

II SIMPOSIO DE MINERAÇÃO

CAPÍTULO XVI

" TENTATIVA DE DIMENSIONAMENTO DA DEMANDA E OFERTA DOS
PRINCIPAIS MINERAIS NÃO FERROSOS "

Economista Aluisio Ambrosio
DN.P.M - SEÇÃO ECONÔMICA.

ÍNDICE

1	Alumínio
2	Cobre
3	Zinco
4	Níquel
5	Estanho
6	Chumbo

P R E F Á C I O

Na "Tentativa de Dimensionamento da Demanda e Oferta dos Principais Minerais Não Ferrosos" foi nosso intento colaborar para o desenvolvimento de uma metodologia que tem por objetivo fornecer subsídios para um trabalho de planejamento deste importante setor do desenvolvimento industrial do País.

Não tivemos a pretensão de esgotar o assunto, mas apenas induzir à reflexão.

Partimos de dados obtidos tanto em visitas às indústrias do setor como em publicações técnicas.

Há de se ressaltar a grande dificuldade na obtenção de números que espelhem a realidade. Apenas para ilustrar, tivemos momentos de reunir em nossa mesa de trabalho até 4 estimativas de consumo aparente de um bem mineral!

Entretanto, isto não nos desanimou.

O trabalho que ora apresentamos não é definitivo; continuaremos a desenvolver estes estudos para conseguirmos, no futuro, números que se aproximem cada vez mais da realidade da economia mineral brasileira.

PARTIREMOS DAS SEGUINTESS PREMISSASHipóteses.1.1. TAXA DE CRESCIMENTO DA POPULAÇÃO

$$\frac{\Delta N}{N} = 2,66\% \text{ a.a.}$$

1.2. TAXA DE CRESCIMENTO DO PIB = 9% a.a.

teremos, pois:

$$\Delta\left(\frac{\text{PIB}}{N}\right) / \frac{\text{PIB}}{N} = \frac{1 + \frac{\Delta \text{PIB}}{\text{PIB}}}{1 + \frac{\Delta N}{N}} - 1 = 6\%$$

2.1. TAXA DE CRESCIMENTO DA POPULAÇÃO

$$\frac{\Delta N}{N} = 2,66\% \text{ a.a.}$$

2.2. TAXA DE CRESCIMENTO DO PIB = 7% a.a.

teremos, pois:

$$\Delta\left(\frac{\text{PIB}}{N}\right) / \frac{\text{PIB}}{N} = \frac{1 + \frac{\Delta \text{PIB}}{\text{PIB}}}{1 + \frac{\Delta N}{N}} - 1 = 4\%$$

3. CÁLCULO DA TAXA DE CONSUMO "PER CAPITA" DO ALUMÍNIO

Diferenciando-se a função, temos:

$$\text{Log } 1.000 \frac{C}{N} = 0,1065 + 1,1464 \text{ Log} \left(\frac{\text{PIB}}{N} \right),$$

$$\frac{\Delta \left(\frac{C}{N} \right)}{\left(\frac{C}{N} \right)} = 1,1464 \cdot \frac{\Delta \left(\frac{\text{PIB}}{N} \right)}{\frac{\text{PIB}}{N}}$$

Para uma elasticidade renda de 1,1464, têm-se as seguintes taxas de consumo:

$$1,1464 \times 6\% = 7\%$$

$$1,1464 \times 4\% = 5\% \text{ que correspondem às hipóteses (1) e}$$

(2).

CÁLCULO DA PROJEÇÃO DA DEMANDA

Partindo-se de uma demanda X no ano Y, deve-se ter no ano Y+1:

$$X \cdot \left(1 + \frac{\Delta C}{C}\right)$$

mas:

$$C_t = \left(\frac{C_t}{N_t}\right) \cdot N_t$$

$$C_{t+1} - C_t = \frac{C_t}{N_t} \cdot N_t \cdot \left(1 + \frac{\Delta\left(\frac{C_t}{N_t}\right)}{\frac{C_t}{N_t}}\right)$$

$$\left(1 + \frac{\Delta N_t}{N_t}\right) - \frac{C_t}{N_t} \cdot N_t$$

Ainda,

$$\frac{\Delta C_t}{C_t} = \left(1 + \frac{\Delta\left(\frac{C_t}{N_t}\right)}{\left(\frac{C_t}{N_t}\right)}\right) \left(1 + \frac{\Delta N_t}{N_t}\right) - 1$$

$$\frac{\Delta C_t}{C_t} = \begin{array}{ll} \Delta 9,85\% & \text{1a. Hipótese} \\ \Delta 7,80\% & \text{2a. Hipótese} \end{array}$$

PROJEÇÃO DA DEMANDA DE ALUMÍNIO

A N O	D E M A N D A	
	1a. Hipótese 9% PIB	2a. Hipótese 7% PIB
* 1972	108.600	104.600
1973	119.300	112.800
1974	131.000	121.600
1975	143.900	131.100
1976	158.100	141.300
1977	173.700	152.300
1978	190.800	164.200
1979	209.600	177.000
1980	230.200	190.800

* FONTE: DNPM - Seção Econômica

** Exclui-se o metal recuperado.

CAPACIDADE DE PRODUÇÃO

A N O	PREVISÃO DE PRODUÇÃO (ton)
1972	95.900
1973	108.200
1974	120.600
1975	133.000
1976	145.300
1977	158.000
1978	170.000
1979	182.400
1980	195.000

NECESSIDADES DE IMPORTAÇÃO

A N O	(1)		(2)	(1) - (2)	
	D E M A N D A		P R O D U Ç Ã O	I M P O R T A Ç Ã O	
	1a.Hip.	2a.Hip.		1a.Hip.	2a.Hip.
1972	108.600	104.600	95.900	- 12.700	- 8.700
73	119.300	112.800	108.200	- 11.100	- 4.600
74	131.000	121.600	120.600	- 10.400	- 1.000
75	143.900	131.100	133.000	- 10.900	+ 1.900
76	158.100	141.300	145.300	- 12.800	+ 4.000
77	173.700	152.300	158.000	- 15.700	+ 5.700
78	190.800	164.200	170.000	- 20.800	+ 5.800
79	209.600	177.000	182.400	- 27.200	+ 5.000
80	230.300	190.800	195.000	- 35.300	+ 4.200

GASTOS COM IMPORTAÇÃO

(US\$ 1.000)

A N O	1a. Hipótese		2a. Hipótese
	Ton/CIF	Q.P = V	Q.P = V
1972	US\$ 715.00	9.100	6.200
73	US\$ 725.00	8.050	3.300
74	US\$ 730.00	7.600	730
75	US\$ 740.00	8.100	-
76	US\$ 750.00	9.600	-
77	US\$ 755.00	11.850	-
78	US\$ 760.00	15.800	-
79	US\$ 775.00	21.080	-
80	US\$ 780.00	27.500	-

PREÇOS: Mineral Facts and Problems - 1970

Engineering and Mining Journal - march/72

C O B R ECÁLCULO DA TAXA DE CONSUMO "PER CAPITA"

$$\frac{C}{N} = \alpha \frac{PIB}{N}^{\beta}$$

$$\frac{C}{N} = 0,00195 \frac{PIB}{N}^{1,0736}$$

Logaritmando e diferenciando-se a função acima, temos:

$$\frac{\Delta \left(\frac{C}{N}\right)}{\left(\frac{C}{N}\right)} = 1,0736 \quad \frac{\Delta \frac{PIB}{N}}{\frac{PIB}{N}}$$

$$1,0736 \times 6\% = 6,5\%$$

$$1,0736 \times 4,23\% = 4,5\%$$

CÁLCULO DA PROJEÇÃO DA DEMANDA

Partindo-se de uma demanda X no ano Y, deve-se ter no ano Y+1:

1a. Hipótese

$$(1 + 0,065) (1 + 0,0266) - 1$$

$$(1,065) (1,0266) - 1$$

$$1,0933 - 1 = 0,0933 = 9,4$$

2a. Hipótese

$$(1,045) (1,0266) - 1$$

$$1,0728 - 1 = 0,0728 = 7,3$$

PROJEÇÃO DA DEMANDA DE COBRE

A N O	D E M A N D A	
	1a. Hipótese	2a. Hipótese
* 1972	70.500	67.800
73	77.100	72.700
74	84.300	78.000
75	92.200	83.700
76	100.900	89.800
77	110.400	96.400
78	120.800	103.400
79	132.200	110.900
80	144.600	119.000

* FONTE: DNPM/Seção Econômica
Exclui-se o metal recuperado.

