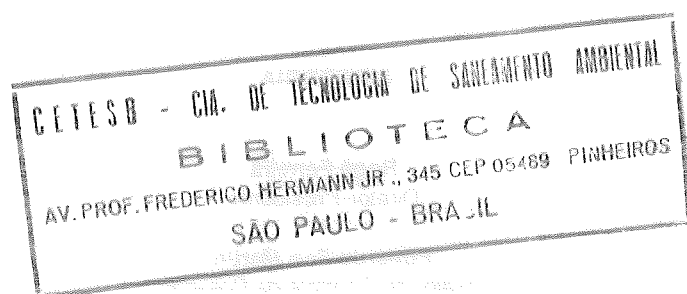


CETESB

COMPANHIA DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL



GUIA INDUSTRIAL

ALUMÍNIO

1978

GOVERNO DO ESTADO DE SÃO PAULO

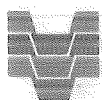
Orestes Quércia

Governador

SECRETARIA DO MEIO AMBIENTE

Jorge Wilhelm

Secretário



CETESB

Companhia de Tecnologia de Saneamento Ambiental

DIRETORIA

Rogê Ferreira

Diretor-Presidente

Eduardo San Martin

Diretor de Controle da Poluição

Frederico Pegler Neto

Diretor Administrativo e Financeiro

Jayme Gimenez

Diretor de Treinamento e Transferência de Tecnologia

Laura Maria Regina Tetti

Diretora de Desenvolvimento de Programas e Mobilização

Nelson Vieira de Vasconcelos

Diretor de Normas e Padrões Ambientais

GUIA INDUSTRIAL

ALUMÍNIO

DIVISÃO DE PADRÕES DE EMISSÕES ATMOSFÉRICAS

GERÊNCIA DE EMISSÕES ATMOSFÉRICAS

SUEC/D TSA

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL

BIBLIOTECA

AV. PROF. FREDERICO HERMANN JR., 345 CEP 05489 - PINHEIROS

SÃO PAULO - BRASIL

8300
C338g (RCET)
008410

CLASS.	
A. OR	
B. D	8410

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA E SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA
ÍNDICE

	<u>Pag.</u>
I - ASPECTOS ECONÔMICOS DA INDÚSTRIA DE NÃO FERROSOS	I. 1
I.1. INTRODUÇÃO	I. 1
I.2. SETOR ALUMÍNIO	I. 2
I.2.1. INSUMOS BÁSICOS	I. 2
I.2.2. PRODUÇÃO	I. 4
I.2.3. CONSUMO E COMERCIALIZAÇÃO	I. 6
I.2.4. PERSPECTIVAS DO SETOR	I. 8
I.3. SETOR DE COBRE	I.10
I.3.1. INSUMOS BÁSICOS	I.11
I.3.2. OFERTA	I.12
I.3.3. DEMANDA	I.13
I.3.4. PERSPECTIVAS DO SETOR	I.14
I.4. OUTROS METAIS NÃO FERROSOS	I.16
I.4.1. ESTANHO	I.16
I.4.2. ZINCO	I.18
I.4.3. CHUMBO	I.21
I.4.4. NÍQUEL	I.23
II - PRODUÇÃO DE ALUMÍNIO PRIMÁRIO	II. 1
II.1. O PROCESSO	II. 1
II.1.1. TRATAMENTO DO MINÉRIO E PRODUÇÃO DA ALUMINA	II. 1
II.1.2. REDUÇÃO DA ALUMINA	II. 1
II.1.2.1. Célula Pré-cozida	II. 3
II.1.2.2. Célula Soderberg	II. 5
II.1.3. PROCESSAMENTO DO ALUMÍNIO FUNDIDO.	II. 8
II.2. CONTAMINAÇÃO ATMOSFÉRICA	II. 8
II.2.1. MANUSEAMENTO DO MATERIAL	II. 9
II.2.2. PRODUÇÃO DA ALUMINA	II. 9

II.2.3. PREPARAÇÃO DO ÂNODO	II.10
II.2.4. CÉLULAS DE REDUÇÃO	II.10
II.2.5. FORNOS DE ESPERA	II.11
II.3. CONTROLE DOS CONTAMINANTES ATMOSFÉRICOS ..	II.11
II.3.1. TRATAMENTO DO MINÉRIO E PRODUÇÃO DA ALUMINA	II.11
II.3.2. REDUÇÃO DA ALUMINA	II.12
II.3.2.1. Células Soderberg	II.12
II.3.2.2. Células Pré-cozidas	II.12
II.3.3. FORNOS DE FUSÃO DO ALUMÍNIO	II.13
III - PRODUÇÃO DE ALUMÍNIO SECUNDÁRIO	III. 1
III.1. PROCESSO	III. 1
III.1.1. PROCESSO DE FUSÃO	III. 1
III.1.1.1. Práticas de Fusão ...	III. 1
III.1.1.1.1. Escorificação	III. 1
III.1.1.1.2. Preparação da Liga.	III. 3
III.1.1.1.3. Degaseificação	III. 5
III.1.1.1.4. Redução do Teor de Magnésio	III. 7
III.1.1.2. Fornos de Fusão	III. 7
III.1.1.2.1. Fornos Cadinho	III. 7
III.1.1.2.2. Fornos Revérbero ..	III. 8
III.1.1.2.3. Fornos de Indução .	III. 8
III.1.2. MOLDAGEM	III. 8
III.1.2.1. Moldagem em Areia ...	III. 9
III.1.2.2. Moldagem em Moldes Per manentes	III. 9
III.1.2.2.1. Moldes Permanentes. por Gravidade	III. 9
III.1.2.2.2. Moldes Permanentes sob Pressão	III.10

III.1.3. MACHARIA	III.11
III.1.3.1. Máquinas de Sopro	III.11
III.1.3.1.1. "Core Blower"	III.11
III.1.3.1.2. "Core Shooter"	III.12
III.1.3.2. Processo de Caixa Quen te	III.12
III.1.3.3. Captação de Machos por Diafragma	III.12
III.1.4. VAZAMENTO	III.12
III.1.5. DESMOLDAGEM	III.13
III.1.6. RECONDICIONAMENTO E RECUPERAÇÃO DA AREIA	III.13
III.1.7. TRATAMENTO TÉRMICO	III.14
III.1.8. ACABAMENTO	III.15
III.2. CONTAMINAÇÃO ATMOSFÉRICA	III.15
III.2.1. PROCESSO DE FUSÃO	III.15
III.2.2. MOLDAGEM	III.17
III.2.3. MACHARIA	III.17
III.2.4. VAZAMENTO	III.17
III.2.5. DESMOLDAGEM	III.18
III.2.6. RECONDICIONAMENTO E RECUPERAÇÃO DA AREIA	III.18
III.2.7. TRATAMENTO TÉRMICO	III.18
III.2.8. ACABAMENTO	III.18
III.3. CONTROLE DOS CONTAMINANTES ATMOSFÉRICOS ..	III.18
III.3.1. PROCESSO DE FUSÃO	III.18
III.3.2. MOLDAGEM	III.19
III.3.3. MACHARIA	III.19
III.3.4. VAZAMENTO E DESMOLDAGEM	III.20
III.3.5. ACABAMENTO	III.20
III.3.6. TRATAMENTO TÉRMICO	III.20

ANEXO I - FORNOS INDUSTRIAIS

1. FORNOS ELÉTRICOS	1
1.1. FORNOS ELÉTRICOS DE INDUÇÃO	1
2. FORNOS REVERBEROS	2
3. FORNOS CADINHO	4
3.1. FORNO BASCULANTE	4
3.2. FORNO ENTERRADO	4
3.3. FORNO ESTACIONÁRIO	4

ANEXO II - EQUIPAMENTOS DE CONTROLE DE POLUENTES

1. COLETORES CENTRÍFUGOS SECOS - CICLONES	1
1.1. CARACTERÍSTICAS DOS CICLONES	1
1.2. TIPOS DE COLETORES CENTRÍFUGOS ..	2
1.2.1. DIMENSIONAMENTO DE CICLO NES	2
1.3. ESTIMATIVA DA EFICIÊNCIA DE COLE TA PARA CICLONES	8
1.4. CÁLCULO ESTIMATIVO DA PERDA DE CARGA EM COLETORES CENTRÍFUGOS ..	9
1.5. CUSTO DE OPERAÇÃO PARA COLETORES CENTRÍFUGOS SECOS	13
REFERÊNCIAS E BIBLIOGRAFIA	15
2. LAVADOR	16
2.1. CLASSIFICAÇÃO DOS LAVADORES	16
2.2. EFICIÊNCIA DE COLETA	20
2.3. CUSTO DE OPERAÇÃO PARA LAVADORES.	23
REFERÊNCIAS E BIBLIOGRAFIA	24
3. FILTROS DE TECIDO	25
3.1. MECANISMOS DE FILTRAÇÃO	25
3.2. VARIÁVEIS INTERVENIENTES NA EPI CIÊNCIA DE FILTRAÇÃO	25
3.3. DIMENSIONAMENTO DE FILTROS	31
3.3.1. DIMENSÃO DAS MANGAS	31
3.4. CUSTO DE OPERAÇÃO	31
REFERÊNCIAS E BIBLIOGRAFIA	34

4. PRECIPITADORES ELETROSTÁTICOS	35
4.1. PRINCÍPIO DE FUNCIONAMENTO	35
4.2. CLASSIFICAÇÃO	35
4.3. CARACTERÍSTICAS DO MATERIAL A SER COLETADO	36
4.3.1. PARTÍCULAS DE BAIXA RESISTI VIDADE	36
4.3.2. PARTÍCULAS DE ALTA RESISTI VIDADE	36
4.3.3. PARTÍCULAS DE RESISTIVIDADE INTERMEDIÁRIA	36
4.3.4. CONDICIONAMENTO DAS PARTÍ CULAS	39
4.3.5. INFLUÊNCIA DA TEMPERATURA E UNIDADE NA RESISTIVIDADE ..	39
4.4. REMOÇÃO DO PÓ DOS ELETRODOS DE CO LETA	39
4.5. EFICIÊNCIA DE COLETA	41
4.6. PERDA DE CARGA	41
4.7. SELEÇÃO PRÁTICA DE UM PRECIPITADOR	41
4.8. PROBLEMAS DE OPERAÇÃO	42
4.9. VANTAGENS E DESVANTAGENS	43
4.10 APLICAÇÕES	44
4.11 CUSTOS DE OPERAÇÃO	44
REFERÊNCIAS E BIBLIOGRAFIA	46

ANEXO III - CUSTOS DE CONTROLE

1. INTRODUÇÃO	1
2. EQUIPAMENTOS PARA CONTROLE DE PARTICU LADOS	1
3. CUSTOS DE EQUIPAMENTOS DE CONTROLE ...	3
4. CUSTO ANUALIZADO	8
5. CONSIDERAÇÕES GERAIS	13

REFERÊNCIAS E BIBLIOGRAFIA

LISTA DE TABELAS

I.1. Produção de Não Ferrosos	I. 2
I.2.1.1. Quantidade de Insumos na Produção do Alumí nio Primário	I. 4
I.2.2.1. Evolução da Produção de Alumínio	I. 5
I.2.2.2. Evolução da Produção de Fundidos de Ligas de alumínio	I. 6
I.2.3.3.1. Consumo Efetivo de Alumínio	I. 7
I.2.4.1. Projeção de Oferta e Demanda de Alumínio ..	I. 9
I.3.1.1. Estimativa das Reservas de Minério de Cobre 1977	I.12
I.3.2.1. Evolução da Produção de Fundidos de Ligas de Cobre	I.13
I.3.3.1. Importações de Cobre	I.13
I.3.4.1. Projeção de Oferta e Demanda de Cobre	I.16
I.4.1.1. Produção de Concentrado - Rondônia	I.17
I.4.1.2. Projeção da Oferta e Demanda de Estanho ...	I.28
I.4.2.1. Projeção da Oferta e Demanda de Zinco	I.20
I.4.2.2. Evolução da Produção de Fundidos de Ligas de Zinco	I.21
I.4.3.1. Projeção da Oferta e Demanda de Chumbo	I.25
I.4.4.1. Estimativa das Reservas de Minério de Ní quel r.1977.....	I.24
I.4.4.2. Projeção da Oferta e Demanda de Níquel	I.25
II.1. Materiais Brutos Para a Produção de 1 Tonelada de Alumínio	II. 3
II.2. Material Bruto e Energia Requerida Para a Redu ção do Alumínio nas Células Soderberg	II. 5
II.3. Comparação dos Parâmetros Para as Células Pré- Cozidas e Soderberg	II. 8

II.4. Fatores de Emissão dos Processos de Produção do Alumínio Primário	II..9
II.5. Apresentação da Distribuição do Tamanho das Partículas dos Efluentes (sem controle) Provenientes das Células Pré-cozida e Soderberg horizontal	II.11
II.6. Fontes de Emissão, Contaminantes e Equipamentos de Controle Típicos para o Processo de Produção do Alumínio Primário	II.14
III.1. Fatores de Emissão no Processo de Fusão do Alumínio Secundário	III.16

ANEXO II

1. Configurações Padronizadas de Ciclones	4
2. Eficiência Global de Coleta para Ciclones	12
3. Unidades de Transferência em Lavadores e Eficiências de Coleta	21
4. Parâmetros de Correlação para Eficiência de Lavadores	22

ANEXO III

I. Prazos de Projetos, Fabricação e Instalação de Sistemas de Controle	14
II. Índices de Nacionalização	14

LISTA DE FIGURAS

II.1. Representação Esquemática do Processo Bayer .	II. 2
II.2. Células de Redução do Alumínio	II. 4
II.3. Fluxograma do Processo de Produção do Ânodo de Carbono Pré-cozido	II. 6
II.4. Processo de Produção da Pasta Anódica Soderberg	II. 7
III.3. Fluxograma Básico da Fundição do Alumínio Secundário	III. 2

ANEXO II

1. Ciclone de Entrada Tangencial	3
2. Cálculo de Diâmetro de Ciclones	5
3. Cálculo de Multiciclones	10
4. Eficiência de Coleta Versus d_p/D_{pc}	10
5. Cálculo de Diâmetro de Corte	11
6. Cálculo de Perda de Carga em Ciclones	14
7. Lavador Venturi com Eliminador de Gotas	17
8. Torre de Spray	18
8a. Torre de Recheio	18
9. Dimensionamento de Filtros de Tecido	33
10. Precipitador Eletrostático de Eletrodos Tabulares	37
11. Precipitador Eletrostático de Placas Planas	38
12. Curva de Resistividade Superficial de Fumos de Chumbo	40

GRÁFICOS

ANEXO III

1. Variação do Custo de Aquisição - Ciclone	5
2. Variação do Custo de Aquisição - Lavador	6
3. Variação do Custo de Aquisição - Filtro de Tecidos	7
4. Variação do Custo Anualizado - Ciclone	10
5. Variação do Custo Anualizado - Lavador	11
6. Variação do Custo Anualizado - Filtro de Tecidos	12

I - ASPECTOS ECONÔMICOS DA INDÚSTRIA
DE NÃO FERROSOS

I. ASPECTOS ECONÔMICOS DA INDÚSTRIA DE NÃO FERROSOS

I.1. INTRODUÇÃO

A utilização dos metais não ferrosos para ferramentas ou utensílios, é anterior à do ferro, estimando-se o manufaturamento destes metais por volta de 2000 AC.

