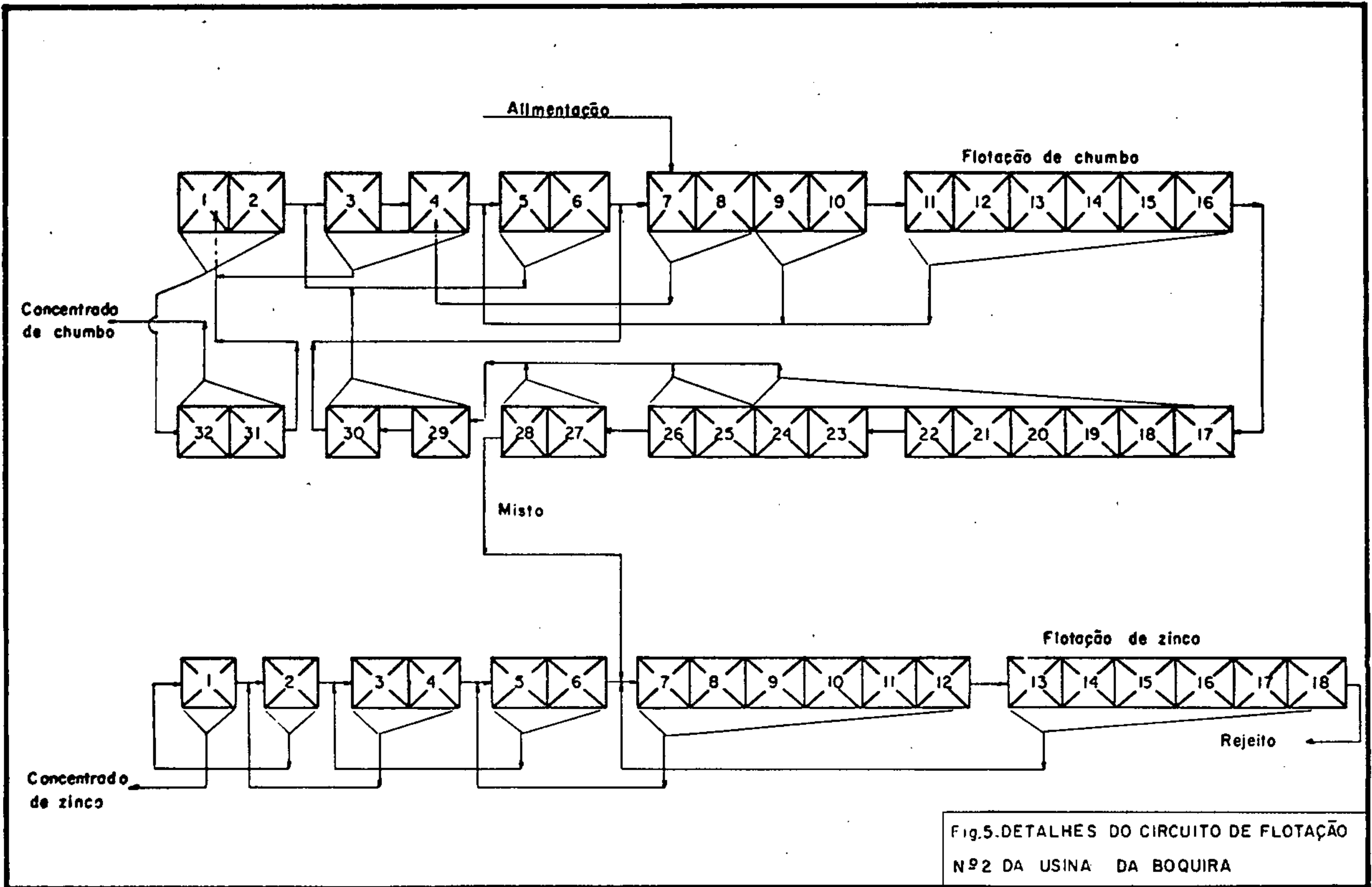


Fig.5.DETALHES DO CIRCUITO DE FLOTAÇÃO Nº2 DA USINA DA BOQUIRA

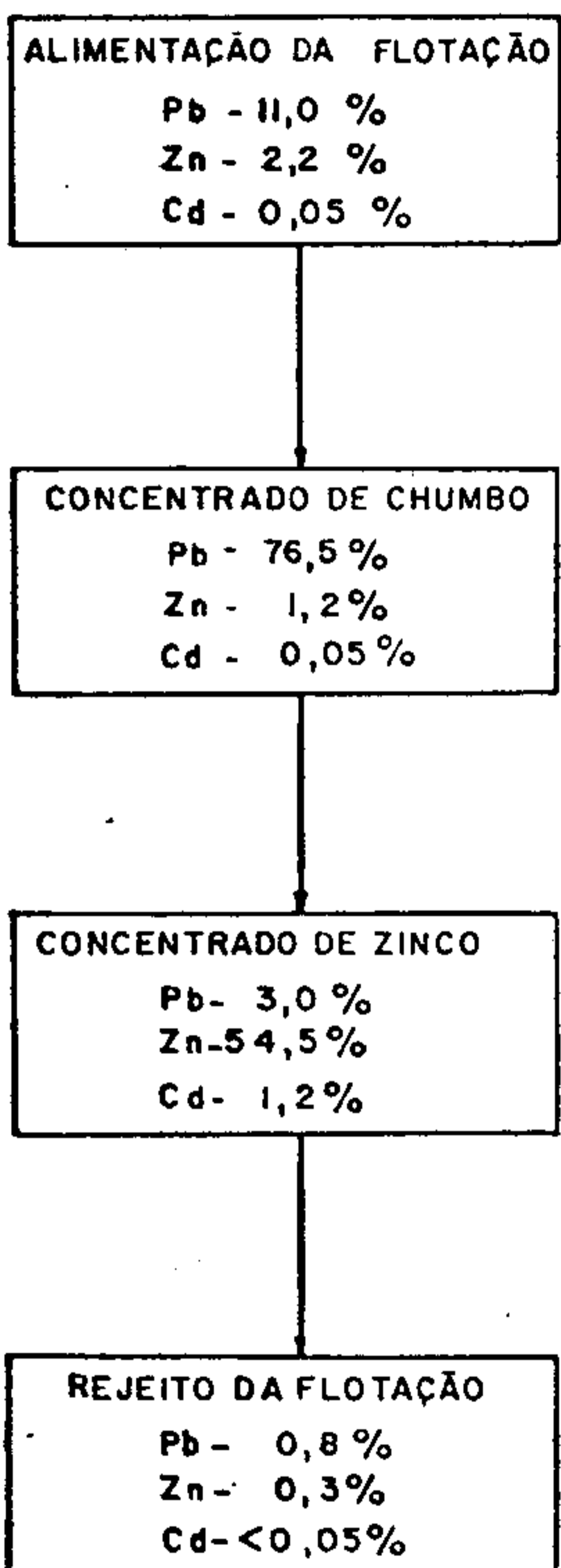


Fig.6 - TEORES OBTIDOS NOS PRINCIPAIS PONTOS DO CIRCUITO DA USINA DA BOQUIRA

mostra um resumo dos teores obtidos em cada ponto amostrado.

4.2 - Descrição do Fluxograma

O minério, após ser descarregado, por caminhão, num silo com capacidade para 500 toneladas, é levado por um alimentador "APRON" (36" x 10') ao circuito de beneficiamento, o qual compreende três etapas (cominuição, flotação e desaguamento).

4.2.1 - Cominuição

O material proveniente do silo (- 600mm) alimenta um britador de mandíbulas "DENVER", tipo J, (18" x 36"); a seguir, é conduzido por uma correia transportadora de 30", até uma peneira vibratória com malha de 3/8". O "oversize" dessa peneira segue para a fragmentação secundária, realizado por um britador cônico "NORDBERG" tipo "Symons Short Head" de 3' de diâmetro. Todo material é conduzido por uma correia transportadora de 24" a uma outra correia transportadora de 24" reversível que, por sua vez, alimenta dois circuitos de moagem que funciona em paralelo. Em ambos circuitos, a correia reversível despeja o material num silo com capacidade para 100 toneladas e abertura de saída regulável; daí o minério (granulometria abaixo de 12 mm) é transportado

por correia a um moinho de bolas "DENVER" tipo C (7' X 7 1/2') que opera em circuito fechado com um classificador de arraste "DENVER DUPLEX" (6' x 25'). Cianeto de sódio e sulfato de zinco são adicionados no moinho.