CAPACIDADE DE PRODUÇÃO

A N O	PREVISÃO DE PRODUÇÃO (ton)
* 1972	7.500
1973	8.800
** 1974	35.200
1975	38.200
1976	41.200
1977	44.200
1978	47.200
1979	50.000
1980	54.000

* FONTE: DNPM/Seção Econômica

** ENTRADA DE CARÁBAS EM FUNCIONAMENTO.

NECESSIDADE DE IMPORTAÇÃO

A N O	D E M A N D A		P R O D U Ç Ã O	I M P O R T A Ç Ã O	
	1a. Hip.	2a. Hip.		1a. Hip.	2a. Hip.
1972	70.500	67.800	7.500	- 63.000	- 60.300
1973	77.100	72.700	8.800	- 68.300	- 63.900
1974	84.300	78.000	35.200	- 49.100	- 42.800
1975	92.200	83.700	38.200	- 54.000	- 45.500
1976	100.900	89.800	41.200	- 59.700	- 48.600
1977	110.400	96.400	44.200	- 66.200	- 52.200
1978	120.800	103.400	47.200	- 73.600	- 56.200
1979	132.200	110.900	50.000	- 82.200	- 60.900
1980	144.600	119.000	54.000	- 90.600	- 65.000

GASTOS DE IMPORTAÇÃO

A N O	1a. HIPÓTESE		2a. HIPÓTESE	
	P *	Q.P. = V(1)	Q.P. = V(2)	
1972	US\$ 1.550	US\$ 97.650	US\$ 93.465	
1973	US\$ 1.570	107.230	100.300	
1974	US\$ 1.590	78.070	68.050	
1975	US\$ 1.600	86.400	72.800	
1976	US\$ 1.626	97.100	79.000	
1977	US\$ 1.650	109.200	86.100	
1978	US\$ 1.663	122.400	93.500	
1979	US\$ 1.690	138.900	102.900	
1980	US\$ 1.710	154.900	110.000	

* - Ton/CIF

(1) e (2) - US\$ 1.000 / CIF

PREÇOS: Mineral Facts and Problems - 1970

Engineering and Mining Journal - march/72

Z I N C OCÁLCULO DA TAXA DE CONSUMO "PER CAPITA"

$$\frac{C}{N} = \alpha \left(\frac{PIB}{N} \right)^\beta$$

$$\frac{C}{N} = 0,00176 \left(\frac{PIB}{N} \right)^{1,0738}$$

Logaritmando e diferenciando-se a função acima, teremos:

$$\frac{\Delta \frac{C}{N}}{\frac{C}{N}} = 1,0738 \frac{\Delta \frac{PIB}{N}}{\frac{PIB}{N}}$$

$$1,0738 \times 6 = 6,4$$

$$1,0738 \times 4,23 = 4,5$$

CÁLCULO DA PROJEÇÃO DA DEMANDA

Partindo-se de uma demanda X no ano Y, deve-se ter no ano Y + 1:

1a. Hipótese

$$(1 + 0,064) (1 + 0,0266) - 1$$

$$(1,064) (1,0266) - 1$$

$$1,09228 - 1 = 0,09228 = 9,2$$

2a. Hipótese

$$(1 + 0,045) (1 + 0,0266) - 1$$

$$(1,045) (1,0266) - 1$$

$$(1,0728) - 1 = 7,3$$

PROJEÇÃO DA DEMANDA DE ZINCO

A N O	D E M A N D A	
	1a. Hipótese	2a. Hipótese
* 1972	69.500	67.100
1973	75.900	72.000
1974	83.000	77.300
1975	90.600	82.900
1976	98.900	89.000
1977	108.000	95.500
1978	117.900	102.500
1979	128.700	110.000
1980	140.500	118.000

* FONTE: DNPM/Seção Econômica
Exclui-se o metal recuperado.

CAPACIDADE DE PRODUÇÃO

A N O	PREVISÃO DE PRODUÇÃO
	(ton)
* 1972	19.000
1973	21.000
1974	23.000
1975	25.000
1976	30.000
1977	35.000
1978	40.000
1979	45.000
1980	55.000

* FONTE: DNPM/Seção Econômica

NECESSIDADE DE IMPORTAÇÃO

A N O	D E M A N D A		P R O D U Ç Ã O	I M P O R T A Ç Ã O	
	1a. Hip.	2a. Hip.		1a. Hip.	2a. Hip.
1972	69.500	67.100	19.000	- 50.500	- 48.100
1973	75.900	72.000	21.000	- 54.900	- 51.000
1974	83.000	77.300	23.000	- 60.000	- 54.300
1975	90.600	82.900	25.000	- 65.600	- 57.900
1976	98.900	89.000	30.000	- 58.900	- 59.000
1977	108.000	95.500	35.000	- 73.000	- 60.500
1978	117.900	102.500	40.000	- 77.900	- 62.500
1979	128.700	110.000	45.000	- 83.700	- 65.000
1980	140.500	118.000	55.000	- 85.500	- 63.000

GASTOS DE IMPORTAÇÃO

ANO	1a. HIPÓTESE		2a. HIPÓTESE
	Ton/CIF	US\$ Q.P. = V (1)	Q.P. = V (2)
1972	355.00	17.900	17.100
1973	367.00	20.150	18.700
1974	377.00	22.600	20.400
1975	389.00	25.500	22.500
1976	400.00	23.500	23.600
1977	412.000	30.000	24.900
1978	423.00	32.900	26.400
1979	434.00	36.300	28.200
1980	445.00	38.000	28.000

(1) e (2) US\$ 1.000

PREÇOS: Mineral Facts and Problems - 1970
Engineering and Mining Journal- march/72

N Í Q U E LCÁLCULO DA TAXA DE CONSUMO "PER CAPITA"

$$\frac{C}{N} = \alpha \frac{PIB}{N}^{\beta}$$

$$\frac{C}{N} = 0,00176 \frac{PIB}{N}^{1,0738}$$

Logaritmando e diferenciando-se a função acima, temos:

$$\frac{\Delta \frac{C}{N}}{\frac{C}{N}} = 1,0738 \cdot \frac{\frac{\Delta PIB}{N}}{\frac{PIB}{N}}$$

$$1,0738 \times 6\% = 6,4$$

$$1,0738 \times 4,23\% = 4,5$$

CÁLCULO DA PROJEÇÃO DA DEMANDA

Partindo-se de uma Demanda X no ano Y, teremos para o ano Y+1:

1a. Hipótese

$$\begin{aligned} &(1 + 0,064) (1 + 0,0266) - 1 \\ &(1,064) (1,0266) - 1 \\ &1,0923 - 1 = 0,0923 = 9,2 \end{aligned}$$

2a. Hipótese

$$\begin{aligned} &(1 + 0,045) (1 + 0,0266) - 1 \\ &(1,045) (1,0266) - 1 \\ &1,0728 - 1 = 0,0728 = 7,3 \end{aligned}$$

PROJEÇÃO DA DEMANDA DE NÍQUEL

A N O	D E M A N D A - (ton)	
	1a. Hipótese	2a. Hipótese
1972	3.650	3.500
1973	4.000	3.750
1974	4.350	4.050
1975	4.750	4.350
1976	5.200	4.650
1977	5.650	5.000
1978	6.200	5.400
1979	6.800	5.800
1980	7.400	6.200

Compreende a demanda de Ni puro e Níquel contido na liga Fe-Ni.

CAPACIDADE DE PRODUÇÃO

A N O	PREVISÃO DE PRODUÇÃO (ton)
1972	2.700
1973	2.700
1974	2.700
* 1975	10.000
1976	10.000
1977	10.000
1978	10.000
1979	10.000
1980	10.000

* Entrada da Usina de Niquelândia em operação (GRUPO MORRO DO NÍQUEL).

NECESSIDADE DE IMPORTAÇÃO

A N O	D E M A N D A		P R E V I S Ã O D E P R O D U Ç Ã O	I M P O R T A Ç Ã O	
	1a. Hip.	2a. Hip.		1a. Hip.	2a. Hip.
1972	3.650	3.500	2.700	950	800
1973	4.000	3.750	2.700	1.300	1.050
1974	4.350	4.050	2.700	1.650	1.350
1975	4.750	4.350	10.000		
1976	5.200	4.650	10.000		
1977	5.650	5.000	10.000		
1978	6.200	5.400	10.000		
1979	6.800	5.800	10.000		
1980	7.400	6.200	10.000		

E S T A N H OCÁLCULO DA TAXA DE CONSUMO "PER CAPITA"

$$\frac{C}{N} = \alpha \frac{PIB}{N}^{\beta}$$

$$\frac{C}{N} = 0,00022 \cdot \frac{PIB}{N}^{0,9767}$$

Logaritmando e diferenciando-se a função acima, temos:

$$\frac{\Delta \left(\frac{C}{N} \right)}{\frac{C}{N}} = 0,9767 \quad \frac{\Delta \frac{PIB}{N}}{\frac{PIB}{N}}$$

$$0,9767 \times 6\% = 5,9$$

$$0,9767 \times 4,23\% = 4,1$$

CÁLCULO DA PROJEÇÃO DA DEMANDA

Partindo-se de uma demanda X no ano Y, deve-se ter no ano Y + 1:

1a. Hipótese

$$(1 + 0,059) (1 + 0,0266) - 1$$

$$1,059 \times 1,0266 - 1$$

$$1,087 - 1 = 0,087 = 8,7$$

2a. Hipótese

$$(1 + 0,041) (1 + 0,0266) - 1$$

$$1,041 \times 1,0266 - 1$$

$$1,069 - 1 = 0,069 = 7,0$$

CAPACIDADE DE PRODUÇÃO INSTALADA

A capacidade instalada de produção do estanho é de 13.300 t. anuais, muito acima das necessidades do mercado interno. Ocorre ociosidade, em função da pequena produção de cassiterita.