No desenvolvimento histórico da utilização dos materiais, o cobre e o estanho surgiriam no período secundário, denominado Idade do Bronze, posterior apenas ao emprego da pedra ou ossos e madeira, atingindo certas partes da África e algumas regiões da América (Central e México).

O ferro que surge no terceiro período, por volta de 1000 AC, por razões econômicas (maior disponibilidade de minério) é até o presente o metal mais utilizado. Porém, as características físicas exigidas para alguma peça a ser produzida, tais como menor oxidação, maior resistência mecânica, determinam o uso de metais como o cobre, alumínio, estanho, etc.

No Brasil, a indústria metalúrgica surge em 1587, e seu desenvolvimento efetivo ocorre apenas neste século, principalmente o ferro e sobretudo em São Paulo.

Devido a estreita relação existente entre a metalurgia e indústria mecânica, e esta praticamente não existindo no Brasil, justifica-se o baixo consumo do ferro e consequentemente o desestímulo a sua produção antes do atual século.

Até 1930 existiam poucas indústrias especializadas na produção de metais ou ligas não ferrosas, geralmente as fundições de ferro mantinham uma fundição de ligas de cobre ou alumínio.

Neste período existiam no Brasil sete fundições de ligas não ferrosas e os seus fornos eram cadinhos com 70 kg de capacidade.

A produção total de bronze, latão e ligas de alumínio era a seguinte.

TABELA I.1. Produção de Não Ferrosos (T)

LOCAL	PERÍODOS		
	1928	1929	1930
São Paulo	1.159	1.202	1.120
Rio de Janeiro	1.253	1.176	1.035

Fonte.: SIDERURGIA - Araujo, L.A.

I.2. SETOR DE ALUMÍNIO

O alumínio é um metal abundante em todo o mundo e sua demanda tem aumentado devido ao comportamento de seu preço, decrescente no longo prazo, o que o torna vantajoso em relação a outros metais.

A indústria Brasileira de alumínio apresentou um crescimento contínuo desde a sua implantação, embora os níveis atuais de produção não sejam, ainda, suficientes ao atendimento da demanda interna, suprimindo aproximadamente 65% do consumo aparente.

O consumo "per capita" de alumínio no Brasil, 2,3 Kg/hab. em 1975, se o compararmos ao dos países mais desenvolvidos é relativamente baixo (EUA: 20,1 Kg/hab) e grande parte desta demanda é servida por importações.

Em 1976 o volume de importações atingiu 93,5 mil tons, 84% das quais representadas por metal primário.

Porém, o Brasil possui condições favoráveis ao desenvolvimento da produção em função das reservas de minério existentes o que possibilitará a adequação do setor às necessidades crescentes do mercado.

I.2.1. INSUMOS BÁSICOS

O alumínio não é conhecido em seu estado natural, sendo produzido pela transformação de alguns minerais dos quais destacam-se a bauxita (hidróxido de alumínio) e a Gipsita (uma variante do hidróxido de alumínio).

A bauxita é encontrada em todos os continentes. O Brasil possui a terceira maior reserva deste miné

rio, calculada em 5 bilhões de tons., sendo 98% deste volume localizado na região norte.

No Estado do Pará localizam-se as maiores jazidas, 50% das reservas da região norte, e sua descoberta é relativamente recente.

Atualmente, apenas as reservas de Minas Gerais foram aproveitadas devido à sua localização próxima ao mercado consumidor e de outros insumos básicos como a energia elétrica.

A produção deste minério, apresentou uma taxa média anual de crescimento de 15,8%, durante o período de 1966/1975, registrando 969 mil tons. produzidas em 1975.

Através da purificação da bauxita é obtida a alumina, que juntamente com a energia elétrica são responsáveis por 60% dos custos da produção do alumínio.

O processo mais utilizado na obtenção da alumina é o Bayer, tendo como elemento básico a soda cáustica, cuja função consiste na dissolução da alumina contida na bauxita.

A soda cáustica depende da produção do cloro, ambos derivam da salmoura. Quando o consumo do cloro diminui a produção da soda decresce independente do comportamento do seu mercado consumidor, gerando muitas oscilações na oferta e preço deste insumo.

Em 1975 o consumo brasileiro de soda cáustica foi da ordem de 590 mil tons., enquanto que a produção interna atingiu 260 mil tons., ou seja 44% do consumo, em vista disso algumas empresas importaram a totalidade de soda necessária à sua produção de alumínio.

Uma estimativa das quantidades de insumos necessários à produção de alumínio primário para o ano de 1975 pode ser vista na tabela I.2.1.1.

TABELA I.2.1.1 Quantidade de Insumos na Produção de Alumínio primário.

INSUMOS (mil t)	QUANTIDADE
Produção de Alumínio Primário	135
Alumina	260,6
Coque de Petróleo	51,3
Piche	18,9
Criolita	2,0
Fluoreto de alumínio	3,9
Fluorita	0,6
Energia (10^3 Kwh)	2065,5

Fonte.: Elaboração Hidroservice.

Os fluoretos de alumínio e os fluoretos duplos de alumínio e soda (criolita) são denominados fundentes e ambos derivam da fluorita. Estes fundentes são utilizados no processo de redução de alumínio primário na proporção de 50 Kg por T de alumínio. Atualmente importados, espera-se que a curto prazo na parcela destes insumos seja fornecida pelas reservas de Santa Catarina.

O ânodo dos fornos de redução de alumínio primário é constituído de coque de petróleo metalúrgico, os quais constituem a pasta SODERBERG, estimando-se em 13% a sua participação no custo do alumínio.

O consumo do coque é de 400 Kg por tonelada de alumínio, e nesta relação a produção atual do coque no Brasil é suficiente para garantir o suprimento interno.

I.2.2. PRODUÇÃO

O total da produção mundial de alumínio primário elevou-se a 12038,6 mil T em 1975, contra 6305,4 mil T em 1965, praticamente dobrando nesta década.

O Brasil, com a produção de 125,2 mil T em 1975, participou com apenas 1% do total mundial, sendo o maior volume apresentado pelos Estados Unidos com 3518,3

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA E SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

mil T produzidas, cerca de 29% do montante mundial.

A tabela a seguir, mostra a evolução da produção interna no período de 1966 a 1976, a qual apresenta um crescimento a uma taxa geométrica média anual em torno de 17%.

TABELA I.2.2.1 Evolução da Produção de Alumínio

PERÍODOS	PRODUÇÃO (mil T)					
	PRIMÁRIA	%	SECUNDÁRIA	%	TOTAL	%
1966	32,9		4,1		37,0	
1967	38,1	15,8	3,7	9,8	41,8	13,0
1968	41,4	8,7	4,4	18,9	45,8	9,6
1969	42,9	3,6	6,5	47,7	49,4	7,9
1970	56,2	30,8	8,0	23,1	64,1	29,8
1971	80,7	43,7	10,5	31,3	91,1	42,1
1972	97,6	21,2	13,0	23,8	110,7	21,5
1973	111,7	14,3	18,5	42,3	130,2	17,6
1974	113,6	1,7	22,4	21,1	136,0	4,5
1975	121,3	6,8	20,6	8,0	141,9	4,3
1976	139,2	14,7	28,0	35,9	167,2	17,8

Fonte.: ABAL

O alumínio primário representou a parcela predominante da produção no período, com uma média de 85% do total nos últimos períodos. O alumínio secundário considerado foi o metal oriundo da refusão de produtos acabados já usados, sucata e retalhos de processo após a fase de transformação.

Apesar de possuir substanciais quantidades de minério, a produção brasileira ainda não satisfaz a demanda interna, devido ao baixo dimensionamento desse setor industrial, onde são necessários elevados investimentos na transformação do minério em alumina e posteriormente na produção do alumínio.

A produção de alumínio primário no Brasil está concentrada em 3 empresas, as quais possuem unidades produtoras nos estados de São Paulo, Minas Gerais e Bahia.

A produção de alumínio dirigiu-se principalmente a três grandes itens de transformados em 1976: chapas e lâminas 31%, extrudados 24% e cabos condutores 19%.

O setor de fundições, segundo estudo desenvolvido e divulgado pelos órgãos responsáveis pelo planejamento deste setor, apresentou evolução na produção de ligas de alumínio registrando um crescimento médio anual de 24% no período de 1972 a 1975.

Comparando-se às outras ligas não ferrosas, as peças fundidas de alumínio vem aumentando sua participação na produção total, em 1975 este metal representou 51% do volume produzido.

TABELA I.2.2.2 Evolução da Produção de Fundidos de Ligas de Alumínio. (unidade t)

LIGAS		PERÍODOS			
		1972	1973	1974	1975
A	Alumínio	15660	19600	23730	29960
B	Total Não Ferrosas	37930	46200	51850	59030
% (A/B)		41	42	46	51

Fonte.: TECNOMETAL

Mantendo uma certa constância no período assinalado, as peças mais produzidas em 1976 foram: peças para material de transporte, 63%, blocos e cabeçotes, 23%, peças para máquinas e aparelhos elétricos 6%, demais peças 8%.

Em termos de regionalização, a grande concentração das empresas de fundição de alumínio situa-se no Estado de São Paulo, retendo cerca de 94% do total produzido em 1973.

I.2.3. CONSUMO E COMERCIALIZAÇÃO

O consumo efetivo de alumínio não apresentou um crescimento significativo de 1975 a 1976, igual a 3%,

quando esteve bem abaixo da média apresentada nos últimos 10 anos, por volta de 16%.

A parcela mais significativa da demanda de alumínio foi absorvida por quatro setores, construção civil 25,8%; indústria de eletricidade 21,8%; transportes 18,2%; bens de consumo e manufaturados 16,5%; perfazendo um total de 82,3%.

TABELA I.2.3.1. Consumo Efetivo de Alumínio) (unidade mil t)

PERÍODOS	CONSUMO EFETIVO	VARIAÇÃO (%)
1966	69,4	
1967	69,6	0,3
1968	85,3	22,6
1969	97,4	14,2
1970	104,6	7,4
1971	127,4	21,8
1972	160,1	25,7
1973	187,8	17,3
1974	228,7	21,8
1975	251,2	9,8
1976	258,9	3,0

Fonte.: ABAL

Quanto as fundições especificamente, o maior volume da demanda de peças de alumínio deveu-se ao setor de transportes com consumo aproximado de 70% em 1976.

A oferta, muito embora apresentasse um crescimento significativo nos últimos anos, ainda não é suficiente para o suprimento interno, sendo grande parte das necessidades domésticas oriundas do mercado externo.

As importações em 1976 mantiveram-se em nível quase idêntico a 1975, em função das restrições impostas pelo governo, situando-se em 93,5 mil t, 1% a menos que o ano anterior.

O alumínio primário e suas ligas representa

ram a parcela predominante destas importações, um total de 84%.

Em ligas e lingotes 31% das importações foram fornecidas pela Alemanha Ocidental, quanto à sucata o maior volume foi fornecido pelos Estados Unidos, 78%.

Sendo a produção praticamente voltada para o mercado interno, são insignificantes as exportações, mantendo um volume quase constante nos últimos 3 anos, cerca de 1,8 mil toneladas. Estas exportações são compostas na maior parcela de produtos manufaturados.

I.2.4. PERSPECTIVA DO SETOR

Visando a ampliação da produção de alumínio no Brasil, aproveitando as condições favoráveis, tais como a abundância de bauxita e outros insumos, existem vários projetos em estudo para a formação de complexos minero-metalúrgicos e previsões de expansões das indústrias existentes.

Além das condições citadas, quanto aos insumos, é previsto um crescimento acentuado no consumo interno, visto que alguns setores consumidores de alumínio deverão manter suas taxas de crescimento.

Os esforços atuais para a substituição do uso do cobre pelo alumínio em determinadas peças é outro fator de estímulo à elevação dos índices de consumo do metal.

De acordo com o Estudo de Mercado Brasileiro de Não Ferrosos, divulgado pelo Consider, as projeções da demanda baseiam-se em duas taxas de crescimento 10,7% a/a até 1980 e 14,8% a/a de 1980 a 1986.

As expansões previstas e projetos aprovados para suprir a demanda futura compreendem as expansões da Alcan em Ouro Preto, Alcominas em Poços de Caldas e CBA em Sorocaba, implantação da Valesul no Rio de Janeiro e da Abrás no Pará.

Estão em estudos o projeto de expansão da Alcan, em Aratu na Bahia, e previsões para a produção do

alumínio primário em Recife, até 1986.

Com estas expansões e projetos aprovados, a oferta de metal primário deverá passar de 170 mil t em 1977 para 516 mil t em 1986.

Quanto ao alumínio secundário, sua oferta dependerá dos planos de expansão das empresas produtoras ou de novos empreendimentos, sendo adotada uma taxa de 10% da demanda para o cálculo da oferta até 1986.

Na tabela VI, observa-se a demanda e a oferta projetadas, notando-se uma diminuição do deficit, até um valor mínimo em 1981, em se considerando apenas os projetos aprovados no Consider.

A partir deste ano, volta a se registrar a crêscimo na demanda sem correspondentes aumentos na oferta.

TABELA I.2.4.1 Projeção de Oferta e Demanda de Alumínio (unidade mil t)

PERÍODOS	DEMANDA	OFERTA	SALDO
1977	284	198	(86)
1978	314	231	(83)
1979	348	263	(75)
1980	385	311	(74)
1981	442	402	(40)
1982	507	452	(55)
1983	582	484	(98)
1984	669	520	(149)
1985	768	560	(208)
1986	881	604	(277)

Fonte.: CONSIDER

Para garantir o suprimento atual e futuro de insumos as 3 empresas existentes já possuem suas próprias reservas de bauxita e/ou áreas de pesquisa. Estas 3 empresas poderão produzir cerca de 560 mil toneladas de alumina em 1986.