4.2.2 - Flotação

A usina de beneficiamento da Mineração Boqueira possui dois circuitos de flotação, funcionando em paralelo, para a obtenção do concentrado de chumbo, além de dois outros circuitos secundários para recuperação do zinco.

Em ambos circuitos, o minério moído (87% abaixo de 65 malhas) é, então, bombeada para dois condicionadores "MINEMET" (2000 l), onde é adicionado o Z-6 (amíl-xantato de potássio).

O primeiro circuito, apresentado na Figura 4, é composto por 28 células H-1000 "DENVER" (modificadas), assim dispostas; oito no "rougher", doze no "scavenger" e oito no "cleaner".

Após o condicionamento, a polpa do minério é alimentada numa bateria "rougher" de oito células; o flotado da primeira célula junta-se ao flotado do primeiro "cleaner" e o flotado das demais células "rougher" alimenta o primeiro "cleaner"; o não-flotado segue para o "scavenger",

alimentando a primeira bateria composta de 10 células, de onde sai o rejeito do circuito e dois flotados, sendo que o produto das seis primeiras células alimenta a segunda bateria e o das quatro células finais entra diretamente na segunda célula da segunda bateria. O não-flotado da primeira bateria segue para o circuito de zinco, enquanto que o não-flotado da segunda bateria volta à alimentação do circuito. O flotado no "rougher" passa sucessivamente por quatro etapas de limpeza, havendo uma bateria de duas células em cada uma dessas etapas.

O não-flotado no "rougher" passa por um terceiro condicionador (onde se adiciona sulfato de sódio e o Z-6), antes de seguir para o "scavenger". Sulfato de sódio é também colocado no percurso do classificador para o primeiro condicionador, e o metil isobutil na alimentação do circuito.

No segundo circuito, composto por 32 células A e H 1000 "MINEMET" (12 rougher, 8 cleaner e 12 scavenger), como pode ser observada na Figura 5, o minério condicionado segue para a flotação, passando inicialmente por uma bateria de quatro células; o flotado das duas primeiras alimenta o segundo "cleaner", enquanto o flotado das duas últimas alimenta o primeiro "cleaner", o não-flotado passa por uma bateria de 6 células, de onde segue um flotado para alimentar o primeiro "cleaner" e um não-flotado para o

"scavenger". Esta operação é realizada por 12 células, das quais sai um rejeito e um flotado que retorna ao "rougher" por uma bateria de duas células, o flotado dessa bateria alimenta o segundo "cleaner", enquanto o não-flotado junta-se à alimentação do circuito. A operação de limpeza do concentrado, como no primeiro circuito, é realizada em quatro etapas, havendo duas células em cada uma delas; dessa forma, o flotado do primeiro "cleaner" alimenta o segundo, o flotado deste alimenta o terceiro, e assim sucessivamente o mesmo acontecendo no sentido inverso com o não-flotado.

A adição de reagentes ocorre como no primeiro circuito. O rejeito dos circuitos do chumbo, é ativado pelo sulfato de cobre, a fim de que se possa fazer a recuperação de zinco no circuito posterior.

Após ser ativada, a polpa é condicionada (condicionador "MINEMET" 2000 I) com xantato Z-6; a seguir, no percurso para as células, adiciona-se o "AEROFLOAT-31". Cada um dos circuitos de zinco possui 18 células "MINEMET" (16 H 1000 e 2 A 1000).

O "rougher" deste circuito é efetivado através de seis células. O flotado "rougher" alimenta o primeiro "cleaner", enquanto o não flotado segue para a operação de "scavenger", realizada por uma bateria de seis células, de onde sai o rejeito final da usina e um flotado que volta ao ponto de alimentação do circuito. O "cleaner" por sua vez, é realizado em quatro etapas: nas duas iniciais há

uma bateria de duas células, enquanto o terceiro e quarto "cleaner" é feito em apenas uma célula. É adicionado óleo de pinho no percurso do "rougher" para o "scavenger". A Tabela 8 apresenta o consumo de reagentes utilizados na usina da Roquira.

REAGENTES	CONSUMO (g/t)	PONTO DE ADIÇÃO
Cianeto de Sódio	135	Moinho
Sulfato de Zinco	274	Moinho
Sulfeto de Sódio	1.818	Depois da moagem, 3º condicionador
Xantato Z-6	93	Condicionador
Sulfato de Cobre	215	Entrada do circuito de Zinco
Aerofloat - 31	7	Alimentação do circuito de Zinco
MIRC	23	Alimentação do circuito de Chum <u>b</u> o
Óleo de Pinho	17	Scavenger do circuito de Zinco

Tabela 8 - Consumo e pontos de adição dos reagentes utilizados na usina de beneficiamento da Roquira.

4.2.3 - Desague do Concentrado

O concentrado de chumbo obtido por flotação passa por uma caixa de distribuição de onde é enviada

para dois espessadores "DENVER" (18' x 10'); o espessado passa por duas caixas de distribuição, sendo, a seguir, bombeado para dois filtros "DENVER" (6' x 4' - com oito discos e 80 palhetas). A fração que passa no filtro é, ainda, recuperada num terceiro espessador (Ver Figura 3) idêntico aos anteriores, de onde sai um espessado que retorna aos filtros. O "over-flow" dos espessadores segue para as caixas de recuperação, já que a água é escassa na Região. Dos filtros sai o concentrado de chumbo que é empilhado e, a seguir, colocado em caminhões.

No circuito do zinco, o concentrado é desaguado num único espessador "DENVER" (30' x 12'), de onde o espessado é bombeado para uma caixa de distribuição antes dos dois filtros "DENVER" (6' x 6' - com 6 discos, 80 palhetas e 6' x 4' - com 4 discos, 40 palhetas). O "over-flow" do espessador segue para caixas de recuperação d'água e o concentrado desaguado é empilhado para posterior embarque.

4.3 - Pontos de Amostragem

Foram tomadas amostras em cinco diferentes pontos do circuito e na pilha do concentrado de zinco. As amostras do circuito são compostas de alíquotas retiradas em intervalos de 15 minutos.

Para a retirada de uma amostra representativa da alimentação da usina, escolheu-se a correia transportadora que alimenta o moinho, como ponto de amostragem. Na saída do classificador de arraste, retirou-se amostra representativa da alimentação da flotação. As demais amostras (concentrado de chumbo, concentrado de zinco e rejeito final) foram coletadas nos amostradores automáticos. Na retirada das amostras não foi marcado o período de tempo para o cálculo de vazão.

4.4 - Caracterização do Minério

A caracterização do minério constou de estudo mineralógico ao microscópio, análise química quantitativa, análise espectrográfica semi-quantitativa, e difração de Raios-X. Além disso, realizou-se a análise granulométrica de cada amostra e o estudo de liberação.

4.4.1 - Estudo de Distribuição Granulométrica

Foi feita uma análise da distribuição granulométrica das amostras representativas da alimentação da flotação, concentrado de chumbo, concentrado de zinco e rejeito da flotação. Observou-se que todo concentrado de chumbo está a uma granulometria abaixo de 65 malhas, enquan

to, 13,3% (em peso) da alimentação de flotação está acima dessa granulometria. O resultado obtido para cada amostra é apresentado na Tabela 9. A Tabela 10 mostra a percentagem de material que passa em cada peneira.

4.4.2 - Estudo Mineralógico por Microscopia

a) Caracterização Microscópica

Amostra representativa da alimentação da usina foi examinada em lupa binocular e em microscópio através de lâmina delgada. Observou-se que o minério é constituído essencialmente, por anfibólios (do tipo tremolita-actinolita), micas (clorita e biotita), carbonatos (predominando a calcita) e opacos (galena, magnetita e blenda). Em lâmina delgada constatou-se a presença de raros cristais de blenda. Posteriormente observou-se, através de lupa e seções polidas, uma razoável quantidade desse mineral. Foram ainda vistos raros grãos de quartzo.

b) Composição Mineralógica

Após a retirada do material magnético por imã de mão, foi feita, por contagem de grãos, uma estimativa de composição mineralógica da amostra. O resultado é apresentado na Tabela 11.

GRANULOMETRIA (Malhas)	(%) EM PESO DE CADA FRAÇÃO			
	Aliment. Flotação	Conc. Chumbo	Conc. Zinco	Rejeito Flotação
28 x 35	3,4	-	-	0,4
35 x 48	3,4	-	-	1,1
48 x 65	6,5	-	1,8	3,9
65 x 100	14,3	0,7	7,8	9,8
100 x 150	15,7	2,4	15,7	17,6
150 x 200	10,7	10,9	13,9	12,1
200 x 270	8,8	12,5	12,9	8,2
270 x 325	3,6	10,0	9,4	7,7
325 x 400	6,8	13,5	8,2	10,7
Abaixo de 400	26,7	49,9	30,3	28,5

Tabela 9 - Distribuição granulométrica das amostras da usina da Joquina.