A N O	P R O D U Ç Ã O (ton)
1972	3.400
1973	3.700
1974	4.000
1975	4.400
1976	4.800
1977	5.200
1978	5.700
1979	6.200
1980	6.800

PROJEÇÃO DA DEMANDA

A N O	D E M A N D A	
	1a. Hipótese	2a. Hipótese
* 1972	2.800	2.700
1973	3.000	2.900
1974	3.300	3.100
1975	3.600	3.300
1976	3.900	3.500
1977	4.300	3.700
1978	4.600	4.000
1979	5.000	4.300
1980	5.500	4.600

* FONTE: DNPM/Seção Econômica/BNDE

NECESSIDADE DE IMPORTAÇÃO

A N O	D E M A N D A		P R O D U Ç Ã O	I M P O R T A Ç Ã O	
	1a. Hip.	2a. Hip.		1a. Hip.	2a. Hip.
1972	2.800	2.700	3.400	+ 600	+ 700
1973	3.000	2.900	3.700	+ 700	+ 800
1974	3.300	3.100	4.000	+ 700	+ 900
1975	3.600	3.300	4.400	+ 800	+ 1.100
1976	3.900	3.500	4.800	+ 900	+ 1.300
1977	4.300	3.700	5.200	+ 900	+ 1.500
1978	4.600	4.000	5.700	+ 1.100	+ 1.700
1979	5.000	4.300	6.200	+ 1.200	+ 1.900
1980	5.500	4.600	6.800	+ 1.300	+ 2.200

C H U M B OCÁLCULO DA TAXA DE CONSUMO "PER-CAPITA"

$$\frac{C}{N} = \alpha \frac{PIB}{N}^{\beta}$$

$$\frac{C}{N} = 0,00026 \frac{PIB}{N}^{1,3544}$$

Logaritmando e diferenciando-se a função acima, temos:

$$\frac{\Delta \left(\frac{C}{N} \right)}{\left(\frac{C}{N} \right)} = 1,3544 \cdot \frac{\Delta \left(\frac{PIB}{N} \right)}{\frac{PIB}{N}}$$

$$1,3544 \times 6\% = 8,1$$

$$1,3544 \times 4,23\% = 5,7$$

CÁLCULO DA PROJEÇÃO DA DEMANDA

Partindo-se de uma Demanda X no ano Y, deve-se ter no ano

Y + 1:

1a. Hipótese

$$(1 + 0,081) (1 + 0,0266) - 1$$

$$1,081 \times 1,0266 - 1$$

$$1,110 - 1 = 0,110 = 11$$

2a. Hipótese

$$(1 + 0,057) (1 + 0,0266) - 1$$

$$1,057 \times 1,0266 - 1$$

$$1,0851 - 1 = 0,0851 = 8,5$$

PROJEÇÃO DA DEMANDA DE CHUMBO

A N O	D E M A N D A - (t o n)	
	1a. Hipótese	2a. Hipótese
* 1972	29.100	27.800
1973	32.300	30.200
1974	35.900	32.800
1975	39.800	35.600
1976	44.200	38.600
1977	49.100	41.900
1978	54.500	45.500
1979	60.500	49.400
1980	67.200	53.600

* FONTE: BNDE/DNPM

CAPACIDADE DE PRODUÇÃO

A N O	PREVISÃO DE PRODUÇÃO (ton)
1972	29.000
1973	29.000
1974	29.000
1975	29.000
1976	29.000
1977	29.000
1978	29.000
1979	29.000
1980	29.000

NECESSIDADE DE IMPORTAÇÃO

A N O	D E M A N D A		P R O D U Ç Ã O	I M P O R T A Ç Ã O	
	1a. Hip.	2a. Hip.		1a. Hip.	2a. Hip.
1972	29.100	27.800	29.000	- 100	+ 1.200
1973	32.300	30.200	29.000	- 3.300	- 1.200
1974	35.900	32.800	29.000	- 6.900	- 3.800
1975	39.800	35.600	29.000	- 10.800	- 6.600
1976	44.200	38.600	29.000	- 15.200	- 9.600
1977	49.100	41.900	29.000	- 20.100	- 12.900
1978	54.500	45.500	29.000	- 25.500	- 16.500
1979	60.500	49.400	29.000	- 31.500	- 20.400
1980	68.200	53.600	29.000	- 39.200	- 24.600

GASTOS COM IMPORTAÇÃO

A N O	1a. HIPÓTESE		2a. HIPÓTESE	
	Ton/CIF US\$	Q.P. = V (1)	Q.P. = V (2)	
1972	254,00	25,4	-	
1973	252,00	831,6	302,4	
1974	250,00	1.725,0	950,0	
1975	248,00	2.678,4	1.636,8	
1976	247,00	3.754,4	2.371,2	
1977	246,00	4.944,6	3.173,4	
1978	243,00	6.196,5	4.009,5	
1979	242,00	7.623,0	4.936,8	
1980	240,00	9.408,0	5.904,0	

(1) e (2) US\$ 1.000

PREÇOS: Mineral Facts and Problems - 1970
 Engineering and Mining Journal - march/72

I M P O R T A Ç Ã O

A N O	C O B R E		N Í Q U E L		A L U M Í N I O		C H U M B O		Z I N C O		E S T A N H O		T O T A L	Í N D I C E
	E S U A S	L I G A S	E S U A S	L I G A S	E S U A S	L I G A S	E S U A S	L I G A S	E S U A S	L I G A S	E S U A S	L I G A S		
1960	21.911.100	927.550	8.138.993	8.138.993	2.142.333	8.944.503	112.617	8.944.503	112.617	8.944.503	112.617	42.177.096	100	
1961	24.287.095	1.558.101	9.967.918	9.967.918	2.972.889	8.965.849	65.873	8.965.849	65.873	8.965.849	65.873	47.817.725	113	
1962	29.867.243	2.540.800	10.602.139	10.602.139	1.600.961	10.611.921	37.977	10.611.921	37.977	10.611.921	37.977	55.261.041	131	
1963	33.630.551	1.644.159	13.558.906	13.558.906	2.943.842	10.027.296	29.156	2.943.842	10.027.296	10.027.296	29.156	61.833.910	146	
1964	21.286.318	1.575.380	9.873.094	9.873.094	1.022.005	10.505.994	18.201	1.022.005	10.505.994	10.505.994	18.201	44.280.992	104	
1965	26.579.211	1.348.709	11.823.674	11.823.674	768.808	12.809.070	9.196	768.808	12.809.070	12.809.070	9.196	53.338.668	126	
1966	67.160.802	2.070.742	22.361.223	22.361.223	1.378.859	14.403.616	15.759	1.378.859	14.403.616	14.403.616	15.759	107.751.001	255	
1967	43.153.216	2.476.359	16.719.664	16.719.664	1.856.000	11.344.294	35.888	1.856.000	11.344.294	11.344.294	35.888	75.585.421	179	
1968	60.985.470	3.889.211	18.670.152	18.670.152	3.104.456	12.885.134	42.007	3.104.456	12.885.134	12.885.134	42.007	99.576.430	239	
1969	61.294.935	3.509.444	32.180.907	32.180.907	3.727.264	16.990.471	33.252	3.727.264	16.990.471	16.990.471	33.252	117.736.273	279	
1970	83.538.799	6.121.567	22.351.141	22.351.141	472.378	14.598.553	35.234	472.378	14.598.553	14.598.553	35.234	127.117.672	301	
1971	88.064.000	9.736.000	26.833.000	26.833.000	2.354.000	17.238.000	59.000	2.354.000	17.238.000	17.238.000	59.000	144.284.000	342	
TOTAL	US\$ CIF561.758.740	37.398.022	203.080.811	203.080.811	24.703.795	149.324.701	494.160	24.703.795	149.324.701	149.324.701	494.160	976.760.229		

1971 1 EXPORTAÇÃO BRASILEIRA TOTAL (EFETIVA) (FOB) US\$ 2.876.242.779 $\frac{144}{2.876} \times 100 = 5\%$

2 EXPORTAÇÃO DE CAFÉ PELO BRASIL (FOB) US\$ 760.128.275 $\frac{144}{760} \times 100 = 19\%$

3 EXPORTAÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO (FOB) US\$ 237.327.342 $\frac{144}{237} \times 100 = 62\%$