No Pará será implantada a Alunorte a qual

fornecerá 1,3 milhões de toneladas de alumina à Valesul e Albrás.

Com a implantação de uma fábrica de aluminas em Trombetas ou a duplicação da produção da Alunorte existirão excedentes exportáveis desse tipo de insumo no Brasil.

Os investimentos previstos para a produção de alumínio são em média U\$ 90/tonelada de bauxita, U\$ 500 a U\$ 560/t de alumina e U\$ 3000/t de alumínio, totalizando U\$ 4500 a U\$ 4900 por tonelada de alumínio, excetuando-se o investimento em energia.

Com estes números apenas para os projetos aprovados de expansão e implantação será necessário um investimento global da ordem de U\$ 1,5 bilhões. Prevendo-se 36% deste volume obtido de recursos próprios destas empresas e os 64% restantes oriundos de recursos de terceiros, sendo quase a metade de capital nacional.

I.3. SETOR DE COBRE

O cobre, primeiro metal utilizado como utensílio ou ferramenta, tem sua produção atual destinada ao abastecimento de setores essenciais da economia, sendo o seu principal consumidor o setor de energia elétrica, seguindo-se outros de igual importância, tais como, indústria eletrônica, telefonia, comunicações, construção civil, indústria automobilística, indústria naval, indústria petroquímica e mecânica geral.

Os países detentores das maiores produções deste metal são os EUA, URSS e Chile.

O consumo aparente de cobre no Brasil em 1976 foi estimado em cerca de 187 mil t, sendo a totalidade do cobre primário importado, destacando-se o Chile como o principal fornecedor em virtude das disposições em favor da ALALC.

Dada a inexistência da produção de cobre primário no Brasil, está sendo desenvolvido um programa

de incentivos governamentais junto aos setores consumido-
res de cobre para a utilização de metais suscedâneos, vi-
zando minimizar as importações.. Este programa porém, não
tem efeito considerável a curto prazo, e apenas provoca o
deslocamento das importações, visto que, os metais que
substituem o cobre, em princípio, também são importados da
do a sua insuficiência de oferta interna.

I.3.1. INSUMOS BÁSICOS

O principal insumo utilizado na metalurgia
do cobre é o concentrado de cobre, obtido a partir do miné-
rio.

Atualmente porém, as reservas brasileiras de
minério de cobre não apresentam valores significativos. Até
1975, as reservas conhecidas por concessão e relatórios a
provados, atingiam 89 milhões de t, somando-se a este nũe-
ro as reservas de pesquisas não registradas, o montante
atingiria 132 milhões de t no Brasil. Entretanto, do volu-
me das reservas nacionais, apenas 47 milhões de t estavam
reconhecidas oficialmente em 1975.

Sua distribuição geográfica era a seguinte:

- Bahia 89.7 milhões de t
- RGS 20.8 milhões de t
- Goiás 15.8 milhões de t
- Ceará 5 milhões de t

Deste minério o cobre contido seria de 1,3
milhões de t. Em pesquisas mais recentes o volume das re-
servas se elevariam para 2 milhões de t de cobre contido,
sendo o maior acréscimo verificado na Bahia.

TABELA I.3.1.1. Estimativa das reservas de minério de cobre -
1977 (unidade t)

LOCAL	VOLUME	TEOR MÉDIO DE COBRE (%)
Bahia (Caraíba)	126 milhões	1,09
Bahia (Surubim)	26 milhões	0,9
RGS (Camaquã)	36,4 milhões	1,0
Goiás	30 milhões	0,65
Ceará (Pedra Verde)	9 milhões	1,1

Fonte: . CONSIDER

I.3.2. OFERTA

O Brasil produziu cobre primário até o ano de 1975, em Itapeva - SP, processando minério de Camaquã - RGS.

Sua produção porém, sempre esteve bem abaixo das necessidades internas, processando um valor máximo de 5000t/ano, o que representou 3% do consumo interno.

Em relação aos produtos industrializados de cobre, devido à política de substituição de importações, sua produção é totalmente efetuada no país e a capacidade atual das empresas existentes é suficiente para suprir a crescente demanda interna, permitindo-se inclusive a obtenção de uma parcela do mercado internacional de cobre e ligas.

As previsões do setor indicam o ano de 1979 como data provável para que o Brasil volte a produzir cobre primário, utilizando-se do minério de Caraíba na Bahia.

Esperando-se que haja uma exploração média em torno de 60.000t/ano de metal refinado, durante 17 anos no mínimo.

O setor de fundição de ligas não ferrosas vem apresentando uma constância no volume produzido de cobre a partir de 1973, período em que apresentou um crescimento da ordem de 22% em relação ao ano anterior. As peças à base de cobre vem diminuindo sua participação na produ

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA E SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

ção total de ligas, se a compararmos às outras ligas não ferrosas.

TABELA I.3.2.1. Evolução da Produção de Fundidos de Ligas de Cobre (unid. t)

LIGAS	PERÍODO			
	1972	1973	1974	1975
A - cobre	8410	10300	10490	10540
B - total de não ferrosos	37930	46200	51850	59030
% A/B	22	22	20	18

Fonte.: TECNOMETAL

As indústrias de transformação e fundição do cobre concentram-se em São Paulo, registrando durante o ano de 1973 o montante de 83% da produção brasileira das fundições de cobre.

I.3.3. DEMANDA

O consumo aparente de cobre no Brasil apresentou um crescimento médio da ordem de 14,5% a/a de 1967 a 1976. Neste último período o consumo registrado foi de 187 mil t de cobre.

Como a produção de cobre primário não é, atualmente, realizada no país, o consumo deste metal apresenta reflexos negativos na balança de pagamentos. O cobre em 1976 representou 58% do volume de metais não ferrosos importados, sob a forma de lingotes, cátodos ou sucata.

Estas importações para o suprimento do consumo interno tem se elevado nos últimos 3 períodos, registrando um crescimento médio de 16,5%.

TABELA I.3.3.1 Importações de Cobre

PERÍODO	TONEELADAS	ACRÉSCIMO %
1975	127466	
1976	150552	18
1977	173000	15

Fonte.: ABC

As perspectivas de mercado para o cobre indicam uma taxa de crescimento médio de consumo de 11% a/a para os próximos cinco anos.

Estas projeções consideram as expectativas de manutenção do crescimento para os próximos anos da indústria eletro-eletrônica, que é a principal responsável pelo consumo de cobre, bem como, que os programas de substituição de cobre não estarão totalmente implementados a curto prazo.

Por outro lado, as elevações previstas da cotação do cobre no mercado internacional, implicarão numa maior participação do cobre no valor das importações.

Os produtos de cobre e ligas, apresentaram a seguinte distribuição setorial de demanda durante o ano de 1975:

- O setor de eletricidade com 101.550 t, foi o mais representativo, registrando 64% do consumo total, basicamente sob a forma de fios e cabos; o setor de transportes rodoviários com 15.770 t, destinadas a componentes elétricos, representando 10% do consumo total; a construção industrial, obtendo 9% do consumo, com 14.870 t em equipamentos e elementos de união à base de cobre.

- os setores de construção civil e industrial foram responsáveis por 67% do consumo de peças fundidas de ligas de cobre, tais como, materiais sanitários e buchas.

I.3.4. PERSPECTIVAS DO SETOR

Como foi citado no capítulo anterior, as projeções feitas sobre a demanda indicam um crescimento acentuado para os próximos anos, prevendo-se que as taxas de consumo em geral, situem-se acima das taxas de crescimento do PIB correspondente.

As taxas médias divulgadas pelo CONSIDERsão de 9,4% a/a até 1980 e 13,0% a/a de 1980 a 1986.

Registrando-se estas taxas de crescimento e a ausência de oferta no mercado interno, as importações de

cobre iriam aumentar trazendo reflexos negativos na balan
ça de pagamentos.

Para minimizar estes efeitos sobre a balan
ça e reduzir a dependência de fontes externas, o Plano Na
cional de Metais Não Ferrosos, do Governo, incentiva a im
plantação da indústria nacional de cobre, desde a sua mine
ração. Além da produção de cobre primário, desenvolveu-se
um programa de incentivos visando a substituição do cobre
por metais menos nobres.

Em função dessas proposições alguns proje
tos, já estão em fase de implementação.

A partir de 1979, o projeto Caraíba, na Ba
hia, aprovado em 1976, estará produzindo inicialmente 30
mil t de cobre atingindo em 1986 a produção de 150 mil t.

Este projeto compreende a mineração, concen
tração e metalurgia do cobre, sendo o processo metalúrgico
utilizado o OUTOKUMPU, o qual permitirá recuperação da to
talidade de metais preciosos e geração de ácido sulfúrico
concentrado.

A partir da coleta dos gases (SO_2) resultan
tes da fusão e conversão, estes serão enviados a uma plan
ta de ácido sulfúrico, que se destinará a uma planta de
ácido fosfórico que, por sua vez, abastecerá indústrias de
fertilizantes.

Outro projeto em andamento é o ELUMA aprova
do em 1977, para usina de redução e refino de cobre.

Devido a política de descentralização indus
trial adotada pelo Governo Federal esta indústria será im
plantada no Rio Grande do Sul.

Como processo industrial também foi adotado
o OUTOKUMPU, sendo a produção inicial de 39 mil t em 1982
e 150 mil t em 1986.

Com as produções de Caraíba e ELUMA e esti
mando-se em 25% da demanda total de cobre secundário ofer
tado, foi elaborada a tabela a seguir:

TABELA I.3.4.1 Projeção de oferta e demanda de cobre
(unidade mil t)

PERÍODOS	DEMANDA	OFERTA	SALDO
1977	205	51	(154)
1978	224	56	(168)
1979	245	91	(154)
1980	268	167	(101)
1981	303	196	(107)
1982	342	274	(68)
1983	387	347	(40)
1984	437	384	(53)
1985	494	423	(71)
1986	558	439	(119)

Fonte.: CONSIDER

Com o mesmo comportamento do mercado de alumínio o déficit entre a oferta e a demanda apresenta um mínimo em determinado período (para o cobre em 1983) e posteriormente, sem que haja novos empreendimentos, registra-se uma tendência de acréscimo no déficit. Este déficit, então, provavelmente seria coberto por importações.

O volume de investimentos necessários aos dois projetos alcança U\$ 1 bilhão, 70% dos quais destinados ao projeto Caraíba.

A importância da produção nacional do cobre, como medida de redução da dependência de fontes externas e de alívio das pressões exercidas sobre o balanço de pagamento, pode ser percebida pelo montante de divisas poupadas até 1986, apenas com os dois projetos citados, estimados em U\$ 5 bilhões.

I.4. OUTROS METAIS NÃO FERROSOS

I.4.1. ESTANHO

O estanho é obtido a partir do concentrado de cassiterita, redutores e óleo combustível, sendo a participação da cassiterita de aproximadamente 90% do custo final do metal refinado.

As reservas de cassiterita encontram-se em Rondônia, existindo atualmente ocorrências do minério em Goiás. Devido à localização, os custos de mineração e concentração tornam-se elevados e em consequência apenas algumas jazidas são exploradas; aquelas em que o teor médio do minério apresentar viabilidade de exploração econômica (a atualmente, teor médio de 600g/m^3) caso houvesse a possibilidade de aproveitamento econômico as reservas conhecidas se multiplicariam por 2,2.

Atualmente, a Malásia é o maior produtor mundial de estanho, sendo que a participação do Brasil no mercado internacional tem aumentado nos últimos anos e em 1975, ocupado a 6^a colocação entre os produtores mundiais.

O estanho no Brasil apresenta um superavit na oferta em relação à demanda interna, comportamento este, diverso dos outros metais não ferrosos.

A produção de concentrado apresentou uma evolução expressiva nos últimos períodos, registrando um crescimento médio da ordem de 15,2% a/a.

TABELA I.4.1.1. Produção de Concentrado - Rondônia

PERÍODO	PRODUÇÃO ANUAL (t)	VARIAÇÃO %
1972	3.752,3	
1973	3.678,6	(2)
1974	3.935,2	7
1975	5.094,5	29
1976	6.713,0	32
1977 (até outubro)	6.037,1	
Estimativa até 12/77	7.500,0	10

Fonte.: SIGESP

A produção do metal é atualmente realizada por 5 empresas, as quais apresentam uma capacidade instalada atual de 16000 t/ano o que representa uma capacidade ociosa da ordem de 60%.

A demanda interna, apesar de ser inferior à oferta nos últimos períodos, apresentou um crescimento médio anual da ordem de 9,2 a/a de 1967 a 1976. Em 1967 o consumo foi de 1900 t e em 1976 atingiu um volume de 4500 t.

A demanda deverá manter-se em ritmo crescente, garantida pelos seus setores consumidores, sendo os principais as indústrias de embalagem e indústrias de bens de consumo.

A produção interna está assegurada tanto pela utilização de minério nacional quanto do importado, prevendo-se um crescimento médio de 9,6% a/a, o qual garantirá que a capacidade total instalada pelo setor seja utilizada nos próximos dez anos.

TABELA I.4.1.2. Projeção da Oferta e Demanda de Estanho (mil t)

PERÍODOS	DEMANDA	OFERTA	SALDO
1977	4,8	7,0	2,2
1978	5,1	7,7	2,6
1979	5,4	8,5	3,1
1980	5,7	9,3	3,6
1981	6,2	10,2	4,0
1982	6,7	11,1	4,4
1983	7,3	12,2	4,9
1984	8,0	13,4	5,4
1985	8,7	14,7	6,0
1986	9,4	16,0	6,6

Fonte.: CONSIDER

I.4.2. ZINCO

Basicamente, são dois os insumos necessários à produção de zinco, o minério sob a forma de concentrados e a energia elétrica.

Dois países, atualmente, se destacam na produção do zinco, o Japão e a Alemanha, os quais se utilizam de energia elétrica de origem térmica à sua produção.

O Brasil encontra uma boa situação na produção do zinco quanto a energia elétrica totalmente de origem hidráulica, porém, a disponibilidade interna de minério de zinco, já não é tão favorável com suas reservas, atualmente estimadas, podendo suprir a demanda por período máximo de 15 anos. Estas reservas constituem-se na maior parte

de minério silicatado, 65% e os restantes 35% de minério sulfetado.

Em 1965 teve início no Brasil a produção de zinco primário, com um crescimento acelerado nos últimos períodos. Em 1967 a produção foi de 1800 t evoluindo para 53200 t em 1976.

Porém, estas produções não foram suficientes para cobrir a demanda interna, apenas diminuindo o déficit da oferta.