GRANULOMETRIA (Malhas)	(%) PESO PASSANTE			
	Aliment. Flotação	Conc. Chumbo	Conc. Zinco	Rejeito Flotação
35	96,6	-	-	99,6
48	93,2	-	-	98,5
65	86,7	-	98,2	94,6
100	72,4	99,3	90,4	84,8
150	56,7	96,9	74,7	67,2
200	46,0	86,0	60,8	55,1
270	37,2	73,5	47,9	46,9
325	33,5	63,5	38,5	39,2
400	26,7	50,0	30,3	28,5

Tabela 10 - Análise granulométrica da alimentação da flotação, do concentrado de chumbo, concentrado de zinco e rejeito da usina da Boqueira.

MINERAL	PERCENTAGEM ESTIMATIVA
Anfibólio	58
Opacos	28
Carbonatos	6
Clorita	4
Biotita	2
Esfarelita	1
Quartzo	1

Tabela 11 - Composição mineralógica da alimentação da usina da Boquira.

4.4.3 - Estudo Mineralógico por Difração de Raios-X

A fim de se determinar os minerais com componentes da amostra representativa da alimentação da usina, solicitou-se uma análise por difração de Raios-X. O resultado é apresentado na Tabela 12.

4.4.4 - Análise Espectrográfica

Foi efetuada uma análise espectrográfi-
ca, semi-quantitativa para 30 elementos, em quatro amostras

A M O S T R A	MINERAIS IDENTIFICADOS	FORMULA QUÍMICA
ALIMENTAÇÃO DA USINA	Anfibólios (série tremolita-actinolita)	$(Si, Al)_8 O_{22} X_2 Y_5 (OH, F)_2^*$
	Dolomita	$(Ca, Mg) CO_3$
	Mica	Variável, contendo: Si, Al, K, Mg, Fe etc.
	Clorita	Variável, contendo: Si, Al, Mg etc
	Quartzo	SiO_2
	Magnetita	Fe_3O_4
	Galena	PbS
	Esfalerita	ZnS
Calcita	$CaCO_3$	

Tabela 12 - Análise mineralógica por difração de Raios-X da alimentação da usina da Boquira

* Y = Mg, Fe, Al e Mn.

X = Ca, Na e K.

representativas de alimentação da usina, com o objetivo de se detectar possíveis ocorrências de elementos, não esperados, em quantidade significativa; o que não foi verificado, conforme é mostrado na Tabela 13.

Foram ainda realizadas duas análises espectrográficas em amostras representativas de concentrado de zinco; uma, coletada no circuito, e outra, na pilha de embarque. Os resultados estão na Tabela 14.

4.4.5 - Análise Química Quantitativa

Foram realizadas análises químicas em todas as amostras coletadas no circuito. Os resultados estão apresentados nas Tabelas 15, 16, 17, 18, 19 e 20. A Análise de Au foi feita por fusão ("FIRE-ASSAY").

A amostra coletada na pilha de embarque do concentrado de zinco, por sua vez, forneceu o resultado apresentado na Tabela 21.

Devido ao elevado teor de cádmio no concentrado de zinco, foi efetuada a dosagem desse elemento nas diversas frações granulométricas da amostra (após separação em iodeto de metileno), com a finalidade de se averiguar uma possível concentração preferencial de cádmio em determinada faixa granulométrica. O resultado é mostrado na Tabela 22.

ELEMENTO (%)	AMOSTRA 1	AMOSTRA 2	AMOSTRA 3	AMOSTRA 4
Fe	> 20,0	> 20,0	> 20,0	> 20,0
Mg	7,0	5,0	7,0	10,0
Ca	3,0	3,0	5,0	3,0
Mn	> 0,5	> 0,5	> 0,5	> 0,5
Ag	0,015	0,010	0,015	0,015
Au	não detectado	não detectado	não detectado	não detectado
Cd	> 0,05	> 0,05	> 0,05	> 0,05
Cu	0,03	0,05	0,03	0,03
Pb	> 2,0	> 2,0	> 2,0	> 2,0
Zn	> 1,0	> 1,0	> 1,0	> 1,0

Tabela 13 - Análise espectrográfica semi-quantitativa da alimentação da usina da Boquira.

ELEMENTO(%)	CONCENTRADO DE ZINCO (Circuito)	CONCENTRADO DE ZINCO (pilha de embarque)
Fe	10,0	5,0
Mg	0,5	0,7
Ca	0,3	0,3
Mn	0,2	0,1
Ag	0,015	0,020
Au	não detectado	não detectado
Cd	> 0,05	> 0,05
Cu	0,3	0,2
Pb	> 2,0	> 2,0
Zn	> 1,0	> 1,0

Tabela 14 - Análise espectrográfica semi-quantitativa do concentrado de zinco da usina da Boquira.

ELEMENTOS	TEOR (%)
Pb	10,5
Zn	2,2
Fe	21,5
Cu	0,01
Cd	0,05
Ag	0,01
Al	0,00
Ca	2,9
Mg	6,7
Si	14,6
S	3,5

Tabela 15 - Análise química da alimentação da usina da Boquira

ELEMENTOS	TEOR (%)
Pb	76,5
Zn	1,20
Cd	0,05
Fe	1,20
Mn	0,03
Ca	0,07
Mg	0,70

Tabela 16 - Análise química do concentrado de chumbo da usina da Soquira.

ELEMENTOS	TEOR (%)
Pb	3,00
Zn	54,50
Cd	1,20
Ag	0,01

Tabela 17 - Análise química do concentrado de zinco da usina da Soquira.

ELEMENTOS	TEOR (%)
Pb	0,80
Zn	0,30
Cd	< 0,05
Fe	25,70
Mn	0,88
Ca	3,70
Mg	6,50

Tabela 18 - Análise química do rejeito final da usina da Boquira.

ELEMENTOS	TEOR (%)
Pb	11,00
Zn	2,20

Tabela 19 - Análise química da alimentação da flotação da usina da Boquira.

AMOSTRA ANALISADA	Au (ppm)
Alimentação da usina	0,20
Alimentação da flotação	0,08
Concentrado de chumbo	0,42
Concentrado de zinco	0,50
Rejeito da flotação	< 0,00

Tabela 20 - Análise química de Au da usina da Boquira.

ELEMENTOS	TEOR (%)
Pb	4,20
Zn	51,00
Cd	1,10
Ag	0,01

Tabela 21 - Análise química do concentrado de zinco da usina da Boqueira (coletado na pilha).

DENSIDADE	FRAÇÃO GRANULOMÉTRICA	% Cd
> 3,3	Amostra Global	0,41
> 3,3	48 x 65 malhas	0,96
	65 x 100 malhas	1,03
	100 x 150 malhas	1,16
	150 x 200 malhas	1,18
	200 x 270 malhas	1,23
	270 x 325 malhas	1,26
	325 x 400 malhas	1,25
	Abaixo de 400 malhas	1,22

Tabela 22 - Análise química de cádmio nas diversas frações granulométricas do concentrado de zinco na usina da Boqueira.

4.4.6 - Estudo de Liberação

Para a determinação da granulometria de liberação dos minérios de chumbo, utilizou-se a técnica de separação em líquido denso. Amostras representativas da alimentação e do rejeito da usina foram passadas em bromofórmio (densidade = 2,8) e em iodeto de metileno (densidade = 3,3) enquanto os concentrados de chumbo e zinco foram passados diretamente no iodeto de metileno. De acordo com os resultados, mostrados nas Tabelas 23, 24, 25 e 26, os minerais de chumbo estão liberados totalmente em granulometria abaixo de 200 malhas. Acima de 150 malhas, há uma considerável presença de minerais de zinco, não liberados, no concentrado de chumbo; essa quantidade diminui na fração 150 X 200 malhas, e torna-se bastante reduzida nas frações de granulometria inferior.