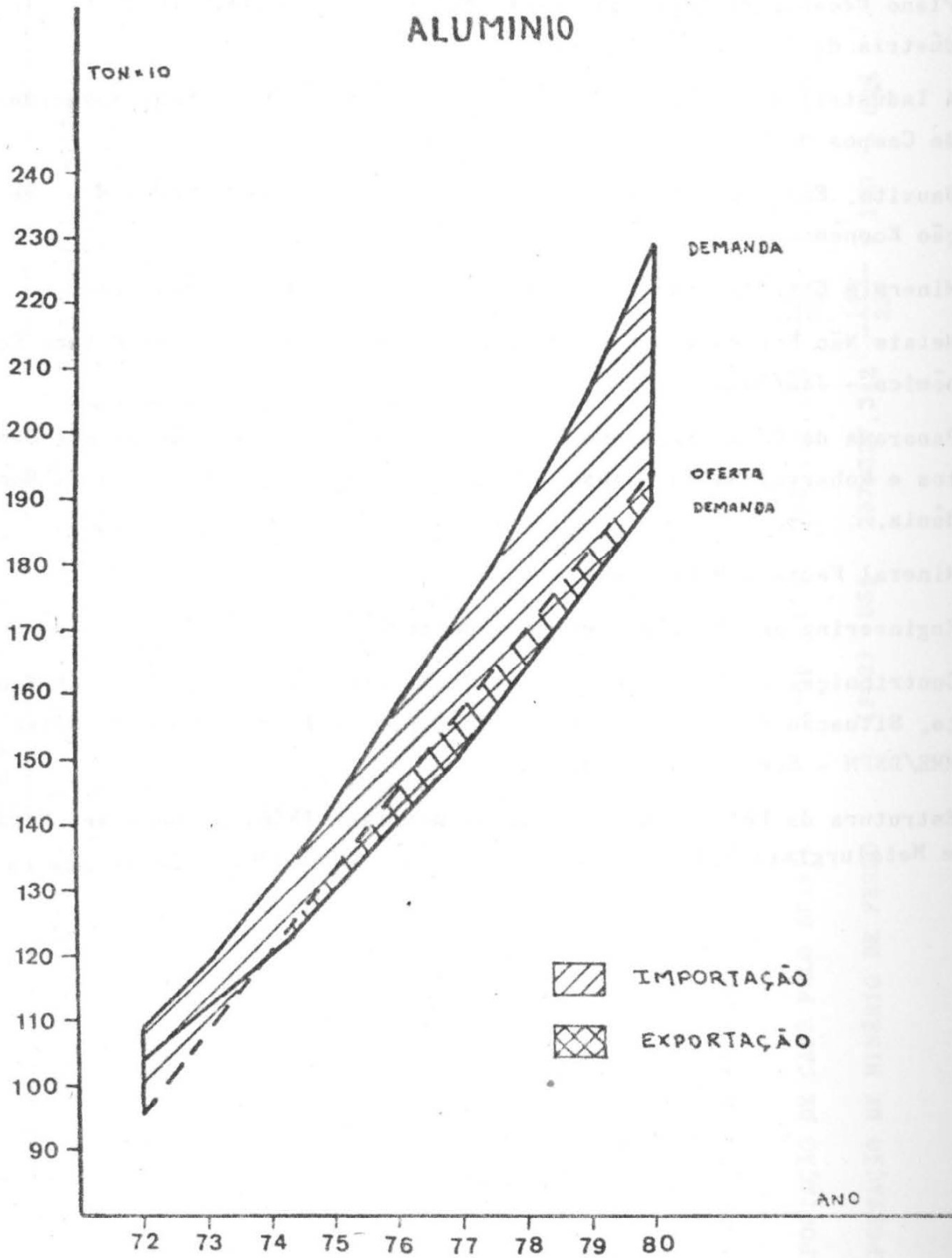
AGOSTO/72

FONTE: CACEX/DNPM - Seção Econômica

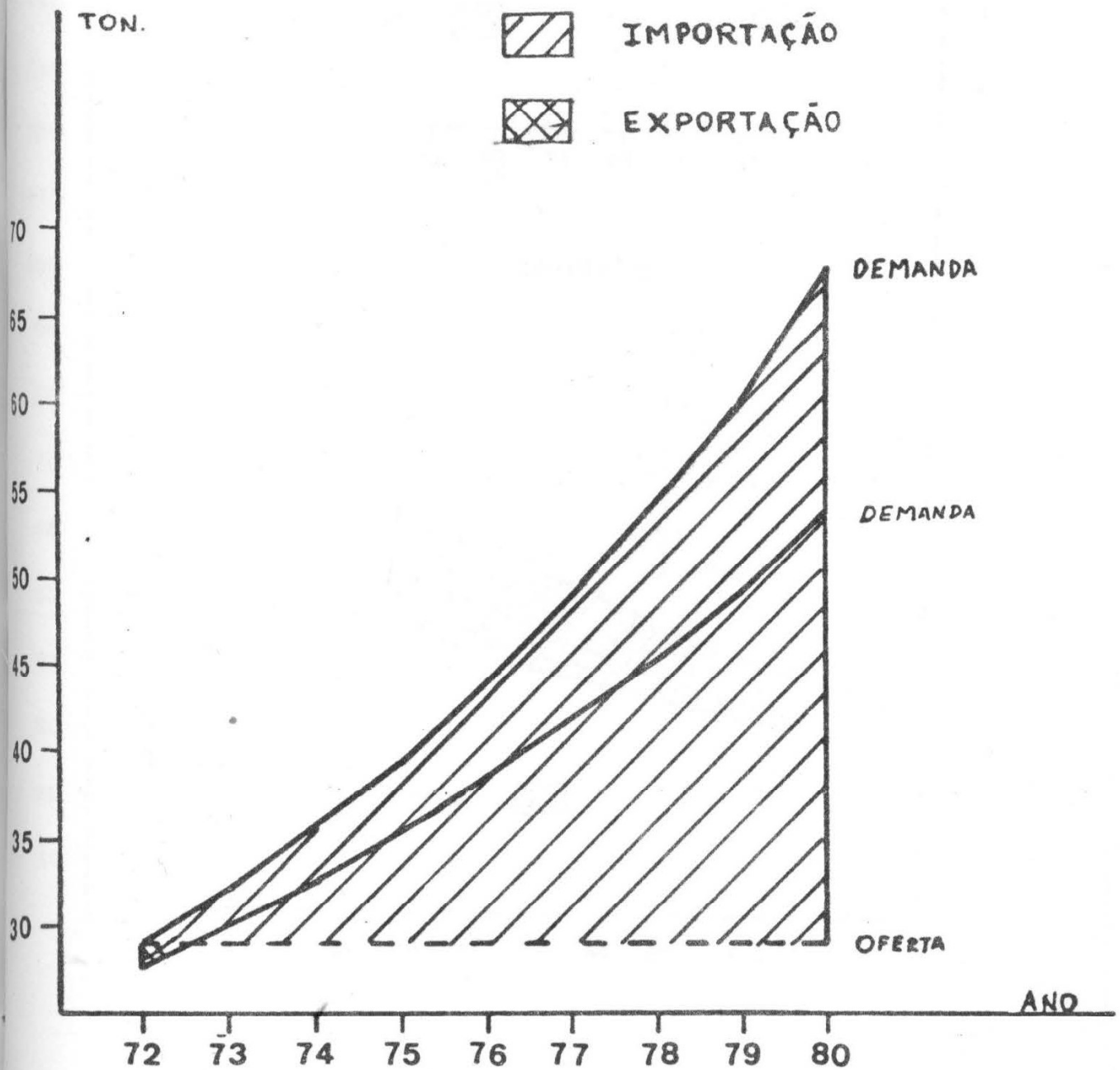
B I B L I O G R A F I A

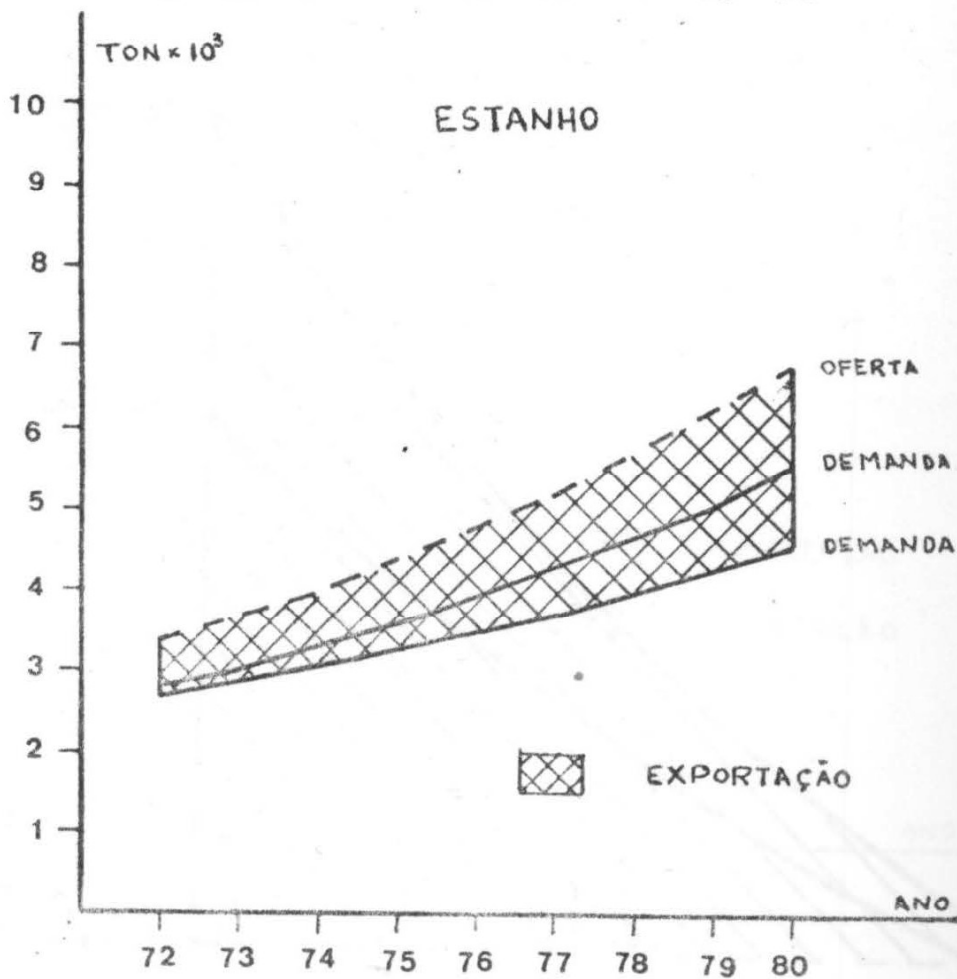
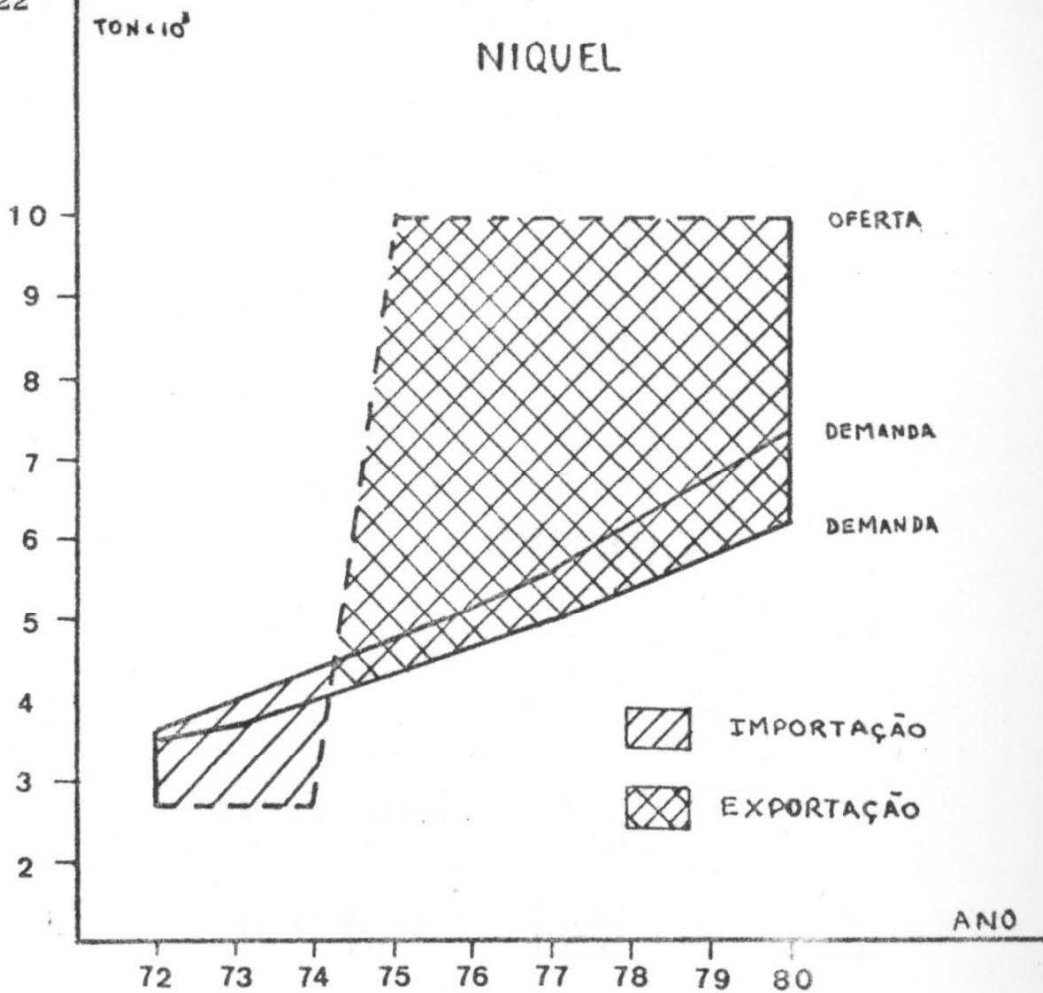
- 1 - Plano Decenal de Desenvolvimento Econômico e Social TOMO V - Indústria de Metais não Ferrosos.
- 2 - A Indústria do Alumínio Primário na Década de 70. - Eng^o Raymundo de Campos Machado. REM - VOL XXVIII - nº 1.
- 3 - Bauxita. Eng^o Gutenberg Fernandes Soares de Souza. MME/DNPM - Seção Econômica.
- 4 - Minerais Estratégicos para o Brasil. MME/DNPM - 5^o Distrito.
- 5 - Metais Não Ferrosos - Necessidade de sua Expansão. - Conjuntura Econômica - Jan/72.
- 6 - Panorama da Cassiterita no Brasil. Geólogos: Hitler Nantes dos Santos e Roberval Matos Rocha. - MME/DNPM - Delegação Especial de Rondônia.
- 7 - Mineral Facts and Problems - 1970
- 8 - Engineering and Mining Journal - March/72.
- 9 - Contribuição da Produção Mineral Brasileira no Produto Interno Bruto. Situação dos Não Ferrosos. Geólogo: Urias Rodrigues da Silva - MME/DNPM - Seção Econômica.
- 10 - Estrutura da Demanda do Estanho no Brasil - INÉDITO. Eng^o de Minas e Metalurgista Wilson Octávio de Souza. MME/DNPM - Seção Econômica.