O consumo aparente registrou um crescimento médio da ordem de 12,2% a/a de 1967 a 1976, sendo que neste último período atingiu 105000 t.

Os principais consumidores de zinco, foram os setores de embalagens industriais, bens de capital, energia elétrica e construção civil, responsáveis pelas taxas de crescimento de consumo maiores que o PIB correspondente nos períodos citados.

Em função deste consumo garantido, baseado em que estes setores deverão se desenvolver a taxas elevadas e independentemente do comportamento da indústria automobilística, não são esperadas mudanças significativas no crescimento da demanda, mantendo-se uma elasticidade renda de 1,2 para o consumo do zinco.

Utilizando-se a elasticidade acima citada, projetaram-se as duas taxas de crescimento médias da demanda de zinco, 7,6% até 1980 e 10,4 de 1980 a 1986.

Atualmente, duas indústrias de zinco estão operando no Brasil, uma está situada em Minas Gerais com capacidade instalada de 50000 t/ano e uma outra no Rio de Janeiro produzindo em 1977, 7000 t/ano de zinco.

Dois novos projetos foram aprovados pelo CONSIDER para a produção de zinco primário no Brasil. Uma empresa com previsão para início de atividades em 1979, com 30000 t/ano de zinco metálico e uma segunda a partir de 1978, com 35000 t/ano de zinco, além de chumbo, zinco, cádmio, ácido sulfúrico e calcário, ambas se localizarão em Minas Gerais.

Estas empresas exigirão um investimento to

tal da ordem de U\$ 177 milhões.

Com estas indústrias existentes e os projetos aprovados, o volume de zinco primário ofertado atingirá em 1980 120 mil t/ano.

Como para todos os outros metais analisados, o zinco secundário foi estimado na oferta em bases percentuais sobre a demanda, com base no conhecimento do mercado.

Esta oferta para o zinco foi estimada em 10% da demanda.

TABELA I.4.2.1. Projeção de Oferta e Demanda de Zinco (mil t)

PERÍODOS	DEMANDA	OFERTA	SALDO
1977	115	58	(57)
1978	122	69	(53)
1979	131	100	(31)
1980	141	134	(7)
1981	156	153	(3)
1982	172	154	(18)
1983	190	156	(34)
1984	209	158	(51)
1985	231	160	(71)
1986	255	162	(93)

Fonte.: CONSIDER

A situação apresentada na Tabela I.4.2.1., de monstra que, apesar das novas implantações, sempre existirá um deficit de oferta no período assinalado, muito embora este deficit chegue a limites mínimos no ano de 1981, em função da entrada em operação das duas novas empresas. A partir deste ano o deficit desenvolver-se-á rapidamente, atingindo em 1986, 93 mil t.

Quanto às fundições de liga de zinco especificamente, as informações do setor, apresentaram um aumento na produção do período de 1972/75, com uma taxa de crescimento média anual de 9% a/a.

Em comparação às outras peças fundidas de ligas não ferrosas, a participação das ligas de zinco, apresenta um decréscimo relativo a partir de 1974, atingindo

um mínimo de 11,6% em 1975.

TABELA I.4.2.2. Evolução da Produção de Fundidos de Ligas de Zinco (unid. t)

LIGAS	PERÍODOS			
	1972	1973	1974	1975
A - Zinco	5460	6900	6290	6850
B - Total Não Ferrosos	37930	46200	51850	59030
% A/B	14,3	14,9	12,1	11,6

As ligas de zinco foram, durante o período, destinadas basicamente a dois tipos de produtos: peças para material de transporte, 49,9% e peças para máquinas e aparelhos elétricos 18%.

A grande concentração do parque ofertante de peças fundidas de zinco, assim como para as demais não ferrosas, é o Estado de São Paulo, retendo 98% da produção de 1973.

I.4.3. CHUMBO

A produção brasileira de chumbo em 1976, registrou 70300 t, apresentando uma acentuada evolução em relação a 1967, quando foram produzidas 24400 t. A produção em 1976 utilizou 58% de minério nacional, modificando-se então o comportamento quanto a este insumo em anos anteriores. Até 1971 o minério de chumbo utilizado era totalmente nacional.

Esta mudança gerando importações de concentrados, foi devido à elevação das capacidades instaladas das usinas produtoras de chumbo, sem o respectivo aumento da produção interna de concentrados. Nos últimos anos, a produção nacional de concentrados tem se mantido constante, não apresentando também, perspectivas de aumento para os próximos períodos.

Com a oferta de 1976, apresenta-se um supri

mento insuficiente de metal nacional em relação à demanda interna, com um deficit de 11% no período.

O consumo aparente registrou um crescimento médio de 12,3% a/a nos últimos 10 anos, registrando em 1976 o volume de 79400 t.

Atualmente apenas duas empresas produzem o chumbo primário no Brasil, uma situada na Bahia, com a produção anual de 32000 t/ano e a outra localizada no Paraná com 15000 t/anuais.

Ambas possuem projeto de expansão de suas capacidades, a empresa situada na Bahia elevará sua produção para 45000 t/ano a partir de 1980; a indústria localizada no Paraná elevará as 15000 t/ano atuais para 48000 t/ano a partir de 1982.

Com estas ampliações e a implantação de uma nova indústria, em Minas Gerais, as expectativas de produção de chumbo primário indicam um volume de 104 mil t/ano a partir de 1982.

A oferta de chumbo secundário sempre foi estimada como um percentual em relação à demanda, sendo o principal fornecedor de sucata de chumbo o setor automobilístico, suprimindo cerca de 80% do total consumido.

Como as taxas de crescimento deste setor tem diminuído nos últimos anos, a projeção da oferta de chumbo secundário, baseada neste comportamento, é até 1980 de 30% da demanda e de 1980 a 1986 de 25%.

Com relação à demanda, as projeções foram feitas, tomando-se como base o comportamento do mercado em anos anteriores em que as taxas de crescimento de consumo, normalmente, foram superiores às do PIB correspondente, e que os principais setores dependentes do chumbo, deverão manter suas taxas de crescimento.

As taxas médias de crescimento, adotando-se a elasticidade renda de 1,1, um pouco inferiores à média dos últimos anos situa-se em 6,9% a/a até 1980 e 9,6% a/a até 1986.

TABELA I.4.3.1. Projeção de Oferta e Demanda de Chumbo (mil t)

PERÍODOS	DEMANDA	OFERTA	SALDO
1977	86	70	(16)
1978	91	71	(20)
1979	97	73	(24)
1980	104	95	(9)
1981	114	102	(12)
1982	125	138	13
1983	136	141	5
1984	150	144	(6)
1985	164	147	(17)
1986	180	150	(30)

Fonte.: CONSIDER

Apenas dois períodos apresentam saldos em superavit, 1982 e 1983, sendo devidos aos aumentos das capacidades das empresas produtoras atuais e a implantação da nova indústria. Caso não surjam novos empreendimentos, o déficit volta a se ampliar a partir de 1984, devido ao provável crescimento da demanda.

I.4.4. NÍQUEL

As reservas brasileiras de níquel são constituídas de minério silicatado e podem ser consideradas e levadas, sendo suficientes para atender as necessidades de consumo interno a longo prazo, podendo ser destinadas inclusive à exportação. Encontra-se a maior parte da reserva deste minério no Estado de Goiás.

A energia elétrica e o minério são os dois principais insumos necessários à produção do níquel. Não obstante a grande quantidade existente do minério no país, alguns destes minérios apresentam dificuldades de aproveitamento de ordem tecnológica, e outros, principalmente onde se encontram as maiores jazidas, dada a localização, tem o seu custo elevado de produção em função da pouca disponibilidade de energia elétrica nestas regiões.

**TABELA I.4.4.1. Estimativa das Reservas de Minério de Níquel
- 1977 (mil t)**

LOCAL	VOLUME	%
Goiás	2075	83%
Piauí	325	13%
Minas Gerais	75	3%
São Paulo	25	1%

Fonte.: CONSIDER

A produção brasileira é efetuada atualmente por apenas uma empresa, com capacidade 2300 t/anuais de níquel contido, produzindo apenas ferro níquel.

Uma parte desta produção é destinada ao mercado externo.

Por outro lado, para o suprimento do mercado interno, principalmente para o setor de galvanoplastia, existe a necessidade de se efetuarem importações de níquel.

Em 1970 o volume importado chegou a atingir 2000 t, diminuindo, posteriormente, para 400 t em 1976.

A demanda do níquel no Brasil apresentou um crescimento médio anual de 18,5% a/a, devendo elevar-se a ritmo mais acentuado futuramente, face a ampliação da produção interna de aço inoxidável,

Para a estimativa da demanda de 1977 a 1986 da tabela I.4.4.2., os cálculos basearam-se nas previsões de crescimento das principais setores consumidores de níquel - o siderúrgico, o de fundições e o de galvanoplastia.

Para o suprimento da parte da demanda interna, já existe um projeto em estudo para a produção de ferro níquel a partir de 1982, com uma capacidade prevista para 5000 t/ano de níquel contido. Os investimentos necessários esta indústria atingirão US\$ 90 milhões.

Outro projeto em implantação em 1978 prevê a produção de níquel eletrolítico inicial de 5000 t, ampliando para 10000 t/ano a partir de 1981.

TABELA I.4.4.2. Projeção da Oferta e Demanda de Níquel (mil t)

PERÍODOS	DEMANDA	OFERTA	SALDO
1977	5,8	2,3	(3,5)
1978	9,8	4,3	(4,4)
1979	10,8	7,3	(3,5)
1980	13,7	7,3	(6,4)
1981	15,4	14,3	(1,1)
1982	17,3	17,3	-
1983	19,4	17,3	(2,1)
1984	21,8	17,3	(4,5)
1985	24,6	17,3	(7,3)
1986	27,9	17,3	(10,6)

Fonte.: CONSIDER

Pelas previsões de implantação das novas indústrias e a demanda projetada, o deficit maior entre oferta e demanda interna deverá ser apresentado em relação ao ferro níquel, dada a expansão prevista da indústria de aço inoxidável.

Se apenas for analisada a produção total e a demanda total de níquel sem distinção entre o ferro níquel e o eletrolítico, este deficit não existirá no ano de 1982, a partir do qual serão vistos novos deficits na produção total.



CETESB

II - PRODUÇÃO DE ALUMÍNIO PRIMÁRIO

II. PRODUÇÃO DE ALUMÍNIO PRIMÁRIO

II.1. O PROCESSO

A produção do alumínio consiste de quatro fases principais: mineração e tratamento do minério, produção da alumina, redução da alumina e o processamento do alumínio fundido.

II.1.1. TRATAMENTO DO MINÉRIO E PRODUÇÃO DA ALUMINA

A bauxita é o minério básico para a produção do alumínio primário. É um óxido hidratado de alumínio associado com silício, titânio e ferro.

O minério de bauxita é purificado pelo processo Bayer no qual é seco, moído e misturado com hidróxido de sódio. O óxido de ferro, sílica e outras impurezas são removidas por sedimentação, diluição e filtração. O hidróxido de alumínio é precipitado e calcinado para produzir alumina pura.

Uma representação esquemática desse processo é mostrado na figura II.1.

II.1.2. REDUÇÃO DA ALUMINA

O processo comercial de produção do alumínio, utilizado internacionalmente, é o Hall-Heroult. Nele, a alumina é dissolvida num banho de fluoreto de alumínio e, sua eletrólise, permite a produção de alumínio metálico.

O processo eletrolítico depende da preparação e colocação do ânodo (terminal positivo) e cátodo (terminal negativo). O cátodo consiste de blocos de carbono colocados no fundo do forno com uma massa socada entre eles e, são cozidos posteriormente para vedar o revestimento.

Durante a operação da célula a alumina dissocia-se em alumínio fundido e oxigênio. O primeiro deposita-se no cátodo e o segundo agrega-se ao ânodo para combinar-se com o carbono e formar óxidos de carbono a altas temperaturas (940°C).

O banho eletrolítico é normalmente criolita (fluoreto de sódio e alumínio) e fluorita (fluoreto de cálcio). O material bruto necessário para a produção de uma tonelada de alumínio é mostrado na tabela II.1.

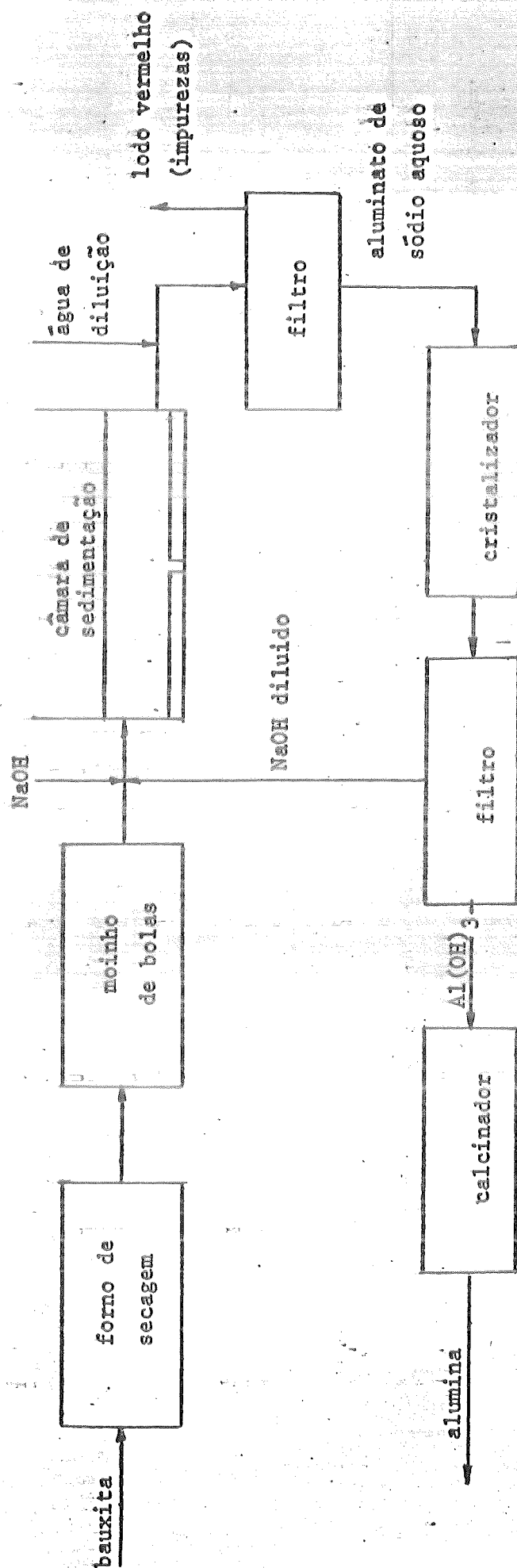


FIGURA II.1.1. representação esquemática do processo Bayer.