4.5 - Comentário Geral e Conclusões

A usina de beneficiamento da Boquira está bem instalada, possui "Lay-Out" adequado e funciona com equipamentos em boas condições. No dia da visita da equipe do projeto, apenas o circuito de flotação nº 2 estava operando normalmente com minério proveniente das minas. O circuito nº 1, naquele dia tratou um minério oxidado proveniente do pátio de estocagem de antigos rejeitos com o objetivo

GRANULOMETRIA (Malhas)	PESO (%)	DENSIDADE < 2,8			2,8 > DENSIDADE < 3,3			DENSIDADE > 3,3		
		Peso %	Pb %	Zn %	Peso %	Pb %	Zn %	Peso %	Pb %	Zn %
20 x 28	0,1		0,55	0,17		0,76	0,38	16,7	*	*
28 x 35	3,3		0,14	0,07		0,49	0,34	15,8	5,0	2,5
35 x 48	3,4		0,14	0,08		0,41	0,33	22,0	4,5	3,3
48 x 65	6,5		0,18	0,09		0,46	0,34	23,0	7,1	5,2
65 x 100	14,3		0,35	0,06		1,30	0,54	49,8	12,5	3,8
100 x 150	15,7		0,44	0,07		1,75	0,60	60,1	12,4	4,0
150 x 200	10,7		0,31	0,05		1,39	0,79	47,0	16,3	4,5
200 x 270	8,8		*	*		1,35	1,70	44,2	23,8	3,5
270 x 325	3,6		*	*		2,50	1,08	71,8	25,8	3,0
325 x 400	6,8		*	*		4,15	2,18	71,9	21,9	2,5
- 400	26,7									

Tabela 23 - Resultado dos ensaios densimétricos, referentes às diversas frações granulométricas (alimentação da flotação da usina da Boquira).

* Análise não realizada, por causa da quantidade insuficiente da amostra.

GRANULOMETRIA (Malhas)	PESO (%)	DENSIDADE < 2,8			2,8 > DENSIDADE < 3,3			DENSIDADE > 3,3		
		Peso %	Pb %	Zn %	Peso %	Pb %	Zn %	Peso %	Pb %	Zn %
28 x 35	0,4	41,9	0,10	0,09	57,2	0,44	0,39	0,09	*	*
35 x 48	1,1	26,3	0,06	0,07	63,2	0,44	0,39	10,04	3,50	1,35
48 x 65	3,9	16,4	0,06	0,06	68,5	0,50	0,37	15,1	3,95	1,20
65 x 100	9,8	9,6	0,06	0,05	71,3	0,38	0,30	19,1	3,33	0,78
100 x 150	17,6	0,8	0,44	0,21	72,4	0,30	0,26	26,8	1,95	0,43
150 x 200	12,1	1,0	0,24	0,18	68,2	0,41	0,23	30,8	1,20	0,20
200 x 270	8,2	1,8	0,08	0,06	62,9	0,40	0,25	35,3	0,86	0,23
270 x 325	7,7	1,3	-	-	60,9	0,39	0,23	37,8	0,73	0,14
325 x 400	10,7	1,0	-	-	66,1	0,39	0,25	32,9	0,56	0,14
- 400	28,5									

Tabela 24 - Resultado dos ensaios densimétricos, referentes às diversas frações granulométricas (rejeito da flotação da usina da Boquira).

* Análise não realizada, por causa da quantidade insuficiente da amostra.

GRANULOMETRIA (Malhas)	PESO (%)	DENSIDADE < 3,3			DENSIDADE > 3,3		
		Peso %	Pb %	Zn %	Peso %	Pb %	Zn %
48 x 65	1,8	2,2	*	*	97,8	6,0	45,0
65 x 100	7,8	0,5	*	*	99,5	4,8	48,4
100 x 150	15,7	0,3	*	*	99,7	2,8	52,8
150 x 200	13,9	0,1	*	*	99,9	2,2	53,8
200 x 270	12,9	0,2	*	*	99,8	2,0	54,0
270 x 325	9,4	0,2	*	*	99,8	1,8	56,4
325 x 400	8,2	0,3	*	*	99,7	1,6	56,6
- 400	30,3						
TOTAL	100,0						

Tabela 25 - Resultados dos ensaios densimétricos referentes às diversas faixas granulométricas (concentrado de zinco da usina da Roquira).

* Análise não realizada, por causa da quantidade insuficiente da amostra.

GRANULOMETRIA (Malhas)	PESO (%)	DENSIDADE < 3,3			DENSIDADE > 3,3		
		Peso %	Pb %	Zn %	Peso %	Pb %	Zn %
65 x 100	0,7	10,7	3,4	0,5	89,3	40,0	12,0
100 x 150	2,4	4,1	4,9	0,7	95,9	60,0	7,7
150 x 200	10,9	0,5	4,0	0,2	99,5	70,0	2,6
200 x 270	12,5	0,5	3,5	0,2	99,5	80,0	1,8
270 x 325	10,0	0,1	-	-	99,9	80,0	1,2
325 x 400	13,5	0,2	-	-	99,8	80,0	0,9
- 400	49,9	-	-	-	-	-	-
TOTAL	99,0						

Tabela 26 - Resultados dos ensaios densimétricos, referentes às diversas frações granulométricas (concentrado de chumbo da usina da Boquira).

de recuperar parte do chumbo contido. Ao contrário do que ocorre quando o "run-of-mine" é tratado, o rejeito dessa flotação era descartado, de modo que o circuito correspondente de Zinco (nº 1), não entrou em operação.

Um dos problemas enfrentados pela empresa, na usina de beneficiamento, é o abastecimento d'água, já que no local o volume de água nova disponível, não é suficiente para atender às necessidades da usina. Desta forma, torna-se necessária a recirculação da água utilizada. Essa água, como se sabe, contém sulfato de cobre, ativador de esfalerita, e por isso só pode ser aproveitada no circuito de flotação de chumbo após rigoroso tratamento. Não há, na usina, grande preocupação quanto ao controle do pH da polpa na flotação, não sendo feita, ao longo do circuito, nenhuma medida do mesmo. Foi feita uma amostragem nos principais pontos do circuito. A tomada da vazão em cada um dos pontos não foi efetuada, impossibilitando o cálculo do balanço metalúrgico da usina.

A liberação da galena se dá a uma granulometria abaixo de 200 malhas. Nas frações acima de 150 malhas observa-se um alto teor de zinco no concentrado de chumbo.

O concentrado de zinco apresenta um teor bastante elevado em cádmio, especialmente nas frações mais finas. A análise, por difração de Raios-X, desse concentrado, não detectou nenhuma evidência de greenockita (Tabela 27). A fim de se verificar a possibilidade da existência de átomos de cádmio na estrutura da esfalerita, selecionou-se, sob lupa binocular, grãos maiores, com características de esfalerita definidas e sem inclusões visíveis sob aumento de 64 X. Uma análise espectrográfica de emissão, realizada nestes grãos, acusou um valor maior que 500 ppm em Cd, o que, juntamente com o resultado da difração de Raios-X, confirma a hipótese de haver substituição na estrutura da esfalerita, resultando na presença de cádmio em sua rede cristalina.

AMOSTRA	MINERAIS IDENTIFICADOS
Concentrado de zinco (Circuito)	Esfalerita Galena

Tabela 27 - Resultado da difração de Raios-X no concentrado de zinco da usina da Boquira.

Os teores em Fe, Mn, Ca e Mg, como era de se esperar, caem sensivelmente nos concentrados de chumbo e zinco, em relação aquele da alimentação da usina. A Tabela 28 mostra essa variação.

PONTO DE CIRCUITO	Fe (%)	Mn (%)	Ca (%)	Mg (%)
Alimentação da usina	21,5	0,50*	2,90	6,7
Concentração de chumbo	1,2	0,03	0,07	6,7
Concentrado de zinco	10,0*	0,20*	0,30	0,5
Rejeito de flotação	25,7	0,88	3,70	6,5

Tabela 28 - Resultados da variação do teor em Fe, Mn, Ca e Mg, no circuito da usina da Boquira.

* Valores determinados por análise espectrográfica semi-quantitativa.

Observou-se, pela análise das amostras coletadas, que 99,3% do concentrado de chumbo está em granulometria abaixo de 100 malhas; 96,9% e 86,0% passam, respectivamente, nas peneiras de 150 e 200 malhas. Enquanto isso, a alimentação da flotação contém 27,6%, em peso, das partículas em granulometria acima de 100 malhas; 43,3% e 54,0% acima de 150 e 200 malhas. Isto sugere que uma percentagem considerável da alimentação está entrando no circuito inutilmente, tendo em vista, que o chumbo concentra-se nas frações mais finas. A Tabela 29 resume esse fato mostrando, para cada granulometria de "corte", a percentagem de material que poderia retornar a moagem ou ser eliminada do circuito (dependendo de um estudo mais detalhado envolvendo a parte econômica), e a percentagem do concentrado de chumbo atual que estaria contida nessa fração descartada.