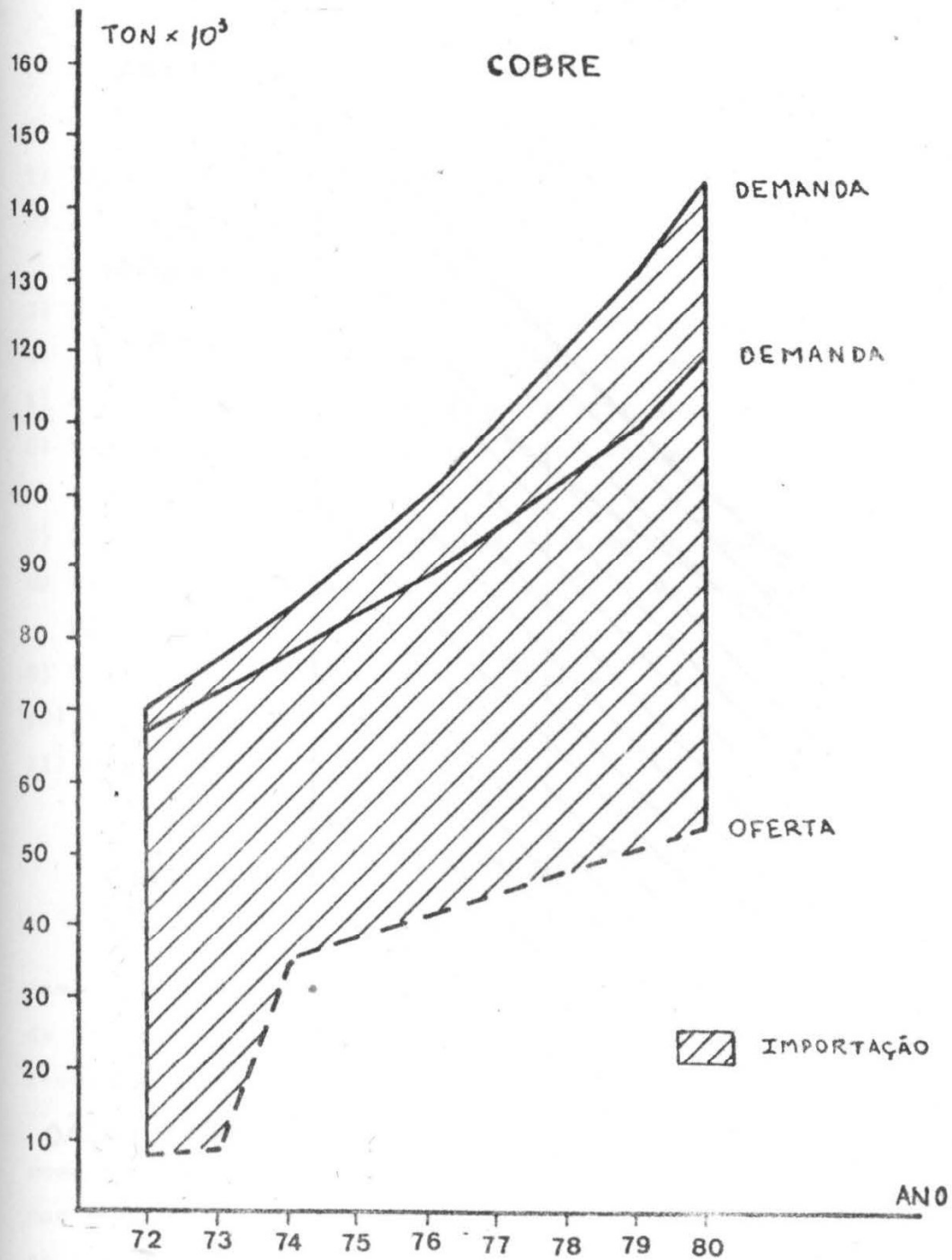
ALUMINIO

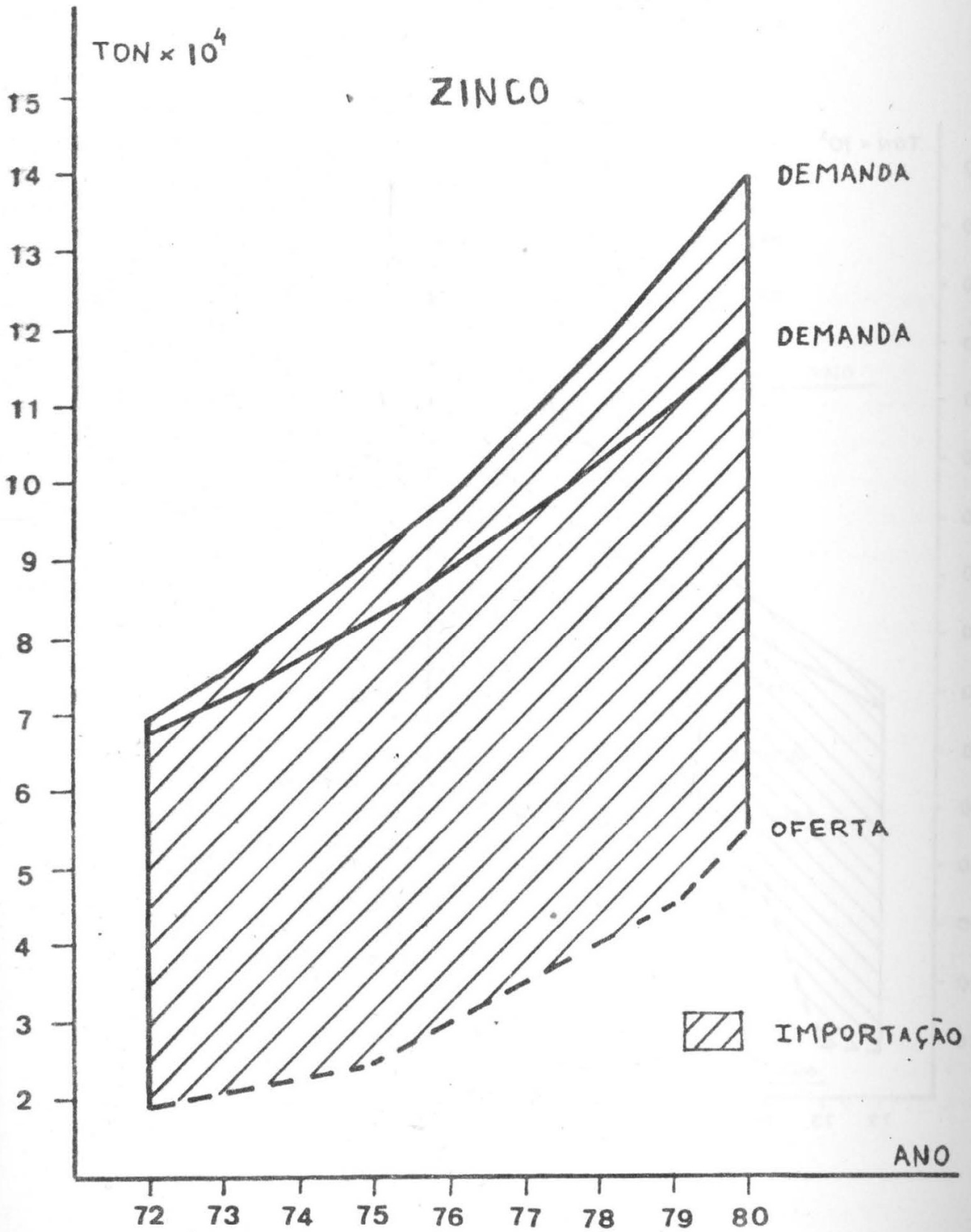


CHUMBO









II SIMPOSIO DE MINERAÇÃO

CAPITULO XVII

A METALURGIA DO CHUMBO NO BRASIL

BASILIO TIMOFIECSYK

Eng^o Metalúrgista, formado em Volta Redonda, pela Escola Fluminense de Engenharia. Chefe da sessão de metalurgia do chumbo da PLUMBUM S/A, onde trabalha desde Agosto de 1964.

- 1) Tipos de minérios e suas procedências.
- 2) Preparação destes minérios e dos fundentes (Preparação de carga para a sinterização).
- 3) Dosagens e teor de H₂O na mistura à sinterizar.
- 4) Teor de S no sinter e utilização do retorno.
- 5) Qualidades principais, de um sinter para redução.
- 6) Redução de sinter no Forno Water Jacket (considerações). Separação entre Pb e escória.
- 7) Recuperações das partículas sólidas dos gases.
- 8) Refino do Pb bruto. Decoperização - Desargentação - Refino Harris - Moldagem.
- 9) Tratamento das crostas cupríferas - Liquação.
- 10) Tratamento das TAC.
- 11) Copelação.

A METALURGIA DO CHUMBO NO BRASIL

Os minérios de Pb no Brasil, de um modo geral se apresentam - como sulfetos, carbonatos e óxidos; e embora, possam aparecer em forma de piromorfita ($3Pb_3(PO_4)_2 \cdot PbCl_2$), este material é desprovido de interesse econômico, devido às dificuldades de tratamento.

Os minérios de Pb são encontrados em diversos Estados do País; mas, somente são explorados na Bahia, no município de Boquirá e no Paraná, nos municípios de Adrianópolis e Cerro Azul. Além destes Estados, pode-se fazer referências à São Paulo e Minas que poderão apresentar algumas reservas de interesse.

As minas em atividade, atualmente, apresentam os teores mé -

dios de 9% em Boquira e 5% no Paran . Estes min rops s o tratados nas concentra es existentes em Boquira e Panelas; sendo que os concentra dos obtidos apresentam os seguintes teores m dios:

<u>Concentrado Boquira</u>		<u>Concentrado Panelas</u>	
Pb	= 56,0%	Pb	= 42,0%
S	= 10,9%	S	= 18,0%
SiO ₂	= 16,6%	SiO ₂	= 6,0%
CaO	= 0,5%	CaO	= 3,8%
FeO	= 5,1%	FeO	= 15,3%
ZnO	= 7,3%	ZnO	= 1,5%
Ag	= 0,0169%	Ag	= 0,0690%

Estes concentrados s o tratados nas Metalurgias da Cobrac em Santo Amaro da Purifica o na Bahia (Concentrado de Boquira) e da Plumbum S/A em Panelas.

A Cobrac possui uma capacidade instalada de at  2.200 tons. de chumbo refinado por m s e a Plumbum at  800 tons. por m s. Atualmente, ambas possuem uma capacidade ociosa, devido   falta de mat ria prima. Pois de 36.000 tons./ano de capacidade total instalada no Pa s, a somat ria total das produ es durante este ano, chegar   s 24.000 tons.

O tratamento dos concentrados, nas respectivas metalurgias, segue o mesmo caminho, ou seja: prepara o dos materiais, sinteriza o, redu o e refino.

Tratamento dos Materiais

No pre o de custo da Metalurgia, o consumo de c que joga um papel muito importante, pois ele representa 40 a 50% do total; por esta raz o, todos os esfor os s o dirigidos no sentido de baixar o seu consumo no F rno de Redu o.

Uma das maneiras de se fazer isto,   carregando-se o f rno com um sinter autofundente.

Para se ter um sinter autofundente,   necess rio que os teores dos elementos ativos (SiO₂, CaO, FeO), estejam dentro de determinadas faixas.

O sinter deve ter a composi o:

Pb	=	40	a	44%
S	=	M�x.		2,5%
SiO ₂	=	10	a	12%
CaO	=	8	a	12%
FeO	=	13	a	16%

Examinando-se estes teores, e os dos concentrados verifica-se que para o caso da Cobrac há necessidade de dois fundentes, o CaCO_3 e o ferroso, ao passo que para a Plumbum apenas o fundente calcáreo é suficiente.

O fundente que fornece o CaO para a Cobrac, é constituído por conchas marinhas, sendo que atualmente está sendo substituído por calcáreo, que é o material usado pela Plumbum. Este calcáreo é britado e moído, até granulometria entre 0 e 6 mm.

O fundente ferroso, atualmente é um minério de ferro, sendo que até pouco tempo, ele era constituído por sucata. Observa-se que a sucata era adicionada diretamente no forno de redução, enquanto o minério de ferro é adicionado na sinterização.

Além da preparação destes materiais, temos ainda o repasse, que é constituído de sinter fino, que não pode ser adicionado ao forno por ter granulometria baixa.

Todos os materiais preparados, com granulometria entre 0 a 6mm, são armazenados em silos metálicos, dos quais saem perfeitamente dosados e vão constituir a mistura a sinterizar.

Sinterização

A fim de se conseguir uma melhor redução do consumo de cóque no forno, é necessário que além de autofundente, o sinter que nele é carregado tenha outras propriedades, entre as quais destacamos a porosidade e a compactibilidade.

Porosidade a fim de haver um contacto mais íntimo entre os gases redutores e o óxido de chumbo do sinter; e haver uma boa passagem - destes gases à medida que vão subindo através da carga deste forno.

Compactabilidade a fim de que este sinter suporte o peso das camadas superiores. Não acontecendo isto, pode haver sua moagem, com prejuízo para a porosidade do forno.

A Cobrac possui duas máquinas sinterizadoras tipo Dwight Loyd, ao passo que a Plumbum possui uma.

Nas duas metalurgias, a sinterização é ustulante, e ambas utilizam apenas o enxofre contido no concentrado como combustível na sinterização.

Em ambos os casos, o teor de S na mistura antes da sinterização deve estar entre 5,5 a 6,5%, após a sinterização seu teor máximo deve ser 2,5%, caso contrario aparecerão sérios transtornos no forno de redução.

A mistura a sinterizar é constituída dos seguintes materiais:

- 1 - Concentrado - Fornece o Pb e o S
- 2 - Retorno - Dilui o S na Mistura e funciona como matriz de pelletização
- 3 - Fundentes
- 4 - Escória - Elemento sinterizante
- 5 - Diversos - Lamas de Venturi, pó de dracco, pasta har - ris, etc.

A porosidade e a compactabilidade são propriedades opostas, a compactabilidade se consegue pela dosagem adequada de escória, enquanto que a porosidade é obtida regulando-se em 5,5% de H₂O o teor da mistura antes de sinterizar.

Após ustulação o sinter é classificado, de modo que os pedaços entre 1" e 5" vão para a redução, enquanto os pedaços menores de 1" voltam à britagem e vão constituir o repasse.

Redução

Water Jacket é o forno utilizado na redução do Pb contido no sinter.

A redução se faz de acôrdo com a reação:



Embora ainda ocorram outras reações de redução do Pb, esta é a mais importante.

As dimensões dos fornos de reduções são:

	<u>Cobrac</u>	<u>Plumbum</u>
Altura	4,80 mts.	3,80 mts.
Seção		
Superior	3,80 x 1,54 mts ²	1,66 x 1,35 mts ²
Seção		
Inferior	3,80 x 1,06 mts ²	1,66 x 0,80 mts ²

À medida que o sinter vai sendo reduzido, dentro do forno vão se desenvolvendo as reações que regem a formação da escória.