TABELA II.1. Materiais Brutos para a Produção de 1 Tonelada de Alumínio

MATERIAL	QUANTIDADES (ton)
enxôfre	0,01 - 0,05
alumina (Al_2O_3)	1,9
criolita ($Na_3 Al F_6$)	0,03 - 0,05
fluoreto de Alumínio ($Al F_3$)	0,03 - 0,05
fluorita (CaF_2)	
ânodo:	
- coque de petróleo	0,490 - pré-cozido 0,455 - Soderberg
- piche (ligante)	0,123 - pré-cozido 0,167 - Soderberg
cátodo (carbono)	0,02
total aproximado = 2,6 ton de material	

Fonte.: E.P.A. - Ref. 2

A corrente é caracterizada por baixa voltagem (aproximadamente 4,5 volts) e alta amperagem (50000 a 200000 amperes). A temperatura do banho atinge 950 - 980°C.

O tipo de ânodo usado distingue os tipos de células: pré-cozida e Soderberg (vertical e horizontal). A figura II.2. apresenta as diversas células.

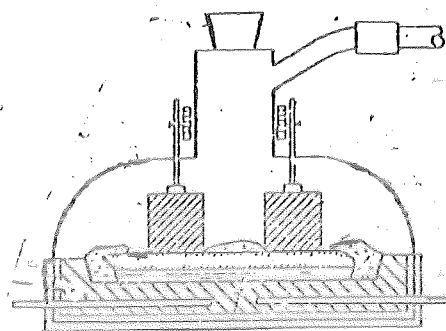
II.1.2.1. Célula Pré-Cozida

Neste tipo de forno eletrolítico, o ânodo é formado por uma mistura de piche e coque de petróleo que é prensada e cozida antes de ser usada na célula (ver figura II.3.)

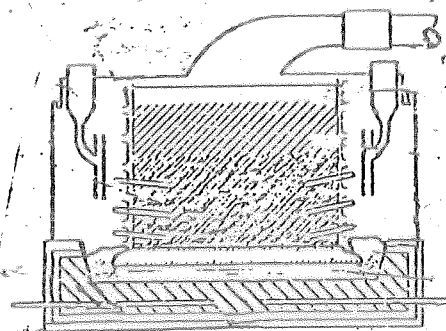
O forno de endurecimento é formado por uma série de compartimentos alinhados e feitos de tijolos refratários sendo aquecidos indiretamente por intermédio de óleo ou gás. O aquecimento (temperatura máxima de 760°C) e resfriamento são lentos.

O ciclo de cozimento pode tomar 2 a 3 semanas e sua finalidade é obter um ânodo durável e com mínima resistência elétrica para maximizar seu rendimento no forno eletrolítico.

Pré-cozida



Soderberg Horizontal



Soderberg Vertical

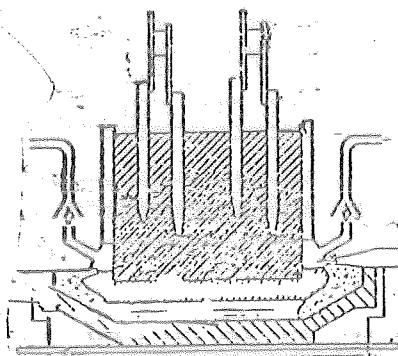


FIGURA II.2. Células de Redução do Alumínio

CETESB - CIA DE TECNOLOGIA E SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

A figura II.3. apresenta um diagrama do processo de produção do ânodo de carbono pré-cozido.

II.1.2.2. Célula Soderberg

Esta célula usa um ânodo de carbono contínuo, isto é, uma mistura de piche e carbono (ver figura II.4) que é adicionada, periodicamente, ao topo da estrutura e é movido descendentemente quando o carbono queima. Assim, o ânodo é endurecido na própria célula por introdução direta de uma haste de carbono e usando o calor do metal fundido para o seu cozimento. O pré-endurecimento do ânodo é evitado, e é possível a operação contínua da célula.

Uma desvantagem do cozimento da pasta no local é que são adicionados, ao efluente da célula, materiais orgânicos densos que muitas vezes causam entupimento dos dutos, ventiladores e equipamento de controle.

A célula Soderberg vertical e horizontal são similares exceto que as conexões estão montadas nas posições vertical e horizontal, respectivamente.

O material bruto necessário e a energia requerida para a redução do alumínio estão apresentados na tabela II.2.

A tabela II.3. mostra uma comparação dos parâmetros para os sistemas de células pré-cozidas e Soderberg.

TABELA II.2. Material Bruto e Energia Requerida para a Redução do Alumínio nas Células Soderberg.

Parâmetros	Valor Representativo
Temperatura de operação	930°C
Corrente através da célula	60000 a 125000 ampers
Queda de voltagem/célula	4,3 a 5,2
Eficiência de corrente	85 a 90%
Energia Requerida	13,2 a 18,7kwh/kg de alumínio
Consumo do banho	0,03 a 0,10kg de fluoreto/kg de alumínio
Consumo do eletrodo de carbono	0,45 a 0,55kg de eletrodo/kg de alumínio

Fonte.: E.P.A. - Ref. 4

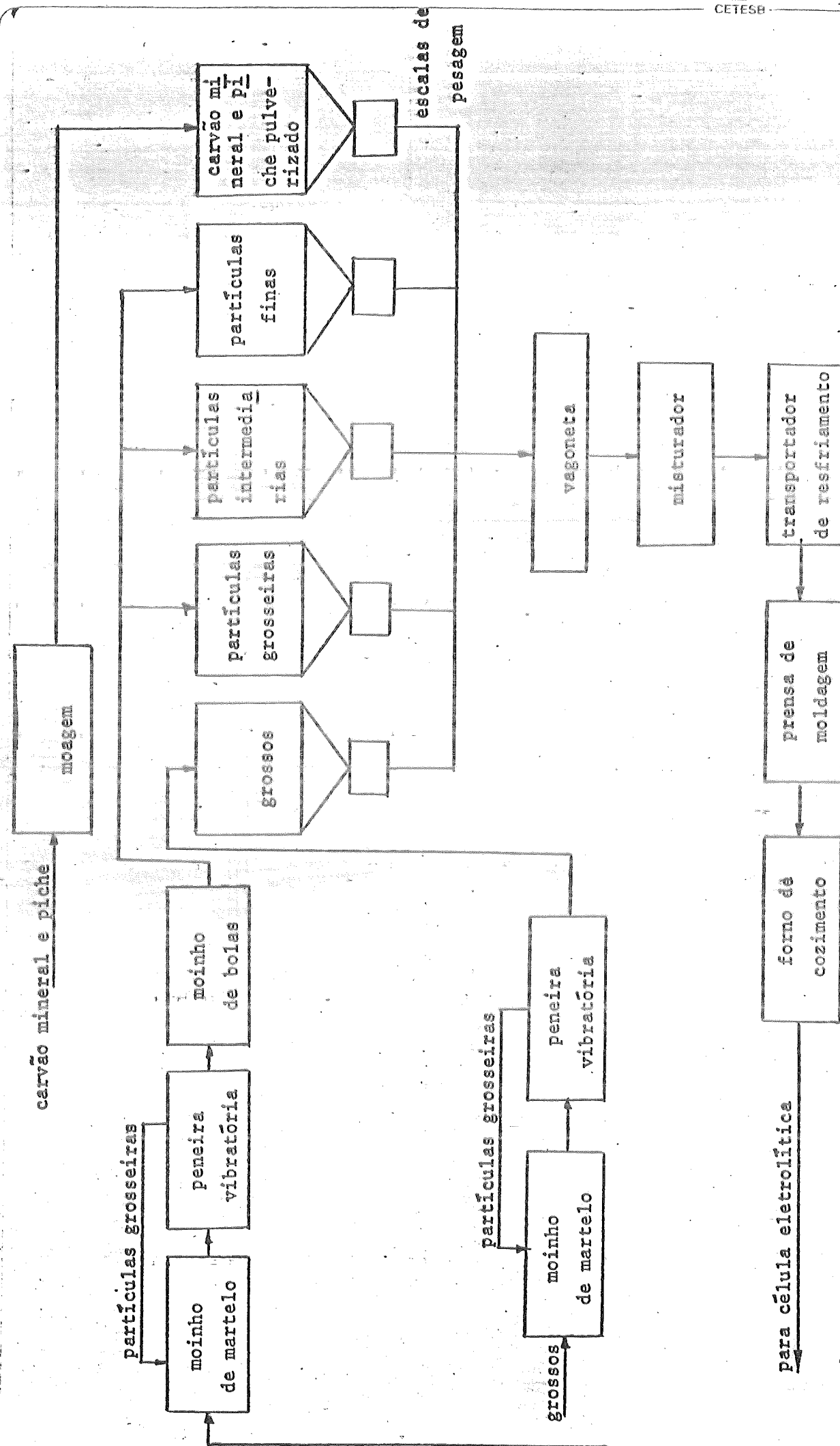


FIGURA II.3 fluxograma do processo de produção do ânodo de carbono pré-cozido.

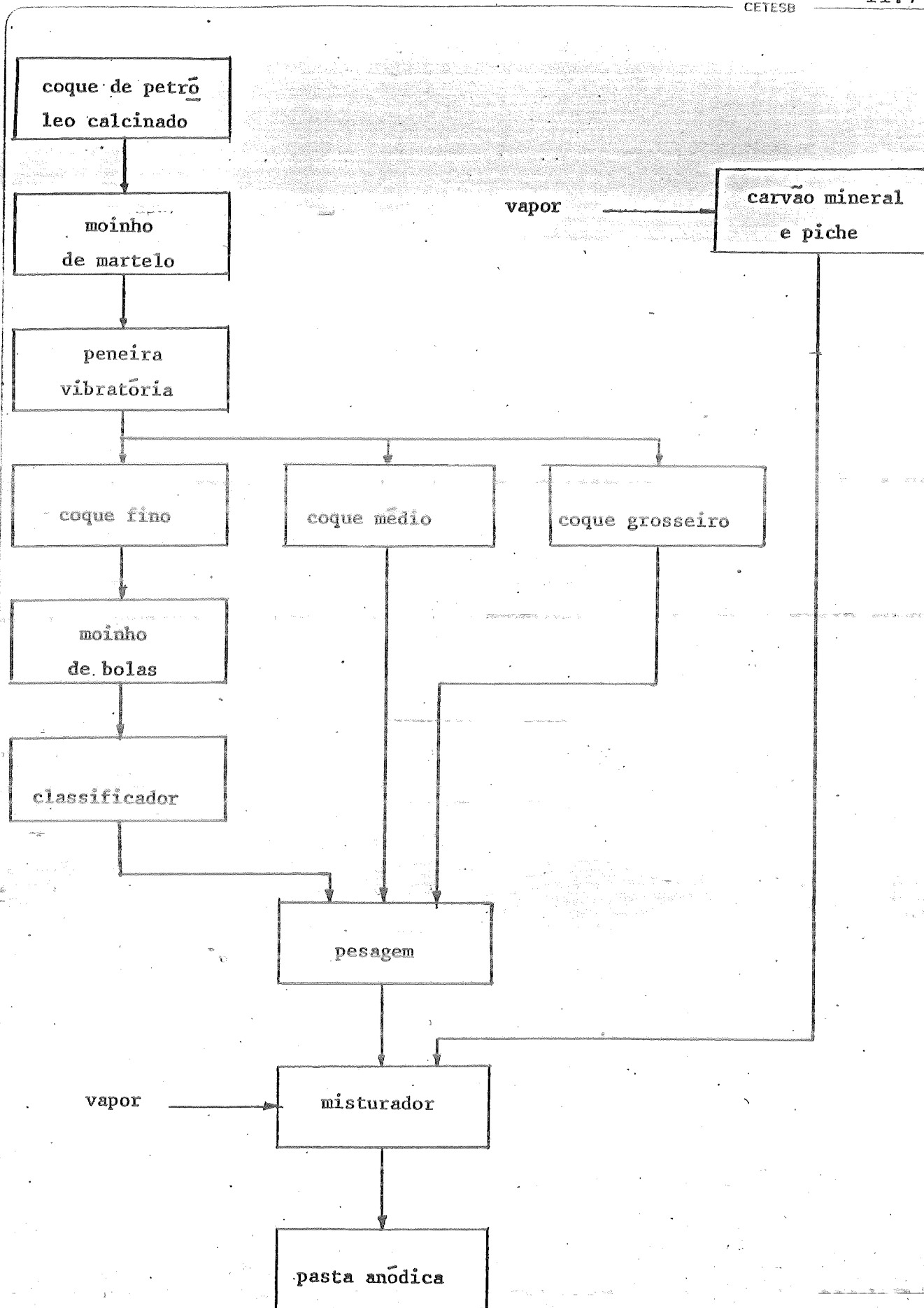


FIGURA II.4 processo de produção da pasta anódica Soderberg

TABELA II.3 Comparação dos Parâmetros para as Células Pré-cozidas e Soderberg.

Parâmetro	Soderberg	Pré-cozida
tempo para produzir uma tonelada de alumínio	37 h	27 h
Kwh/produzir 1 ton	15400	13600
efluente tratado/100000 ampers	115 m ³	670 m ³ (sem captor) 115 m ³ (com captor)
água de lavagem (litros de água/m ³ de efluente tratado)	0,5 a 0,6 l/m ³	1,4 l/m ³

Fonte.: E.P.A. - Ref. 5

II.1.3. PROCESSAMENTO DO ALUMÍNIO FUNDIDO

O alumínio fundido, proveniente das células de redução, é enviado aos fornos de espera para refino por aquecimento ou cloração.

Após ser purificado, o alumínio metálico é vazado em moldes adequados ou sofre transformações mecânicas (tais como: laminação, forjamento, extrusão, trefilação e estampagem).

O alumínio comercialmente puro (99,0 a 99,5% de pureza) é pouco utilizado na produção de peças fundidas devido à sua baixa resistência mecânica. Então, a introdução de elementos de liga melhoram as características de fundição e as propriedades mecânicas. Os elementos geralmente utilizados na produção de ligas de alumínio para fundição são: cobre, silício, magnésio, manganês, zinco, níquel, cromo, estanho e titânio.

II.2. CONTAMINAÇÃO ATMOSFÉRICA

Do ponto de vista da poluição do ar, o processo de produção do alumínio primário pode ser visto em 4 fases: manuseamento de material, produção da alumina, preparação do ânodo e redução do alumínio nas células (principal fonte de emissão).