GRANULOMETRIA DE "CORTE" (Malhas)	(%) DA ALIMENTAÇÃO ATUAL QUE RETORNARIA A MOAGEM OU SERIA ELIMINADO DO CIRCUITO	(%) DO CONCENTRADO DE CHUMBO ATUAL QUE ESTARIA CONTIDO NA FRAÇÃO DESCARTADA	TEOR MÉDIO CALCULADO DO CONCENTRADO ATUAL EM FUNÇÃO DA GRANULOMETRIA (% Pb)
100	27,6	0,7	36,1
150	43,3	3,1	53,4
200	54,0	14,0	66,2

Tabela 29 - Alternativas para um "corte" mais rigoroso no material que alimenta o circuito de flotação da usina da Boqueira.

De acordo com o resultado da difração de Raios-X (Tabela 12), os demais elementos presentes no minério são Si, Al e K, que só foram determinados na amostra representativa da alimentação da usina.

A dosagem de Au, nos diversos pontos do circuito, mostrou a possibilidade de estar ocorrendo, na moagem, uma lixiviação desse elemento através do cianeto de sódio, que é adicionado no moinho como agente depressor da esfalerita. Como se sabe, no interior do moinho há um aquecimento, devido ao atrito das bolas. Essa elevação de temperatura, naturalmente, favorece o processo de lixiviação verificado. Observa-se uma acentuada queda no teor em Au, que é de 0,2 ppm na alimentação do moinho, e de apenas 0,08 ppm, na alimentação da flotação (saída do moinho). O ouro não lixiviado, por sua vez, têm uma tendência de concentrar-se com a galena e a esfalerita.

A análise espectrográfica acusou um elevado teor em prata na amostra representativa da alimentação da usina da Boquira (150 g/t Ag).

5. CHUMBO DO VALE DO RIBEIRA

5.1 - Jazidas

As jazidas de chumbo-zinco-cobre do Vale do Ribeira, encaixadas essencialmente nas formações carbonáticas do Grupo Açungui são geralmente do tipo filoniano , com raras zonas bréchicas mineralizadas. Trata-se essencialmente de veios de potência variável, onde as zonas ricas formam corpos lenticulares de colunas achatadas, cuja espessura raramente ultrapassa 1 (um) metro. Essas lentes ou chaminés, algumas vezes, têm centenas de metros de comprimento.

O minério primário é constituído de galena e pirita, associados em menores proporções à esfalerita, arsenopirita, lolingita, pirrotita, calcopirita, tetraedrita e um pouco de bournonita e de jamesonita. Hematita e magnetita são raras. A ganga é constituída essencialmente de quartzo e calcita. Fluorita e baritina aparecem raramente.

O minério secundário, associado frequentemente a um "chapéu de ferro", é constituído essencialmente por limonita, cerussita, anglesita, piromorfita, bindheimita, hidrozincita, smithsonita, bornita, calcosita, azurita, malaquita, sulfatos e arseniados diversos de ferro, cobre e zinco. Encontram-se em pequenas quantidades: argentita, gipsita, ouro, prata e cobre nativos⁽²²⁾.

5.2 - Mineração

De uma maneira geral, a exploração do minério de todas as minas do Vale do Ribeira é feita através de lavra subterrânea, utilizando o método de lavra "SHRINKAGE STOPPING"⁽³⁾.

5.2.1 - Plumbum S.A.

Atualmente o grupo da Plumbum possui 2 (duas) minas em atividades no vale do Ribeira: Panelas e Ribeirão do Rocha.

a) Panelas

A mina de Panelas fica situada no Município de Andrianópolis - Estado do Paraná. Está em atividade há mais de 30 anos, constituindo-se na mina mais antiga da região. A Plumbum iniciou a lavra dessa mina, executando, paralelamente trabalhos de pesquisa para avaliação de outras reservas com teores que compensassem as atividades de concentração e metalurgia do chumbo, naquele distrito⁽²³⁾. Atualmente, com cerca de 80 quilômetros de escavação entre galerias, planos inclinados e chaminés, existentes em seus vários níveis de lavra, a velha mina Panelas, parece estar praticamente exaurida. Embora essa informação date de 8 a 10

anos atrás, a mina continua em atividade.

O minério é constituído de:

- galena (PbS), representando o mineral mais abundante.
- cerussita (PbCO₃), ocorrendo em menor quantidade.

b) Ribeirão do Rocha

A mina Ribeirão do Rocha está situada na localidade denominada de Ribeirão do Rocha, Município de Andrianópolis - PR, a 35 km (estrada de terra) da usina de beneficiamento de Panelas.

O minério atualmente lavrado não sofre nenhum beneficiamento, sendo transportado com teor de 7% Pb para concentração e metalurgia extrativa de Panelas. A produção é de apenas 1.000 t/mês de minério, sendo este constituído por galena (mais abundante) e cerussita (menor quantidade).

5.2.2 - Eleto São Marcos: Perau

A mina do Perau não faz nenhum beneficiamento no minério lavrado. Toda produção da mina cerca de 55 t/mês de minério, com 7% Pb é transportada (32 km de es

trada de terra) e vendida para o beneficiamento e metalurgia extrativa de Panelas (Plumbum). A mina do Perau possui a maior reserva da região, cerca de 1,7 milhões de toneladas de minério de Pb. Em 1965, o interesse principal era prospecção de minério sulfetados de cobre, cujas pesquisas iniciais permitiram avaliar uma reserva de 830.000 toneladas com 2% Cu. Como o minério encontrado era todo do tipo oxidado, não houve interesse na sua exploração (24). Desde 1974 as atenções voltaram-se para as mineralizações de chumbo.

5.2.3 - Companhia Argentífera Furnas

A mina de Furnas situada a 19 km de Apaí, município de Iporanga não faz nenhum beneficiamento no minério explotado. Todo o minério produzido era transportado e vendido para a usina de Panelas, para beneficiamento e metalurgia extrativa. A distância em que era transportado o minério (cerca de 80 km) onerava bastante os custos, a ponto de inviabilizar economicamente a lavra. Na ocasião da visita técnica estavam montando uma pequena usina de beneficiamento, para produção de pré-concentrados e venda posterior à Plumbum. Esta pequena usina constará de jiques e mesas, de acordo com o fluxograma apresentado na Figura 7. Segundo o encarregado da mina, Sr. Nelson Souza, a usina tem previsão de funcionamento, ainda, no ano-1979, dependendo apenas de CLSP (Cia. de Eletricidade de São Paulo) que está para eletrificar a região de Furnas.