As escórias são constituídas por um duplo silicato de cálcio e ferro. Simultaneamente vão sendo formados o matte e o Speiss. Todas estas quatro fases: Pb, matte, speiss e escória, são imissíveis entre si, e têm diferentes densidades, razão pela qual, elas se acumulam no caminho e se separam entre si.

Nos fornos de redução de Pb, a corrida do metal pelo sifão é contínua, ao passo que a corrida das demais fases, que é feita pelo furo de escória, é intermitente. Tanto o sifão Arents, como o furo da

escória , fazem parte do cadinho.

Tanto na Cobrac, como na Plumbum, o sifão se encontra num dos lados menores do cadinho; enquanto que o furo da escória, na Cobrac, se encontra num dos lados maiores, no caso da Plumbum se encontra no outro lado menor.

O Water Jacket é alimentado com sinter e cóque pela sua parte superior; sendo que o cóque deve ter granulometria entre 1" e 3" a fim de permitir boa marcha do forno; granulometria de sinter e cóque fora das mencionadas, implica em graves consequências.

Pela parte superior do forno, são recolhidos os gases, que contém até 5% do Pb carregado, eles são tratados com a finalidade de recuperar o metal contido. Para esta recuperação a Cobrac dispõe de um filtro Venturi, que funciona por via umida, enquanto a Plumbum dispõe de um filtro Dracco que funciona por via seca; cada um desses processos de filtração apresenta as suas vantagens e desvantagens em relação ao outro. O pó recuperado é enviado à seção de sinterização.

Assim, concluímos que no forno podem ser obtidos os seguintes materiais: gases, Pb bruto, speiss, matte e escória.

As densidades deles:

Pb = 11,34 gr/cm³

Speiss = 7,1 a 7,8

Matte = 4,8 a 5,7

Escória = 3,1 a 4,5

O ar soprado, não sofre pré-aquecimento, e os gases após filtração são jogados na atmosfera por não apresentarem nenhum valor prático: saem abaixo de 100° c e não são combustíveis.

As escórias do forno apresentam os seguintes teores:

	<u>Plumbum</u>	<u>Cobrac</u>
SiO ₂ -	23,0%	25,0%
CaO -	21,0%	15,0%
FeO -	33,0%	30,0%

CaO mais elevado na Plumbum é devido a dois fatores:

- 1 - Abundância de CaCO₃ na região e sem custo
- 2 - Economia do consumo de cóque. Isto se explica pela decomposição mais fácil dos silicatos de Pb que são de difícil redução.

A escória é granulada por um jato de água fria e abandonada , salvo nos casos em que seu teor de Pb é maior de 2,5%, quando então são aproveitados na sinterização.

Refino

O Pb bruto produzido pelo forno é levado para o 1º painel da

refinaria. Esta seção é composta de cinco panelões, cada um com sua finalidade.

Todos os panelões são aquecidos por uma fornalha que utiliza óleo combustível.

O Pb bruto, para o caso da Plumbum apresenta as seguintes impurezas:

Cu	-	2,5	a	5,0 %
Ag	-	0,14	a	0,30%
Sb	-	0,084		%
As	-	0,3	a	0,4%
Sn	-	0,0173		%
Zn	-	0,151		%
Fe	-	0,0774		%
Bi	-	0,0360		%

Com excessão do Bismuto, todos os elementos têm seus teores acima dos da especificação da ASTM B-29.

Os dois primeiros panelões, têm a mesma finalidade ou seja, eliminação do cobre. Para isto, baixa-se a temperatura do Pb à 3700 c, eliminam-se as crostas cupríferas por agitação e com redução do Pb nelas contidas, até que o teor de cobre fique em torno de 0,08%, nesta ocasião adiciona-se ao Pb em agitação 1,2 kg de S por ton. de Pb. Desta maneira consegue-se obter um Pb com traços de cobre.

Bombea-se este Pb para o panelão 3, e nele adiciona-se Zn em lingotes, cuja finalidade é eliminar o Ag e Au contidos no Pb.

Sobre o banho metálico, formam-se as Crostas Parker, que são constituídas por uma tripla liga, Pb, Zn e Ag. São escumadas do banho e seu tratamento é feito em outro forno. Após a eliminação total destas crostas esfria-se ao máximo este chumbo e bombea-se para o panelão nº 4. Este Pb está isento de cobre e prata, mas saturado de Zn (0,55 a 0,60%).

Das impurezas iniciais, com excessão do cobre, prata e bismuto, todas são mais oxidáveis que o Pb. Seguindo este raciocínio, no panelão nº 4 é feita a oxidação das impurezas através do oxidante NaNO_3 . Após oxidação estes elementos são eliminados pelo agente refinador NaOH , dando lugar à formação de arseniátos e antimoniatos de sódio.

Após eliminação destes elementos o Pb é bombeado para o panelão nº 5, onde é moldado em lingotes.

	(1) Cobrac	(2) Plumbum	ASTM B-29-55
Ag	0,002 %	0,0015 %	0,0015 % máx.
Cu	0,0005 %	0,0001 %	0,0015 % máx.
As+Sb+Sn	0,0013 %	0,0018 %	0,002 % máx.
Zn	0,001 %	0,00025 %	0,001 % máx.
Fe	0,0010 %	0,0010 %	0,002 % máx.
Bi	0,007 %	0,032 %	0,05 % máx.
Pb	99,975 %	99,960 %	99,94 % máx.

(1) Análise feita pela Daniel C. Griffith and Co. Ltd. - Lon - dres em 22/02/72.

(2) Mesma firma em 19/04/72.

Seção Rica

Liquação

As crostas Parker produzidas pela desargentação são constituídas essencialmente por Pb, Zn e Ag. Na seção rica faz-se a separação de tes três metais.

Análise média das Crostas Parker:

Zn = 7,0 %

Ag = 3,5 %

Cu = 0,1 %

Pb = restante

Observando-se estes números, verifica-se que o teor de Pb é muito elevado; havendo necessidade de ser diminuído, com o consequente aumento dos teores de Zn e Ag.

Isto consegue-se de duas formas:

1º - Prensando-se a Crosta Parker

2º - Liquação do Pb.

Apenas a metalurgia de Santo Amaro está utilizando os dois processos, enquanto a Plumbum só utiliza a liquação. Por esta razão, as Crostas Parker Ricas de Santo Amaro, estão apresentando melhora teores que as do Paraná.

A liquação é um processo que utiliza uma cafeteira de ferro fundido, aquecida à aproximadamente 800°C; no interior da qual são jogadas as Crostas Parker. Elas fundem, e o Pb sendo mais denso vai ao fundo e, é recolhido por um sifão, enquanto as Crostas Parker Rica são vasadas por una bica separada.

Destilação

É feita em forno Baber du Faur, providos de cadinhos de grafite, onde as Crostas Parker Ricas são carregadas e aquecidas durante 10 a 12 horas a 1.200°C.

Na boca de carga da retorta é acoplado um condensador que é provido de um furo para vasamento de Zn.

Copelação

Após eliminação do Zn, a liga Pb-Ag é carregada em fornos de copelação; onde elimina-se o Pb por oxidação, e promove-se a retenção da Ag bruta. O óxido de chumbo assim formado é carregado no forno de redução a fim de fazer a recuperação do Pb e Ag contidos.

A Ag bruta é moldada em barras, e estas vão à eletrólise para separação das impurezas, das quais é extraído o Au contido Ag.

TRATAMENTO DE MINÉRIOS "PANELAS"

Atualmente na flotação Panelas, são tratados os minérios Panelas e Rocha com as seguintes análises químicas:

"PANELAS"

Pb	- 5,0%
PbOx	- 1,30%
Zn	- 0,80%
Ins	- 29,0%
CaO	- 24,3%
Fe	- 5,7%
Cu	- 0,10%
Ag(g/ton)	- 74
S	- 3,6%

"ROCHA"

Pb	- 5,0%
PbOx	- 1,0%
Zn	- 1,3%
Ins	- 31,2%
CaO	- 21,9%
Fe	- 3,5%
Cu	- 0,24%
Ag(g/ton)	- 98
S	= 2,8%

O minério Rocha lavrado no município de Cerro Azul distante 40 Km de Panelas é transportado por caminhões até Panelas, até um poço de 30 metros de profundidade, com capacidade de 1.000 ton..

Esse poço descarrega na galeria principal da mina Panelas - (nível 150) onde posteriormente é transportado por locomotivas até o silo nº 1 da Concentração (capacidade 180 ton.) (em caçambas de 4 a 5 toneladas).

Por um alimentador de gaveta, o minério é levado até o britador primário de mandíbulas "DENVER" 40 x 60 de um eixo que reduz ao tamanho máximo de duas polegadas. A correia que o transporta tem em seu rôlo superior um imã permanente que impede a passagem de ferros

para a rebritagem.

A peneira vibratória de 2 x 1 ms, de dois níveis, está atualmente com um nível onde são colocados normalmente telas de $\frac{3}{8}$ " o material retido nessa peneira é alimentado por outra transportadora ⁸ a um britador secundário Hidrocone Allis Chalmers 436, cujo britado retorna à primeira transportadora fechando assim o circuito.

O material mais fino que $\frac{3}{8}$ " é recolhido no silo nº 2 de capacidade 220 toneladas.

O minério Pannels lavrando a céu aberto com 80% de Pb na forma de carbonato é transportado por caminhões e despejado no pátio da britagem para em seguida ser paleado ao silo nº 2. Evita-se, assim, problemas que esse minério argiloso acarretaria no circuito de britagem.