Os poluentes emitidos são constituídos basicamente de particulados (fluoretos ou não) e fluoretos gasosos.

Os fatores de emissão nas diversas fases são apresentados na tabela II.4.

TABELA II.4 Fatores de Emissão dos Processos de Produção do Alumínio Primário.

Fonte de Emissão	Fator de Emissão (kg/T)	
	fluoreto gasoso (HF)	particulado total
1. manuseamento de materiais	desprezível	5,0
2. produção da alumina		
- moagem da bauxita	desprezível	3,0
- calcinação do hidróxido de alumínio	desprezível	100,0
3. preparação do ânodo		
- forno de cozimento	0,47	0,5 a 2,5
4. células de redução		
- ânodo pré-cozido	6,9 a 17,4	5,95 a 88,5
- Soderberg horizontal	12,6 a 14,4	46,8 a 52,0
- Soderberg vertical	10,0 a 17,5	39,2

Fonte.: E.P.A. - Ref. 4 e V.A.E. - Ref 3

II.2.1. MANUSEAMENTO DE MATERIAL

O material manuseado envolve a transferência da alumina em pó proveniente de navios ou vagões para depósitos de estocagem ou silos localizados na planta de alumínio. A transferência é acompanhada por caçambas e sistemas de transporte ou pelo uso de elevadores a vácuo.

A emissão de material particulado devido aos processos de manuseamento de materiais é relativamente pequena e é função das áreas abertas nos pontos de transferência.

II.2.2. PRODUÇÃO DA ALUMINA

Nessa fase, a maior fonte de emissão é gerada durante a calcinação do hidróxido de alumínio mas, devi

do ao alto valor econômico desse pó, os controles empregados reduzem essas emissões a quantidades relativamente pequenas. Durante a moagem da bauxita temos baixas emissões de particulados.

II.2.3. PREPARAÇÃO DO ÂNODO

A principal fonte de emissão é o forno de cozimento do ânodo e são emitidos fluoretos, dióxido de enxofre e particulados. As emissões de dióxido de enxofre dependem do teor de enxofre no piche e no coque do ânodo.

II.2.4. CÉLULAS DE REDUÇÃO

As emissões nas células variam de planta para planta; dependendo do seu tipo, processo de operação e eficiência de seus captadores.

O fluoreto de hidrogênio soma aproximadamente 90% dos gases de fluoreto emitidos. Outro poluente importante é o dióxido de enxofre resultante da oxidação do enxofre presente no coque e piche usados nos eletrodos nas células. Emissões gasosas são formadas por dióxido e monóxido de carbono, dióxido de nitrogênio, sulfeto de hidrogênio, carbonil sulfeto, dissulfeto de carbono, hexafluoreto de enxofre e fluortcarbonetos.

As principais emissões de particulados são: fluoretos, alumina e hidrocarbonetos.

A experiência tem mostrado que as emissões de fluoretos na célula diminuem baixando-se a temperatura de operação ou aumentando-se o teor de alumina no banho.

A distribuição do tamanho das partículas para as células pré-cozida e de Soderberg horizontal é apresentada abaixo (tabela II.5).

TABELA II.5 Apresentação da Distribuição do Tamanho das Partículas dos efluentes (sem controle) provenientes das células pré-cozida e Soderberg horizontal.

Faixa de tamanho (u)	% em peso das partículas	
	Célula Pré-cozida	Célula Soderberg horizontal
< 1	35	44
1 - 5	25	26
5 - 10	8	8
10 - 20	5	6
20 - 44	5	4
> 44	22	12

Fonte.: E.P.A. - Ref. 4

II.2.5. FORNOS DE ESPERA

Nesses fornos são emitidos fumos e gases. Os fumos (cloreto de alumínio, óxido de alumínio e cloretos de metais pesados) são constituídos pelos produtos das reações de escorificação e degaseificação do alumínio fundido. Entre os gases podemos encontrar cloro livre e ácido clorídrico.

II.3. CONTROLE DOS CONTAMINANTES ATMOSFÉRICOS

II.3.1. TRATAMENTO DO MINÉRIO E PRODUÇÃO DE ALUMINA

Os sistemas de estocagem e pontos de transferência devem ser enclausurados e, em alguns casos, são aplicados sistemas de exaustão e equipamento de controle (geralmente filtro de tecido e multi-ciclone) para recuperar as perdas de alumina.

O controle das emissões provenientes das operações de secagem da bauxita e calcinação da alumina envolve altas concentrações de particulado que frequentemente exigem o uso de multi-ciclones para coleta preliminar, seguindo de precipitadores eletrostáticos ou filtros de tecido (dependendo da temperatura de operação).

II.3.2. REDUÇÃO DA ALUMINA

A aplicação de métodos de controle de poluição do ar, nas plantas de redução do alumínio, incluem: melhoras no projeto do equipamento básico, nas operações, na captação; controle da maior parte dos pontos de emissão , etc.

As células devem ser totalmente enclausuradas por captadores para coleta adequada de suas emissões. Como exceção temos as células Soderberg Horizontais que não podem ser totalmente fechadas devido ao arranjo físico de seus componentes e aos requisitos de trabalho.

II.3.2.1. Células Soderberg

Uma captura efetiva dos efluentes provenientes da célula Soderberg horizontal é muito problemática devido à necessidade de aberturas para substituição e ajuste dos rebites. Consequentemente a captura não é completa e são arrastados grandes volumes de ar com os poluentes.

Os equipamentos de controle de poluentes usados para essas células (vertical ou horizontal) são lavadores, torres de enchimento e multi-ciclones.

II.3.2.2. Células Pré-cozidas

O sistema de exaustão para as células pré-cozidas é similar ao das células de Soderberg embora as vazões de ventilação são bem maiores.

Essas células, quando equipadas com quebradores de encrustações entre as fileiras de ânodos, possibilitam uma melhor coleta das emissões por não necessitarem de remoção dos captadores para sua quebra.

Os equipamentos de controle para essas células são os lavadores de alta energia e precipitador eletrostático úmido.

As emissões dos fornos de cozimento do ânodo são controladas por ciclones ou precipitadores eletrostáticos seguidos por lavadores.

II.3.3. FORNOS DE FUSÃO DO ALUMÍNIO

O controle das emissões desses fornos apresentam dificuldades semelhantes aquelas encontradas nos sistemas de exaustão das células de redução. Um controle eficiente é obtido com um lavador de múltiplos estágios e leito fluidizado. Nesse lavador usamos a soda cáustica como líquido de lavagem para remoção do material particulado e dos gases ácidos.

Na tabela II.6 podemos observar as fontes de emissão, seus contaminantes e equipamentos de controle típicos para o processo de produção do alumínio primário.

TABELA II.6 Fontes de Emissão, Contaminantes e Equipamentos de Controle Típicos para o processo de Produção do Alumínio Primário.

Fonte de Emissão	Contaminantes		Sistemas de Controle Típicos
	gases	particulados	
1. moagem da bauxita	-	-	Torre de spray, lavadores de leite flutuante, torre de resfriamento e spray, precipitador eletrostático
2. calcinação do hidróxido de alumínio	-	-	Torre de spray, lavador de leite flutuante, torre de resfriamento e spray, precipitador eletrostático
3. forno de cozimento do ânodo (só para células pré-cozidas)	CO ₂ , CO, SO ₂ HF, hidrocarbonetos	alcatrão	torre de spray, precipitador eletrostático
4. células de redução pré-cozidas	HF, SO ₂ , CO, CO ₂ , NO ₂	fluoretos, alumina e hidrocarbonetos	multi-ciclones, lavador de leite fluidoizado, precipitador eletrostático, torre de spray, lavador de leite flutuante, torre de enchimento.
5. célula de Soderberg vertical e horizontal			torre de spray, lavador de leite flutuante, precipitador eletrostático úmido, multi-ciclone
6. fornos de espera ou fornos de fusão do alumínio	cloro livre, ácido clorídrico	cloreto de alumínio, óxido de alumínio, cloratos de metais pesados	lavador de múltiplos estágios e leite fluidoizado



CETESB

III - PRODUÇÃO DE ALUMÍNIO SECUNDÁRIO

III. PRODUÇÃO DE ALUMÍNIO SECUNDÁRIO

III.1. PROCESSO

As operações fundamentais para a produção de peças de alumínio por fundição são: fusão, moldagem, macharia, vazamento, desmoldagem, acondicionamento e recupeção da areia, tratamento térmico e acabamento.

A fig. III.1 apresenta o fluxograma básico da fundição de alumínio secundário.

III.1.1. PROCESSO DE FUSÃO

A fusão secundária do alumínio é essencialmente o processo de refusão do alumínio, mas o termo engloba as seguintes práticas adicionais: escorificação, preparação da liga, degaseificação e redução do teor de magnésio.

O alumínio para a fusão secundária é proveniente de 3 fontes principais: barras ou lingotes, retornos de fundição e sucata.

Os fornos utilizados para a fusão são: cadinho, revérbero e elétrico de indução.

III.1.1.1. PRÁTICAS DE FUSÃO

III.1.1.1.1. Escorificação

Este termo é aplicado a qualquer processo em que substâncias são adicionadas ao fundido para ajudar a remoção de gases, óxidos ou outras impurezas, mas não permanecem no produto final.

Os objetivos da escorificação geralmente estão dentro de quatro categorias principais:

1. fluxo de cobertura - são usados para proteger o metal do contato com o ar e, conseqüentemente, prevenir a oxidação. As substâncias usadas para esse fim são: cloreto de sódio, mistura de cloreto de sódio com cloreto de cálcio e fluoreto de cálcio, criolita, criolita com fluoreto de alumínio, borax e borax com cloreto de sódio.

2. fluxos dissolventes - normalmente formam um gás ou vapor na temperatura do fundido. A agitação resultante provoca a flutuação dos óxidos e sujeiras à super

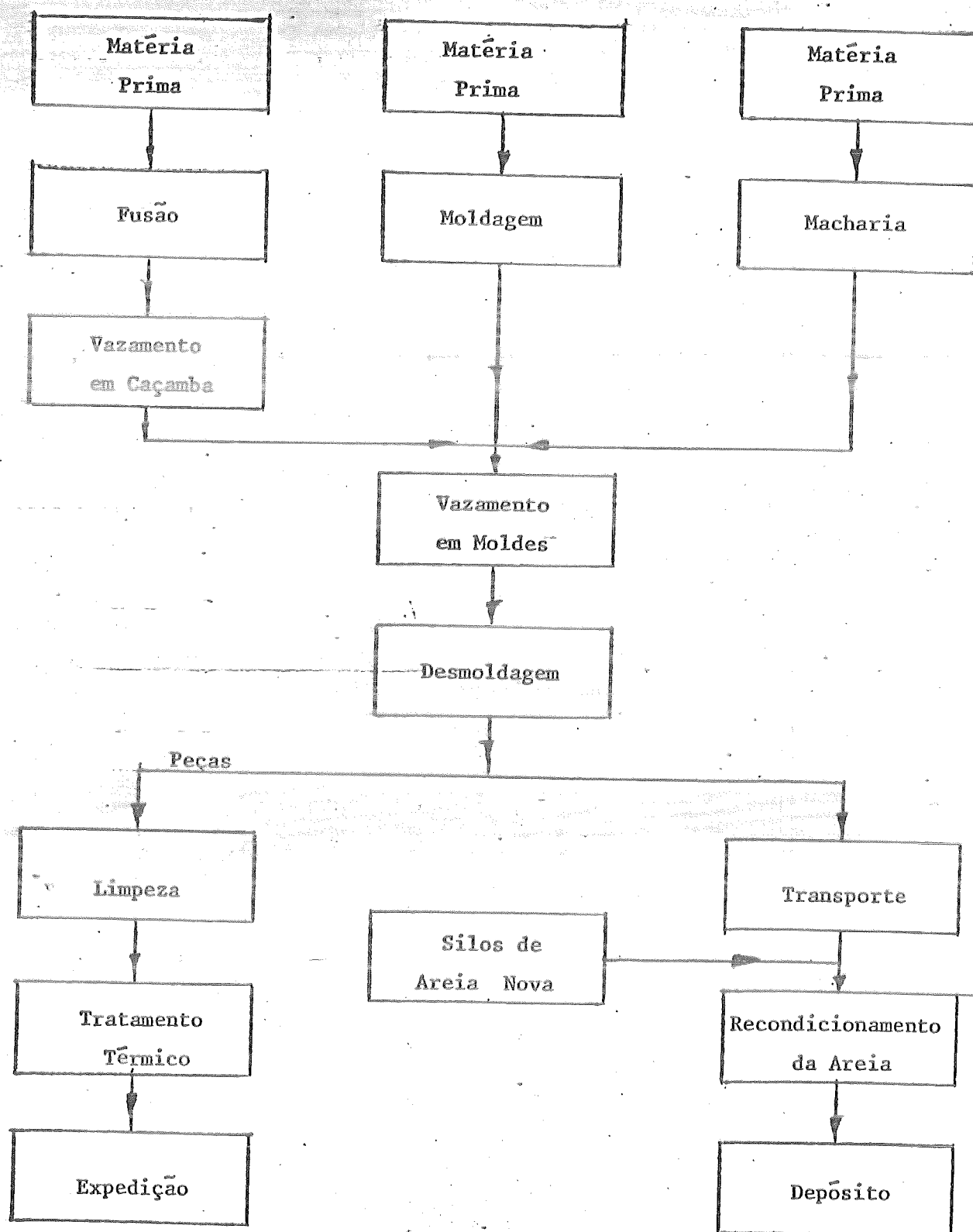


FIGURA III.1. Fluxograma básico da fundição do alumínio secundário.

fície do alumínio fundido na forma de uma escória que pode ser facilmente escumada. As substâncias mais usadas são : cloreto de alumínio, cloreto de amônio e cloreto de zinco.

3. fluxos degaseificantes - são empregados para purgar os gases dissolvidos no fundido. O gás dissolvido é assumido como sendo o hidrogênio embora o metano, dióxido de carbono, dióxido de enxofre, oxigênio, ar e monóxido de carbono também estão presentes. Existem muitos métodos de remoção desses gases, entre os quais estão o uso da vibração, alto vácuo e solidificação com refusão. O mais efetivo é o uso de um agente ativo como o gás cloro, hélio, argônio e nitrogênio.