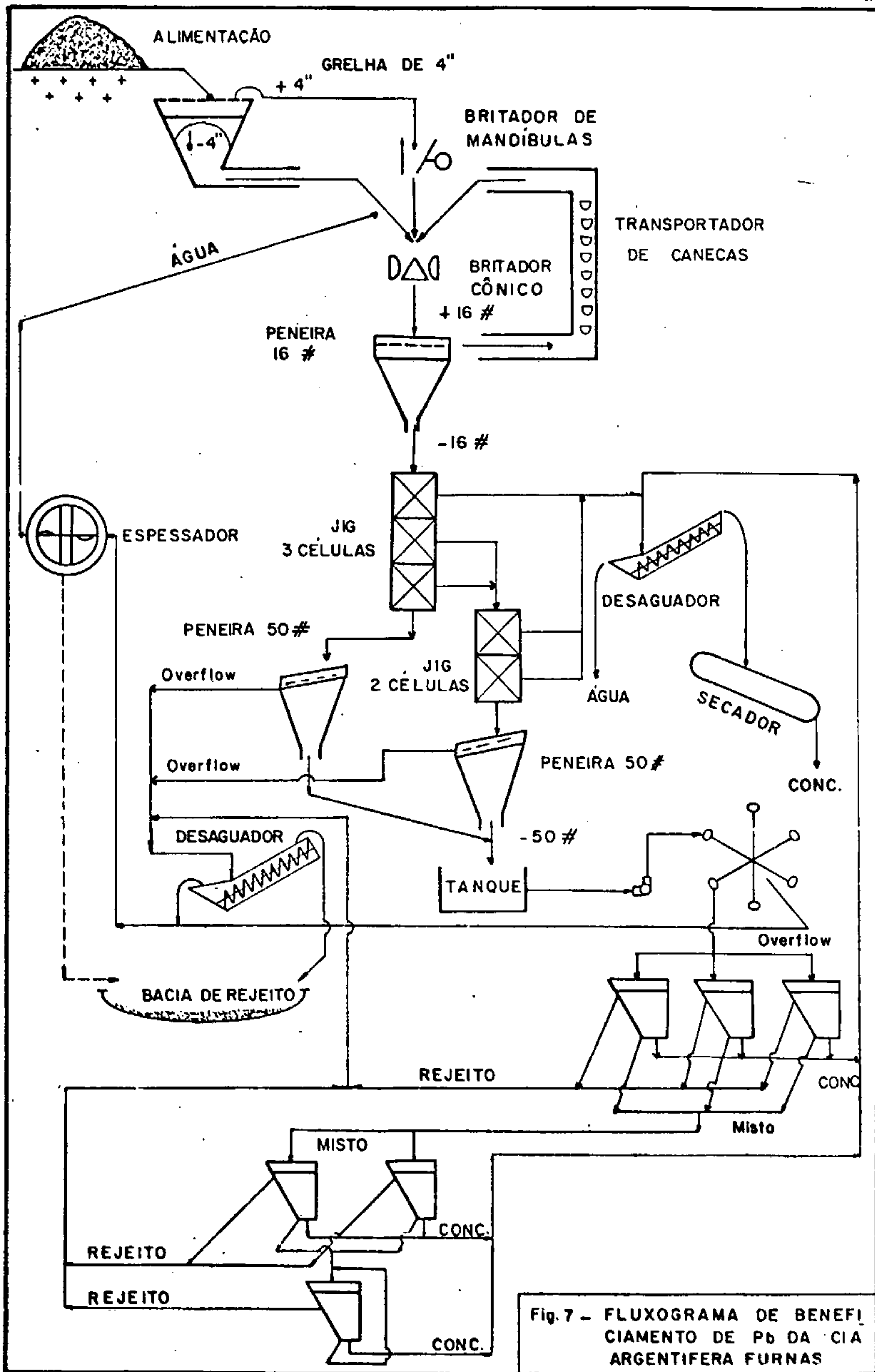


Fig. 7 - FLUXOGRAMA DE BENEFICIAMENTO DE Pb DA CIA ARGENTIFERA FURNAS

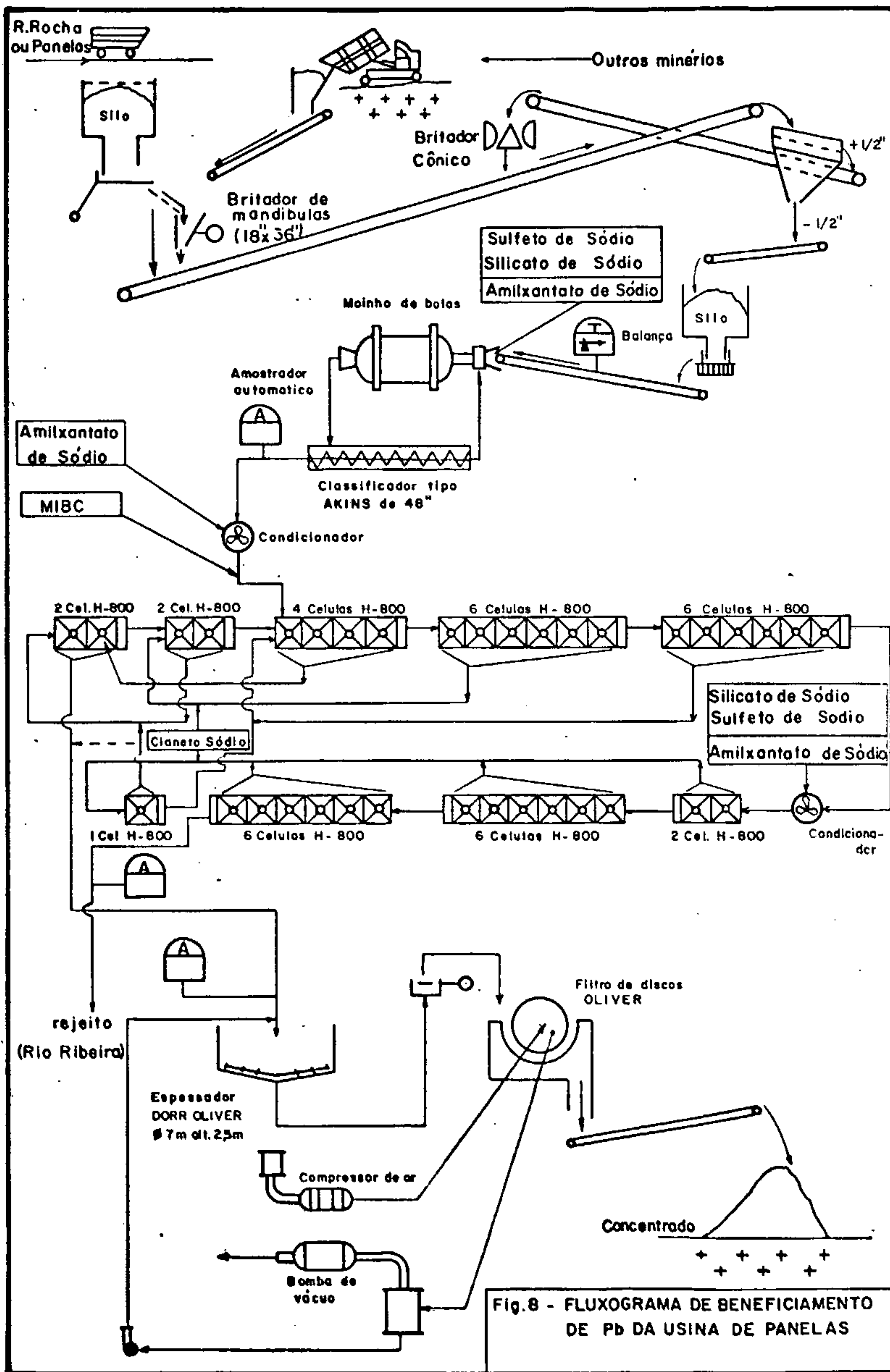
5.3 - Usinas de Beneficiamento

O beneficiamento do chumbo, no Vale do Ribeira, Estado de São Paulo e Paraná, é realizado por uma única usina de concentração. Esta encontra-se localizada bem próximo da mina de Panclas pertencente à própria Mineração Plumbum S.A.

A usina de beneficiamento de Panclas consta basicamente de: moagem, classificação e flotação (Ver Figura 8). Processa todo o minério lavrado na área do Vale do Ribeira. Atualmente, a usina possui uma capacidade instalada para tratar 300 t/dia de minério, porém trabalha bem abaixo de sua capacidade, em vista do fornecimento irregular do minério, por parte dos pequenos mineradores. Os minérios das diferentes minas são tratados separadamente, devido à variações de composição mineralógica.

Os minérios que contêm cerussita e galena são tratados em 2 (dois) estágios. No primeiro estágio adiciona-se o coletor amilxantato e o espumante metil-isobutil-carbinol (MIBC), para flotar a galena. No segundo estágio o material não flotado recebe os reagentes: sulfeto de sódio (ativador), silicato de sódio (depressor) amilxantato de sódio (coletor), para flotar a cerussita.

Os demais minérios são tratados num só estágio de flotação. Isto porque a cerussita não aparece em grande proporção. Na flotação em 1 (um) estágio são usados



os seguintes reagentes:

- sulfeto de sódio - (ativador)
- amilxantato de sódio-(coletor)
- silicato de sódio -(depressor)

Em qualquer uma das situações mencionadas, quando se trata de um minério piritoso, adiciona-se cianeto de sódio para deprimir a pirita. Essa adição, acima de certos valores, pode dissolver a prata.

Os concentrados de flotação obtidos a apresentam um teor em chumbo de cerca de 50% com uma recuperação em torno de 94%.

5.4 - Metalurgia

O processo de extração de chumbo, empregado na usina de Painelas é constituído de três etapas:

- a) Pelotização e Sinterização
- b) Redução em alto-forno
- c) Refino

a) Pelotização e Sinterização

O concentrado de Pb a ser empregado na extração pirometalúrgica é de granulometria fina o que impe

de o seu uso diretamente no alto-forno. Para ser empregado este concentrado deve passar por uma etapa de aglomeração que consta de pelotização e sinterização.

A pelotização é o processo de produção de um aglomerado em forma de esferas com baixa resistência, em tambores especiais.

Estes aglomerados são constituídos de sulfetos de chumbo (concentrado de minério) e fundentes (SiO_2 , CaO , escória), além de ligantes a frio.