Um alimentador de disco coloca este minério britado numa transportadora em cuja extensão acha-se instalada uma balança integradora mecânica que permite a pesagem automática do minério.

Da transportadora, o minério vai ao moinho de bolas Dragon - TBB 200 x 180 de 23,4 rpm com carga de 9 toneladas de bolas de aço de 3 a 4 polegadas.

A classificação é feita por um classificador helicoidal WECO de 48" tipo Akins.

Na moagem a relação de carga circulante é 2,9, a densidade da polpa é 1,10 líquido 1,0 sólido com $1,50 \text{ g/cm}^3$. O melhor MOG para flotação está na faixa 35 - 48 mesh.

O fluxo do overflow do classificador, é cortado a cada 20 minutos por amostrador gravimétrico cuja abertura é de 5 mm e a amostra recolhida em uma caixa que é levada para análise química em cada 12 hs.

Por gravidade a polpa é alimentada na primeira célula rougher da flotação.

O circuito de flotação é constituído de 31 células tipo MINE-MET e um condicionador sendo 11 para o circuito galena e 20 para o circuito oxidado.

Das células 15 são do tipo de turbinas pás radiais (admissão de ar atmosférico) e 16 são do tipo de turbinas de ferro cruzado (injeção de ar comprimido).

Tanto no circuito galena como no circuito cerusita, atinge-se o estágio recleaner para se obter os concentrados finais.

O circuito cerusita contém variações que, em funcionamento pode ser alterado ora permitindo concentrados mais limpos para minérios de baixo teor de PbOx , ora permitindo melhor recuperação para minérios mais ricos em PbOx .

O fluxo do tailing com densidade $1,32 \text{ g/cm}^3$ é cortado a cada

20 minutos por amostrador gravimétrico de abertura de 5 mm e recolhido em uma caixa que a cada 12 horas é levada ao laboratório.

O fluxo dos concentrados também amostrado é recolhido num espessador Dorr $\phi = 7$ metros e $H = 2,5$ metros.

O underflow do espessador é levado por uma bomba de diafragma Corro (4 pol.) ao filtro a vácuo Oliver de 6 pés de diâmetro com três discos.

O vácuo do filtro, é provocado por uma bomba Baudot Hardoll-BF14 ou por uma bomba Nash 1320 rpm.

O concentrado filtrado é levado por uma correia a uma plataforma que recolhe a produção diária de 25 a 30 toneladas.

A cada dia, este concentrado é trinostado com um trado (40% Pb a 50% Pb e 9% H_2O a 10% H_2O) e transportado por caçambas até uma balança toledo de 3,1 toneladas de capacidade e posteriormente entregue à Metalurgia.

O overflow do espessador é conduzido por gravidade a três caixas de águas tranquilas onde os finíssimos possam sofrer sedimentação.

As lamas da mina Pannels com teor de 6,0 a 8,0% Pb, são levadas por um conduto de 4" até o poço da flotação e através de uma bomba SRL 2 x 2 essa lama é conduzida ao moinho de bolas para posterior flotação.

PRODUÇÃO

Os minérios Pannels e Rocha, são tratados separadamente por permitir melhores condições de controle interno das minas (produção, teores, etc.), visto que é mais representativa a amostra colhida por amostrador gravimétrico do que amostra colhida no minério bruto.

A produção diária de minério Rocha é de 250 toneladas contra 280 toneladas de Pannels devido ao menor teor de CaO e maior de SiO contida no minério Rocha.

A recuperação de Pb é de 90%, de $PbOx$ é de 75% e de Ag, 80% a 85%. O teor dos concentrados é de 42% Pb a 46% Pb e dos regeitos - 0,60% Pb.

REATIVOS

Coletor - amil xantato de Sódio - de preparação em Pannels a partir da soda cáustica, óleo de fusel e dissulfeto de carbono de alta eficiência, porém, com as desvantagens de sua baixa estabilidade e de preparação que requer muito cuidado.

Em células de ensaio já se experimentou para nossos minérios substituí-lo por amil xantato de potássio e isopropil xantato de só

dio, ambos estáveis, porém foram obtidos resultados negativos já que se mostraram de menor eficiência.

Consumo = 140 g/ton.; ponto de adição: moagem e condicionador espumante = metil isobutil carbinol - consumo 40 g/ton.

Depressor - cianato de sódio : consumo 10 g/ton-deprime a esfalerita e os sulfetos de ferro. O seu consumo é cerca de metade do mínimo utilizado em outras minerações visando a não dissolução do ouro e prata contidos no minério = ponto de adição 1º cleaner.

Silicato de Sódio - dispersar as lammas da ganga, deprime os silicatos-ajuda a limpar os concentrados, utilizado atualmente em casos de minérios ricos de PbOx e silicatados - consumo - 60 g/ton-ponto de adição condicionador.

Bissulfito de sódio - depressor da esfalerita para o minério Rocha, atuando como redutor dos minérios de chumbo e cobre impedindo a sua oxidação durante a moagem o que ativaria a esfalerita, consumo 40g/ton, - ponto de adição: moagem.

Sulfeto de Sódio - Usado para sulfetação dos minérios de chumbo e cobre. Sua adição é no condicionador mas quando o minério se apresenta rico em PbOx, é adicionado também na moagem antes da flotação da Galena.

Quando utilizado em excesso atua como forte depressor, principalmente para os sulfetos de prata.

Consumo = 1000 g/ton.

Cal - Anteriormente utilizada em pó como regulador de pH (7,5) e depressor da pirita com as desvantagens de deprimir ouro e retardar a sulfetação como sulfeto de sódio. Atualmente é utilizado como floculante no espessador com o consumo de 200 g/ton de concentrado.

Carbonato de Sódio - Utilizado em substituição ao cal como regulador de pH e, solução a 5%. Esses reativo além de não ter as desvantagens do cal, quando alimentado em líquido permite a não oscilação do pH, o que acarreta num consumo regular mínimo do coletor e do espumante. Sua única desvantagem é o mais alto custo em relação ao cal. Consumo 25 g/ton
Ponto de adição - moagem.

GRAVIMETRIA - BARRINHA

A mina Barrinha, localizada a 25 Km de Panelas, contém essencialmente piromorfita com 8% Pb e como esse minério é não flotável, o seu tratamento é feito por gravimetria.

A alimentação é feita por uma bica com declive de 45º e capacidade de 100 ton., sendo transportado até o britador primário por uma correia de 20".

O minério é britado a malha de $\frac{1}{8}$ " .

Entre 1/16" e 1/8" é alimentado em três jigs tipo Denver 14 x 20, 16 x 22 e 18 x 24 em série, cujos concentrados (25 a 30 Pb) são recolhidos para futuro transporte à metalurgia e os regeitos conduzidos ao Rio Ribeira.

O material mais fino que 1/16" é alimentado em três mesas tipo Wilfey, em série, de 1,10 ms x 2,40 ms e 240 rpm, 270 rpm e 300rpm de inclinação transversais e longitudinais reguláveis.

O teor de concentrado de 25% a 30% Pb é levado diretamente à metalurgia, sendo a recuperação aproximada de 70% devido, sobretudo, a grande quantidade de finos menores que 100 mesh contidos no minério.

CUSTOS

ENERGIA	-	31,0%	(19,5 KWH/ton.)	Cr\$ 0,19/KWH
REATIVOS	-	10,0%		
MÃO DE OBRA	-	19,0%		
DIVERSOS	-	40,0%	(Peças + manutenção + laboratório).	

DEBATES

O Sr. Clovis Henrique de Almeida - Estão abertos os debates. Os que desejarem fazer perguntas queiram declinar seu nome.

O Sr. Jorge Menezes - Gostaria de saber o que é feito com o mate e a escória secundária.

O Sr. Basílio Timofiecsyk - Desses mates que retiramos, de modo geral, fazemos uma recuperação do máximo possível de chumbo contido neles. Usamos dois processos para fazer a recuperação desses mates. O primeiro processo é fazendo uma campanha especial no forno de redução, quando retiramos uma gosma que sempre vem impregnada de chumbo e passamos no forno. Então há uma separação mais perfeita entre o

chumbo e mate.

Em segundo lugar, quando temos uma quantidade de mate, digamos, insignificante, para passar no forno, fazemos fogueiras com lenha e retiramos o chumbo contido. Estamos fazendo a exportação desse mate que é o resultado final. É um mate que contém até 50 a 54% de cobre, 20 a 26% de chumbo, 0,1 de prata, 4% de arsênico e 16% de enxofre.

O Sr. Jorge Menezes - Qual é, em média, a quantidade desse material exportado?

O Sr. Basílio Timofiecsyk - Temos uma produção média de 25 toneladas de mate por mês.

O Sr. Jorge Menezes - Nos dois processos?

O Sr. Basílio Timofiecsyk - A produção total de mate da Metalurgia de Panelas é de 25 toneladas médias. No caso do Norte, muitos concentrados de lá são muito pobres em cobre. No Norte não temos a formação de mate. O cobre vai junto com o chumbo. O chumbo que ele contém é insignificante e não há necessidade de se fazer uma recuperação maior do cobre. Tanto é que lá nem o cobre é retirado; sai juntamente com o processo de zincagem.

O Sr. Clovis Henrique de Almeida - Mais alguma pergunta? (Pausa) Não havendo, agradecemos aos Drs. Basílio Timofiecsyk e Marco Antonio Zacarelli, pelas brilhantes palestras. (Palmas).

Agradecemos a presença de todos.

- Levanta-se a sessão.