4. fluxos de redução do magnésio - são usados para reduzir o teor de magnésio da liga. A quantidade e tipo de fluxo usados dependem do tipo de forno, dos materiais a serem fundidos e das especificações do produto final. Quando se processa sucata de alumínio de qualidade inferior a quantidade de fluxo usada chega a atingir 1/3 do peso da sucata carregada. Vários fluxos podem ser usados com esse propósito, mas fluoreto de alumínio e gás cloro, são os mais comuns. O fluoreto de alumínio é normalmente adicionado ao alumínio fundido, com cloreto de sódio, cloreto de potássio e criolita (em menores quantidades). O fundido é agitado violentamente formando-se o fluoreto de magnésio que pode ser removido. Recentemente os fornos reverberos contêm câmaras de cloração onde cloro sob pressão é alimentado através das lanças de carbono ao fundo do fundido. O uso desta câmara permite a cloração durante a última fase do ciclo de fusão e tem a vantagem de isolar os contaminantes gasosos e emissões arrastadas dos produtos de combustão do forno.

III.1.1.1.2. Preparação da Liga

É qualquer processo em que substâncias são adicionadas para dar propriedades desejadas e tornam-se parte do produto final.

O alumínio comercialmente puro é pouco utilizado na produção de peças fundidas devido à sua baixa re

sistência mecânica e moldabilidade inferior. A introdução de elementos de liga melhoram acentuadamente suas características de fundição e propriedades mecânicas.

As ligas de alumínio para fundição podem ser divididas nos seguintes grupos:

1. ligas baseadas no sistema alumínio - cobre - são caracterizadas por elevada resistência mecânica e boa usinabilidade mas não têm boa resistência à corrosão.

2. ligas baseadas no sistema alumínio - silício - comercialmente são as mais importantes principalmente devido à superioridade em relação às características de fundição. Essas ligas apresentam elevada resistência à corrosão, boa soldabilidade, baixo peso específico, boa fluidez no vazamento e ausência de fragilidade a quente. A adição de cobre a essas ligas aumenta a resistência mecânica e usinabilidade, mas reduz a ductibilidade e resistência à corrosão e, a adição de magnésio fornece ligas com propriedades mecânicas semelhantes às das ligas alumínio - cobre além de apresentarem melhor resistência à corrosão, menores densidades e características de fundição superiores.

3. ligas baseadas no sistema alumínio - magnésio - são caracterizadas pela elevada resistência à corrosão, boa usinabilidade e boa aparência quando anodizadas, mas são pobres em propriedades de fundição. Além disso devido ao magnésio contido, elas apresentam tendência pronunciada à oxidação durante a fusão e o vazamento.

4. ligas baseadas no sistema alumínio - zinco - magnésio - são caracterizadas por boas propriedades mecânicas, resistência à corrosão e excelente usinabilidade. Têm problemas em relação às propriedades de fundição.

5. ligas baseadas no sistema alumínio - estanho - têm boa resistência à carga, fadiga e corrosão.

O preparo de uma liga exige cuidados especiais que irão influir diretamente sobre a estrutura e a homogeneidade da liga. De modo geral, a matéria prima utilizada será constituída de: alumínio comercial (primário ou secundário), ligas auxiliares e elementos puros de adição.

Se o metal, a ser introduzido na liga, apresenta ponto de fusão inferior (ou igual) ao ponto de fusão do alumínio, poderá ser adicionado diretamente ao banho de alumínio (exemplo: zinco, magnésio, antimônio e estanho).

Caso contrário, quando a temperatura de fusão do metal a ser introduzido é superior à do alumínio, prepara-se uma liga auxiliar (denominada liga-mãe) de alumínio com o referido metal. Esta liga auxiliar será introduzida no forno de fusão, no lugar do metal puro. Esse artifício objetiva evitar o super-aquecimento do alumínio que traria inconvenientes tais como a absorção de gases. Como exemplo temos os seguintes metais: cobre, níquel, manganês, ferro, cromo, silício, etc.

Os métodos industriais de preparação da liga-mãe dependem do estado físico do alumínio e do metal a ser introduzido à liga. São eles:

1. alumínio sólido e metal líquido - é empregado quando o metal tem ponto de fusão superior ao do alumínio (exemplo: preparação da liga alumínio-- cobre).

2. metal líquido em alumínio líquido - é o mais racional devido à homogeneidade resultante, mas exige o emprego de dois fornos de fusão.

3. metal sólido em alumínio líquido - é empregado para metais de ponto de fusão igual ou inferior ao do alumínio. Também pode ser usado para metais de ponto de fusão superior ao do alumínio desde que se dissolvam no mesmo.

No caso mais geral de preparação de uma liga, a sequência de operações é: fusão do alumínio com as ligas-mães de ponto de fusão mais elevado e contendo elementos pouco oxidáveis; em sequência funde-se as ligas-mães de mais baixo ponto de fusão e, por último, adição dos metais puros de baixo ponto de fusão e as ligas-mães que contêm elementos oxidáveis.

III.1.1.1.3. Degaseificação

Inclui qualquer processo usado para reduzir ou eliminar os gases dissolvidos.

Todos os gases, com exceção do hidrogênio, dissolvidos no alumínio fundido formam compostos que são insolúveis às temperaturas usuais de fusão. Durante as re fusões das ligas estas impurezas sobrenadam em parte, e em parte, ficam em suspensão no banho, favorecendo segregações nas peças e lingotes. Estas impurezas insolúveis, mesmo em pequenas quantidade, afetam grandemente a maleabilidade do alumínio e suas ligas.

A quantidade de gás absorvido aumenta com a temperatura e com o tempo a uma dada temperatura.

O maior problema de fundição é causado pelo hidrogênio dissolvido no alumínio. No banho líquido produz porosidades com dimensões dependentes da velocidade de es friamento, enquanto que dissolvido no metal sólido produz porosidade e expansões na superfície do metal durante as operações de soldagem e de tratamento térmico.

A principal fonte de hidrogênio nas ligas de alumínio é a umidade, segundo a reação:



Esta reação é praticamente irreversível nas condições normais de fusão das ligas.

Nas práticas industriais de preparação das ligas, as formas de aparecimento da umidade são: nos produtos de combustão provenientes dos fornos de fusão usando como combustível óleo ou carvão; no ar atmosférico; nos materiais de carga do forno; nos utensílios e painéis de vazamento e nos moldes de vazamento.

Entre os métodos conhecidos para a eliminação de gases dissolvidos no alumínio e suas ligas temos:

1. pré-solidificação - é um método de gasificação que consiste em fundir e esfriar lentamente, podendo-se praticar solidificações e fusões sucessivas. Os gases são eliminados devido à diminuição apreciável de sua solubilidade durante a mudança de estado líquido - sólido. Este processo é especialmente recomendado para eliminação do hidrogênio.

2. fusão a vácuo - quando a fusão do metal

é feita no vácuo ou submete-se o metal fundido ao vácuo. Por difusão, o gás dissolvido no metal líquido irá passar do para a atmosfera rarefeita.

3. borbulhamento de um gás através do metal - é um dos métodos mais empregados. Nesse caso o gás que é borbulhado elimina o gás que está dissolvido reagindo com ele e formando um outro produto gasoso de menor solubilidade no metal. É o caso da eliminação do hidrogênio especialmente nas ligas Al-Mg pelo borbulhamento de cloro.

4. por vibração - pela aplicação de frequências correspondentes a ondas sonoras, ou a ultra-sons a metais em solidificação.

III.1.1.1.4. Redução do Teor de Magnésio

A diminuição do teor de magnésio no alumínio e suas ligas é feita através do uso de fluxos (ver item III.1.1.1.1. escorificação)

Em geral, as substâncias usadas como fluxo para remoção de gases inclusos, também são eficientes na redução do teor de magnésio da liga dependendo da temperatura do banho (maior redução na faixa de 760 a 820°C).

III.1.1.2. FORNOS DE FUSÃO

O processo de fusão é realizado em fornos cadinho, revêrbero ou elétrico de indução.

Esses fornos operam à temperatura de 680 a 760°C e são carregados com todos os tipos de sucata de alumínio.

Os materiais fundidos mais pesados, formados durante a fusão (ferro, latão e produtos oxidantes da escória), permanecem no forno e são periodicamente removidos.

III.1.1.2.1. Fornos Cadinho

Esses fornos podem ser fixos ou basculantes e usam como combustível: coque, óleo ou gás. Os primeiros têm sua capacidade de fusão limitada em cerca de 150 kg de material enquanto que os segundos (basculantes) podem fun

dir até 500 kg. São feitos de grafita, carborundo ou ferro fundido (melhor transmissão de calor).

Os cadinhos pequenos são normalmente carregados manualmente com barras e retornos de fundição e vazados diretamente nos moldes. Os tipo basculante são vazados dentro de pequenas caçambas para posterior transferência aos moldes.

III.1.1.2.2. Fornos Revérbero

São usados para cargas superiores a 400kg e podem ser aquecidos por combustível ou por resistência elétrica. Os primeiros, geralmente fixos, apresentam o inconveniente de deixar os gases de combustão em contato com o banho líquido e os últimos, normalmente basculantes, têm seus elementos de aquecimento localizados no teto do forno.

A carga do forno é feita por meios mecânicos devido ao seu volume e frequentemente essa carga é constituída de sucata de qualidade inferior. Por isso, grandes quantidades de fluxo são adicionadas e agitadas para dissolver a camada de óxidos e ajudar a remoção da sujeira e outras impurezas.

O material carregado, método de carregamento, projeto e dimensões do forno, processo de escorificação, refino e liga influem no tempo de corrida que geralmente varia de 4 a 72 horas.

III.1.1.2.3. Fornos de Indução

São fornos nos quais o aquecimento do material se dá pelo efeito Joule de correntes de Foucault induzidas em seu seio e com custo de instalação e operação bem mais alto que os fornos cadinho ou revérbero.

Estão tornando-se comuns para a fusão do alumínio devido ao seu maior rendimento, controle de temperatura preciso, menor oxidação, melhor homogeneidade do metal e não apresentam produtos de combustão como contaminantes.

III.1.2. MOLDAGEM

Os processos mais comuns de moldagem das li

gas de alumínio são: em areia, em matriz sob pressão ou por gravidade, em casca e por centrifugação.

III.1.2.1. MOLDAGEM EM AREIA

As areias de moldagem convencionais podem ser naturais (sem corretivo), semi-sintéticas (com alguma substância corretiva) e sintéticas (obtidas pela mistura de aglomerantes minerais e/ou orgânicos à areia base).

Os moldes em areia verde consistem de uma mistura plástica de areia sílica, argila e água compactada manualmente sobre um modelo com o formato da peça a ser fundida. Retirado o modelo e colocados os machos necessários, o molde é fechado, calçado e recebe o metal sem secagem prévia.

A moldagem a seco é similar ao processo a verde exceto que os moldes são secos em estufas antes de receberem o metal fundido.

A moldagem a verde é recomendada apenas para peças pequenas pois a possibilidade de reação do metal líquido com a unidade do molde é mínima devido à elevada velocidade de esfriamento. Para peças maiores o molde deve ser convenientemente seco antes do vazamento.

III.1.2.2. MOLDAGEM EM MOLDES PERMANENTES

A fundição em molde permanente é qualquer processo de fundição em que o metal líquido é vertido em molde, geralmente metálico, que pode ser usado várias vezes. Existem dois processos gerais: por gravidade e sob pressão.

III.1.2.2.1. Moldes Permanentes por Gravidade

É o processo em que o molde metálico é enchido unicamente pela ação da gravidade. Como exemplo temos a fundição de pistões de alumínio para a indústria automobilística onde a matriz externa e os machos são metálicos com comando manual ou semi-mecanizado.

A fundição em molde permanente por gravidade admite algumas variantes do processo geral, tais como: operar com molde externo metálico e machos de areia ou com

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA E SANEAMENTO AMBIENTAL

BIBLIOTECA

meio molde em areia e meio em metal. Nesse caso costuma-se dar ao processo o nome de fundição semi-permanente.

III.1.2.2.2 Moldes Permanentes sob Pressão

Consiste na aplicação de uma pressão que o briga o metal líquido a penetrar entre as duas metades da forma metálica, que constitui o molde permanente.

Os moldes permanentes sob pressão exigem:

1. o emprego de uma máquina capaz de fechar a matriz, injetar o metal líquido, abrir a matriz depois da solidificação do metal e retirar a peça sólida por meio de pinos ejetores;

2. emprego de matriz adequada, em duas metades, para obter peças fundidas com a forma desejada.

3. o uso de ligas apropriadas que resistam às pressões aplicadas.

As vantagens desse processo são: menor custo de usinagem devido à maior precisão dimensional; melhor acabamento superficial; permite obter peças com paredes muito mais finas do que as obtidas por qualquer outro processo de fundição; a velocidade de produção é bem maior do que a moldagem em areia e as perdas de fundição são mínimas.

III.1.2.3. Fundição em Casca

A fundição em casca é um processo no qual o molde é formado a partir de uma mistura de areia e uma resina termocestável, como aglomerantes, que é colocada contra um modelo metálico aquecido. Quando a mistura for aquecida a resina cura formando uma casca rígida (meia parte do molde). Após curada, a casca é extraída do modelo, os na chos são posicionados, as metades do molde ligadas, colocadas em uma caixa suporte e o molde está pronto para ser u sado.

Esse processo é utilizado na produção de peças em ligas de alumínio para obter maior precisão dimensional e melhor acabamento superficial.

Em virtude do custo elevado dos modelos e equipamentos, a fundição em casca é aplicada à produção em

largas escala ou para pequena escala quando não se consegue produzir boas peças por outro processo.

Algumas fundições utilizam adições de óxido de ferro e serragem com a finalidade de diminuir a tendência ao empenamento do molde, aumentar a colapsibilidade e diminuir a tendência da resina reggir com o alumínio fundido.

Os machos em casca têm baixa resistência a quente para evitar que as ligas de alumínio sofram trincas de solidificação. Consequentemente, as misturas de areia para confecção do macho são de grãos arredondados cobertos com resina, além de adições de óxido de ferro e serragem.

III.1.2.4. Fundição por Centrifugação

Nesse processo o metal é vazado em molde animado de movimentos de rotação sendo que o eixo de rotação pode passar ou ser externo à peça. Durante o vazamento o metal é solicitado pela força gravitacional e, por uma centrífuga criada pela rotação do molde.

A centrifugação permite a obtenção de texturas compactas e homogêneas e é bastante utilizada na produção das peças de ligas de alumínio.

III.1.3. MACHARIA

Macho é toda porção de areia aglomerada que após moldagem torna-se consistente podendo ser manipulada com certa facilidade. Normalmente é colocado no molde para compor as partes internas da peça, mas também é empregado para conformar as partes externas e salientes que não poderiam ser produzidas no processo comum de moldagem.