Na sinterização as pelotas, obtidas da etapa anterior, são ustuladas e sinterizadas para que se produza aglomerados de óxido de Pb com elevada resistência. Esta operação é realizada em máquinas de grelha móvel e aspiração inferior, do tipo "DWIGHT-LLOYD", onde o aglomerado cru é descarregado, formando uma camada sobre a grelha. Na superfície desta camada é feita uma ignição por meio de ar aquecido, o que provoca a reação de oxidação do enxofre contido no aglomerado cru. Esta reação é fortemente exotérmica o que faz com que as camadas abaixo da superfície sejam também oxidadas por efeito do calor gerado na camada superior e do ar aspirado. Este calor promove também a sinterização dos aglomerados, por meio de reações de escorificação, dando a resistência necessária para o emprego no alto-forno.

O sinter, é classificado em duas faixas granulométricas: - 1" e + 1" - 5", o material - 1" é britado

e retorna para a alimentação da sinterização, o material +1" - 5" é empregado diretamente no forno.

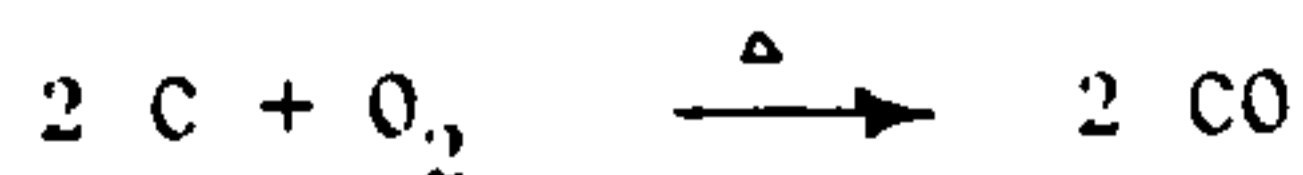
b) Redução em alto-forno

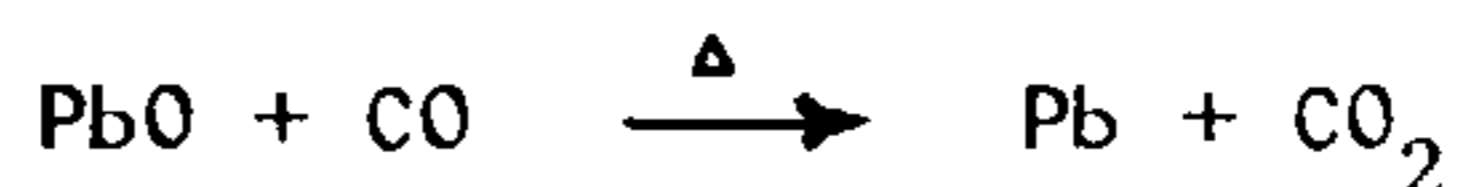
A extração pirometalúrgica do chumbo consta da redução dos óxidos de Pb pelo CO, através de alto-forno do tipo "WATER JACKET".

A carga do alto-forno é constituída de camadas alternadas de sínter autofundente e coque, carregada pelo topo do alto-forno por um sistema de duplo sino, que permite o carregamento contínuo sem que se altere a pressão interna do forno, que é um parâmetro importante no processo.

A carga do alto-forno deve possuir características especiais para um funcionamento eficiente, que são: boa porosidade, permitindo um maior contato gás/sólido, o que se traduz em uma maior velocidade da reação de redução e deve possuir também boa resistência à compressão, para que não desagregue quando submetida ao peso das camadas superiores, impedindo a formação de finos que prejudicariam a permeabilidade da carga.

A reação principal é a redução do PbO pelo CO, obtido da oxidação parcial do coque pelo oxigênio contido no ar, injetado no forno pelas ventaneiras após aquecimento. São as seguintes reações:





O chumbo metálico fundido vai se armazenando no cadinho que fica abaixo da zona das ventaneiras, juntamente com a escória que retém compostos oxidados e protege o banho contra a oxidação. O chumbo se separa da escória por diferença de densidades e é coletado por um sifão que o transfere para fora do cadinho, sem arrastar a escória, que é vazada periodicamente, por outro orifício, sempre que atinge um nível pré-determinado.

A escória após resfriada é britada e retorna para a alimentação do tambor de pelotização, como fundente. O chumbo metálico bruto é levado a etapa de refino.

c) Refino

O chumbo metálico bruto, obtido do alto-forno, passa para a etapa de refino para retirada de valores metálicos, principalmente: zinco, antimônio, prata e ouro.

A retirada do antimônio é feita por oxidação controlada, pois este metal tem afinidade maior pelo oxigênio do que o chumbo e seus óxidos são insolúveis em chumbo metálico fundido.

A retirada do ouro e da prata são feitos por meio de adição de 1 a 2% de Zn ao banho de chumbo a 450°C, pois nestas condições o ouro e a prata formam compos-

tos químicos e ligas com o zinco, de maior ponto de fusão e menor densidade do que o chumbo. Estes compostos e ligas flutuam no banho podendo ser retirados e levados para uma etapa de extração do Zn por destilação, a Ag e o Au brutos passam para uma etapa de refino eletrolítico para a obtenção de prata e ouro puros.

Após a retirada do ouro e da prata o banho de chumbo contém aproximadamente 0,7 de Zn que é retirado por oxidação controlada com NaNO_3 sendo o chumbo puro levado a uma panela para ser vazado em ligoteiras.

5.5 - Comentário Geral e Conclusões

A usina de beneficiamento de Painelas encontra-se em boas condições e segundo constatou-se, pela experiência acumulada pela Plumbum com os minérios da área, o seu beneficiamento não constitui nenhum problema.

O grupo Cobrac-Plumbum não tem demonstrado interesse de investir na região, com o objetivo de descobrir novas reservas de chumbo.

A importação do minério concentrado é um bom negócio para o produtor de metal. Essa, aliás, é uma das razões que explicam o interesse do grupo em ampliar a produção da metalurgia, mesmo com a perspectiva de esgotamento das reservas.

Segundo informações do Eng^o. Otto Gieck (Chefe da metalurgia), apenas 20% do concentrado empregado na metalurgia é proveniente do Vale do Ribeira, sendo os 80% restantes importados (Argentina, E.U.A.). A produção mensal do chumbo metálico está em torno de 1.700 toneladas; prata em torno de 1.200 quilos; a produção de ouro é insignificante.

Conforme pode-se observar, no fluxograma de beneficiamento de Panelas (Figura 8), os efluentes da usina não sofrem nenhum tratamento, anterior ao despejo no rio Ribeira. Dentre as substâncias altamente tóxicas destaca-se o cianeto de sódio.

Na metalurgia, faz-se a mesma observação, onde encontram-se entre outros metais tóxicos: chumbo, zinco e cádmio.

Recentemente, foi levantado pela Plumbum, um possível problema com relação à utilização do Minério do Vale do Ribeira, notadamente proveniente das minas da Mineração São Braz e Furnas, quanto a problemas que seriam decorrentes do cloro contido na parcela de piromorfita deste minério, acarretando a formação de densas crostas na boca do alto forno, que lhe alterariam as condições operacionais.

Os técnicos da Plumbum sugerem que este problema é em função dos cloretos recirculados na operação metalúrgica, provenientes da fração piromorfítica do minério.

Em função disto cancelaram, praticamente, o recebimento de minério destas minerações provocando problemas com relação a exploração das minas.

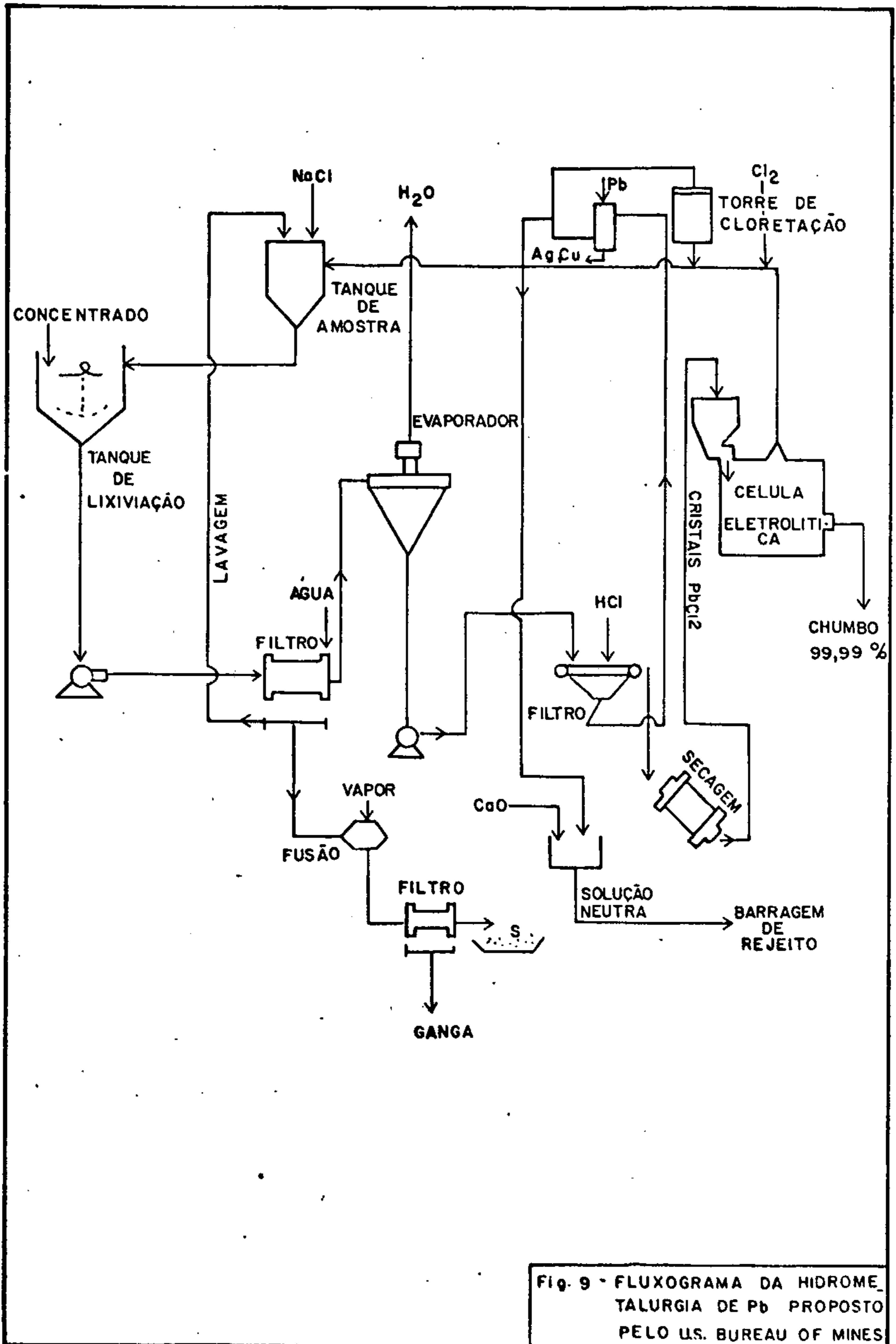
As alegações da Plumbum não obtiveram respaldo na literatura consultada quanto ao problema levantado, contudo estão sendo efetuados, no CETEM, estudos com o objetivo de definir tecnicamente a questão.

5.6 - Sugestões

Incentivar os pequenos mineradores a fazerem pré-concentração do minério, nas próprias minas, mediante a instalação de pequenos engenhos de beneficiamento. Isto evitaria o transporte do minério bruto para a usina de beneficiamento de Panelas, minimizando os custos das pequenas minerações.

Convencer a Plumbum da importância para o País da viabilização e exploração de novos jazimentos.

Estudar a viabilidade técnica e econômica do processo hidrometalúrgico/eletrometalúrgico, através da lixiviação de concentrados de Pb, com solução de cloreto férrico e posterior recuperação do Pb por eletrólise de sais fundidos. Em laboratório, este processo foi pesquisado pelo U. S. BUREAU OF MINES, e vem sendo aplicado atualmente em dois distritos mexicanos⁽²⁵⁾ (Ver Figura 9). A importância deste processo diz respeito à possibilidade de sua utilização em pequenos depósitos.



BIBLIOGRAFIA

1. PAONE, J. Lead. In "Mineral Facts and Problems" Bureau of Mines Bull. 650, U. S. Dept. Int., 1970, 603 -20.
2. WORLD MINERALS AVAILABILITY. Stanford Research Institute 6 (1976), 3 - 99.
3. ROCHA A. J. D. Perfil Analítico do Chumbo - Departamento Nacional da Produção Mineral - Rio de Janeiro, 8 (1973), 74 p.
4. WOODS . R. Electrochemistry of Sulfide Flotation. In: FUERSTENAU, M. C. Flotation; A. M. Gaudin Memorial Volume. New York, The American Institute of Mining Metallurgical and Petroleum Engineers, 1976. Vol. 1 , Cap. 10, p. 298 - 333.
5. WARK, I. W.; COX A. B. Trans. AIME 112, 1934
6. GAUDIN A. M. Flotation. New York, Mc Graw-Hill, 1957, Cap. 9.
7. POLING, G. W. Reactions between thiol reagents and Sulfide Minerals. In: FUERSTENAU, M. C. Flotation; A. M. Gaudin Memorial Volume. New York, The American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers 1976. 621 p., Vol. 1, Cap. 11, p. 334 - 63.

8. ROGERS J. Principles of sulfide mineral flotation. In: FUERSTENAU, D. W. Froth Flotation; 50th anniversary Volume. New York, The American Institute of Mining, Metallurgy and Engineers, 1962. 677 p. Cap. 6, p. 139 - 69.
9. FINKELSTEIN, SHAFEEV. R. Influence of surface properties of sulphide minerals on adsorption of flotation reagents. Bull. IMM, nº 680, July 1963, 715.
10. SUTHERLAND, K. L.; WARK, I. W. Principles of Flotation. Melbourne, Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1955 . 489 p.
11. LASKOWSKI, J. Fundamentos Físico - Químicos de la Mineralurgia. Universidad de Concepción (Chile), 1974, 622 p.
12. POLING, G. W., LEJA, J. Infrared study of xanthate adsorption on vacuum deposited films of lead sulfide and metallic copper under conditions of controlled oxidation. J. Phys. Chem., 67, 1963, 2121.
13. GLEMROTSKII, V. A.; KLASSEN, V. I; PLAKSIN, I. N. Flotation. New York. Primary Sources, 1972. 633 p.
14. COOK, M. A.; NIXON, J. C. Theory of water-repellent films on solids formed by adsorption from aqueous solutions of heteropolar compounds, J. Phys. & Colloid Chem. 54, 445 - 59. 1950.

15. FINKELSTEIN, N. P.; ALLISON, S. A. The chemistry of activation, deactivation and depression in the flotation of zinc sulfide: A Review. In: FUERSTENAU, M. C. Flotation; A. M. Gaudin Memorial Volume. New York, The American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, 1976. 621 p., Vol. 1, Cap. 14, p. 414 - 57.
16. TRAHAR, W. J. The selective flotation of galena from sphalerite with special reference to the effects of particles size. International Journal of Mineral Processing, 3 (1976) 151 - 66.
17. WORLD METAL STATISTICS Londres, World Bureau of Metal Statistics, 32 (11) : 95 - 112, Nov. 1979.
18. BRASIL; Departamento Nacional da Produção Mineral Anuário Mineral Brasileiro, Brasília, p. 310 - 14, 1978
19. BALANÇO MINERAL BRASILEIRO . MME - 1978
20. GUIMARÃES, D. Princípios de Metalogênese e Geologia Econômica do Brasil. Rio de Janeiro, Boletim Departamento Nacional da Produção Mineral (121), 1965. 621 p.
21. NOGUEIRA FILHO, J. V. Abastecimento de chumbo no Brasil e a Mina de Boquira. Geologia e Metalurgia, São Paulo , 142 - 165, 197 .

22. CASSEDANNE, I. P.; CASSEDANNE, I. O. Microscopia dos minérios plumbozincíferos e cupríferos do Vale do Ribeira. *Mineração e Metalurgia*, 37 (348) : 28 - 36, Dez./1973.
23. MINERAÇÃO E METALURGIA. Paraná: Pionerismo na produção de chumbo metálico no Brasil 36 (330) : 43 - 45, Jun. 1972
24. SOUZA, I. M.; CAMPANHA, G. A. C. Chumbo e Cobre no Vale do Ribeira. *Mineração e Metalurgia*, Mar. 1977, 4 - 7
25. ROVIROSA, N. Y. Hydromet may free small lead districts from the smelter. *Mining Engineering*, Feb./1979, 147 - 49.

Relatório Elaborado por:

- Carlos Adolpho Magalhães Baltar
- Francisco Wilson Hollanda Vidal
- Lélío Fellows Filho (Revisão da literatura metalúrgica)
- José Raimundo C. de Carvalho (Estudo de mercado)

Trabalho Experimental por:

- Carlos Adolpho Magalhães Baltar
- Francisco Wilson Hollanda Vidal

Supervisão de: Adão Benvindo da Luz

Período: Maio de 1978 a Outubro de 1980

Superintendente do CETEM
Roberto C. Villas Bôas

Departamento de Processos
José Farias de Oliveira

Divisão de Tratamento de Minérios
Adão Benvindo da Luz