Os machos podem ser feitos em: máquinas de sopro, caixa quente e compactação por diafragma.

III.1.3.1. Máquinas de Sopro

As máquinas de sopro podem ser de dois tipos: "core blower" e "core shooter".

III.1.3.1.1. "Core Blower"

Neste tipo de máquina a areia é arremessada

por sopro de ar sob pressão em forma de jato através do bocal da máquina situada sobre a caixa de macho. A areia é soprada em mistura com o ar e é detida pela caixa enquanto o ar escapa pelas saídas de ventilação. As areias para esta máquina são de alta fluxibilidade e baixa resistência a verde. Pode ser usada para produção de machos pequenos ou de grande porte.

III.1.3.1.2. "Core Shooter"

Utilizam um cabeçote modificado de sopragem permitindo o seu emprego com diversos tipos de areia tais como: areia a verde, misturas para CO_2 e com resinas tipo fenólicas para moldagem em casca.

Nessas máquinas, o depósito de areia fica na parte superior e alimenta o reservatório de corpo da máquina por uma válvula de gaveta.

O ar comprimido é forçado através de frestas existentes no corpo cilíndrico da máquina a uma pressão de 8 kg/cm^2 forçando a areia a descer quase instantaneamente.

III.1.3.2. Processo de Caixa Quente

São máquinas de sopro com caixas pré-aquecidas a gás e à temperatura de 300°C . Usam-se para a moldagem de machos preparados com areias aglomeradas com resinas furânicas.

III.1.3.3. Compactação de Machos por Diafragma

Para areias comuns de macho e CO_2 são empregadas máquinas com um diafragma interno de borracha engastado no cabeçote superior. O diafragma, submetido à pressão de 7 kg/cm^2 , expande e compacta a areia. Para o CO_2 , utiliza-se um diafragma com minúsculas perfurações.

III.1.4. VAZAMENTO

O metal deve ser vazado à temperatura mais baixa possível, mas que permita o escape das bolhas de ar e dos drosses antes de sua solidificação.

As temperaturas de fusão e de manutenção do

banho também devem ser baixas para evitar (ou atenuar) a formação de óxidos. Se o metal foi super-aquecido as más qualidades adquiridas poderão ser parcialmente corrigidas mediante solidificação e refusão à temperatura adequada.

Quando o forno de fusão das ligas de alumínio é grande o metal é vazado para caçambas e estas o transferem aos moldes. O vazamento de fornos menores é feito diretamente nos moldes.

Algumas caçambas são equipadas com tampas com aquecedores (a resistência elétrica) para prevenir a perda de temperatura quando o vazamento não é feito imediatamente ou quando requeir um período de tempo muito longo.

III.1.5. DESMOLDAGEM

Esta operação tem por finalidade separar a areia dos fundidos.

Os desmoldadores dividem-se em vibratórios e de grades. O segundo tipo (de grade) deve ter a distância entre as grades bem regulada pois pouca abertura limita a passagem da areia e dos torrões e, muita permitirá a passagem de materiais que poderão danificar o sistema de transporte.

Existem desmoldadores munidos de peneira vibratória, quebradores de torrões, separadores magnéticos, etc.

III.6.1. RECONDICIONAMENTO E RECUPERAÇÃO DA AREIA

O recondicionamento de uma areia destina-se a devolver à areia utilizada as características que permitam usá-la novamente na moldagem, sem chegar a substituir a areia nova. Para isso, sofre os seguintes tratamentos: separação de partículas metálicas, quebra de torrões e peneiramento, resfriamento, retirada de finos inertes, correção do teor de aglomerantes e umidade, homogeneização e arejamento.

A separação das partículas metálicas é feita por meio de polias e separadores magnéticos; a remoção de torrões por peneiramento em peneiras vibratórias (simples ou duplas) e os finos são eliminados por sistema de exaustão.

A areia dos torrões pode ser recuperada em moinhos de martelo ou britadores de mandíbula.

O resfriamento da areia é feito por troca de calor da areia com outro corpo mais frio. O processo de resfriamento pode ser: por camisa de água; arejador de correia com ventilação forçada; misturadores com tampa e dispositivos de insuflação e exaustão de ar forçado; elevador de areia que utiliza corrente com flanges de borracha que eleva e desvia a areia no ponto mais alto fazendo-a cair em contra corrente com ar, etc.

A recuperação da areia tem por fim romper os grãos agrupados, remover ou reduzir os aglomerantes usados e restaurar, tanto quanto possível, as dimensões originais dos grãos.

Em seguida a areia é submetida a uma separação para remover os detritos e finos resultantes da limpeza dos grãos e a uma classificação para que a areia tenha uma distribuição granulométrica próxima da areia nova ou tipo desejado.

Os métodos de recuperação são basicamente os seguintes: via úmida, meio térmico e pneumático.

O método por via úmida emprega um classificador de areia para a remoção dos finos antes do lavador que desprende as camadas do material aglomerante do grão por ação da fricção ou choque dos grãos contra os mais lentos da periferia do lavador.

A recuperação por meio térmico é feita num forno vertical de soleira a 600°C onde ocorre a combustão dos materiais carbonáceos resultantes de aglomerantes óleo-arginosos ou cereais. É recomendado principalmente para eliminação de resinas.

O processo pneumático é empregado quando a areia for aglomerada por produtos argilosos. As areias recuperadas por este processo são utilizadas para faceamento, enclausuramento, areias de macho aglomeradas por óleo, resinas e CO_2 .

III.1.7. TRATAMENTO TÉRMICO

Um tratamento térmico adequado pode melhorar

as propriedades mecânicas das ligas de alumínio. Geralmente consta de duas partes:

1^a - solubilização que é um aquecimento até 480 a 540°C seguido de esfriamento em água.

2^a - precipitação ou envelhecimento artificial à temperatura de 150 a 300°C.

A solubilização deve ser feita em forno elétrico para evitar fragilidade intergranular devido a traços de enxofre e de umidade na atmosfera do forno. O esfriamento, que completa o tratamento de solubilização, deve ser em água fervendo para atenuar as tensões internas.

Algumas ligas, após o tratamento de solubilização, sofrem envelhecimento à temperatura ambiente aumentando a resistência e a dureza da liga, mas diminuindo sua durabilidade.

III.1.8. ACABAMENTO

Os canais e massalotes são geralmente removidos das peças fundidas por serra circular, disco abrasivo ou martelo pneumático.

A limpeza final pode ser feita por jatos de ar e areia ou água e areia e, o grau de acabamento depende do emprego da peça.

Existem outras operações de acabamento, entre as quais se incluem: soldagem elétrica, ou oxiacetilênica; polimento em rodas de feltro; deposição eletrolítica de níquel, cobre, zinco ou cromo; oxidação eletrolítica ou anodização, etc.

III.2. CONTAMINAÇÃO ATMOSFÉRICA

Os poluentes descarregados à atmosfera pelas indústrias de fundição de alumínio são basicamente material particulado.

III.2.1. PROCESSO DE FUSÃO

É a maior fonte de poluição e as emissões incluem material particulado, fumos e gases.

Geralmente, a maior parte do material carregado aos fornos de fusão é sucata de qualidade inferior que

contêm tinta, sujeira, óleo, graxa e outros contaminantes. Devido a esses materiais, temos a emissão de grandes quantidades de fumaça e fumos.

As emissões provenientes da degaseificação do alumínio com gás cloro são função da temperatura do metal, quantidade de cloro usada, teor de magnésio, profundidade na qual o cloro é liberado e a espessura e composição da escória na superfície do banho.

Na redução do teor de magnésio, a medida que o cloro vai sendo adicionado forma-se o cloreto de alumínio e de magnésio. Como o banho é agitado fortemente, nem todo o cloreto reage com os metais e, por isso, é emitido juntamente com o gás cloro e algum cloreto de magnésio arrastado. O cloreto de alumínio é extremamente higroscópico e absorve umidade do ar, com a qual reage para formar cloreto de hidrogênio. Esses contaminantes do ar são tóxicos, corrosivos e irritantes.

As emissões devido à escorificação do alumínio consistem de flúoreto de hidrogênio, cloreto de hidrogênio, cloro no estado gasoso, cloreto de alumínio, cloreto de magnésio, fluoreto de alumínio, fluoreto de magnésio, óxido de zinco, cloreto de zinco, fluoreto de cálcio, cloreto de cálcio e cloreto de sódio (nem todos estão presentes simultaneamente).

A tabela III.1 apresenta os fatores de emissão, sem controle, para material particulado no processo de fusão do alumínio secundário.

TABELA III.1 Fatores de Emissão no Processo de Fusão do Alumínio Secundário.

Tipo de Operação	Fator de Emissão (kg/T)
- fusão em forno cadinho*	0,95
- fusão em forno revêrbero*	2,15
- fusão em forno de indução*	insignificante
- estação de cloração**	500,0

* Os fatores de emissão estão expressos em unidades por unidade em peso do metal processado.

**O fator de emissão está expresso em unidades por unidade em peso do cloro usado.

III.2.2. MOLDAGEM

Na moldagem a verde a emissão de material particulado é pequena devido à unidade da areia que atua como um eliminador e as partículas normalmente têm diâmetro superior a 20 μm .

Os aglomerantes e aditivos usados para melhorar a resistência dos moldes contêm quantidades de materiais combustíveis formando gases que se expandem durante o vazamento dos moldes.

III.2.3. MACHARIA

A quantidade de poluentes emitidos (fumos e gases) durante a confecção do macho depende da natureza da mistura e do processo de confecção.

As emissões de material particulado são geralmente baixas, inferiores a $2\text{g}/\text{Nm}^3$ e com partículas na faixa de 2 a 20 μm .

Aglomerantes resinosos, normalmente usados no processo de confecção dos machos em casca, causam vários riscos pois a decomposição dos produtos é extremamente tóxica dependendo do agente específico e do seu nível de tolerância.

O volume de gases gerado é função da relação entre a areia e os demais componentes.

III.2.4. VAZAMENTO

A maioria das emissões é vapor de água, fumaça e material particulado (em menor porcentagem).

No processo de vazamento com moldes contendo aglomerantes sintéticos, as concentrações de substâncias tóxicas, tais como cloreto de hidrogênio, devem ser baixas para prevenir reações fisiológicas nos operadores.

A concentração de fumaça, fumos e vapores está relacionada com a temperatura do metal quente, tempo entre o vazamento e a desmoldagem e quantidade de aglomerantes.

O diâmetro das partículas de material particulado encontra-se na faixa de 2 a 20 μm e sua concentração

é superior a $7,4 \text{ g/Nm}^3$.

III.2.5. DESMOLDAGEM

Na desmoldagem, a concentração das emissões é momentaneamente alta devido ao contato das peças fundidas quentes com a unidade e o resfriador de areia. Essas emissões são constituídas de fumaça, vapor de água e vapores semelhantes aos emitidos na operação de vazamento.

III.2.6. RECONDICIONAMENTO E RECUPERAÇÃO DA AREIA

No acondicionamento e recuperação da areia temos a emissão de material particulado cuja concentração é função do método de manuseio. Em sistemas fechados, tais como transportadores pneumáticos, as emissões são bem menores que no caso em que a carga e a transferência da areia é feita manualmente.

No misturador de areia são emitidas baixas concentrações de material particulado e elas são substancialmente aumentadas se o misturador for equipado com um sistema de resfriamento por sopro de ar.

III.2.7. TRATAMENTO TÉRMICO

As emissões provenientes dos fornos de tratamento térmico são muito baixas e sua concentração é função da temperatura do forno.

III.2.8. ACABAMENTO

As operações de limpeza e rebarbação produzem emissões pouco problemáticas e de fácil controle.

O jateamento de areia produz altas concentrações de pó de areia recondicionadas com a pressão do ar e o tempo requerido para a limpeza.

III.3. CONTROLE DOS CONTAMINANTES ATMOSFÉRICOS

III.3.1. PROCESSO DE FUSÃO

No processo de fusão é necessário sistema de ventilação local exaustora e equipamento de controle de poluentes quando não temos um bom carregamento; a escorifi

cação é feita no interior do forno ou a sucata suja é carregada diretamente dentro do forno.

Devido à grande divergência entre as propriedades dos contaminantes, provenientes da escorificação, seu controle torna-se difícil. Para isso é necessário um lavador de alta energia que remove a fração de gases solúveis do efluente e um filtro de mangas ou precipitador eletrostático para controlar os particulados.

Para a operação de redução do magnésio, um sistema de controle eficiente, para as emissões, consiste de: (1) câmara de sedimentação onde ocorre alguma aglomeração e sedimentação; (2) uma torre de lavagem (tipo bandeja) usando uma solução cáustica a 10% onde todo o cloreto e ácido clorídrico são removidos juntamente com a maior parte do material particulado existente; (3) e um filtro, onde o material particulado restante é eliminado do efluente. Esta combinação de equipamentos tem apresentado um controle eficiente, das emissões do processo de redução do teor de magnésio, contudo, o custo do sistema e de manutenção é alto.

III.3.2. MOLDAGEM

Processos tais como: sistemas mecânicos de manuseio da areia e mistura produzem problemas de emissão de material particulado. Seu controle pode ser feito através de lavadores de média energia e ocasionalmente são empregados filtros de tecido.

III.3.3. MACHARIA

As principais fontes são as estufas para cura e as máquinas de confecção de macho em casca, que emitem gases de difícil controle.

As emissões podem ser reduzidas modificando-se a composição do aglomerante ou diminuindo-se a temperatura de cura. O equipamento de controle eficiente, para o controle desses contaminantes, é o pós-queimador, sendo que o mais usado é o de chama direta com tempo de resistência mínimo de 0,5 segundos e temperatura mínima na câmara de combustão de 750°C.

III.3.4. VAZAMENTO E DESMOLDAGEM

Geralmente são usados captadores de tiragem lateral para a área de vazamento e de tiragem lateral ou pelo fundo para a operação de desmoldagem porque evitam interferências na operação.

A maior parte dos poluentes emitidos é material particulado, mas existem também vapores orgânicos e gases em quantidades menores.

Os equipamentos de controle mais usados são filtros de tecido e lavadores de alta energia.

III.3.5. ACABAMENTO

Os processos de limpeza com jateamento são normalmente controlados com filtros de tecido ou lavadores de média energia.

Nas operações de rebarbação e esmerilhamento são empregados coletores centrífugos de alta eficiência ou filtros de tecido.

III.3.6. TRATAMENTO TÉRMICO

Os fornos para tratamento térmico são uma fonte de poluição muito pequena. Em muitos casos não exige equipamento de controle, mas podem ser usados filtros de tecido ou lavadores.



CIESB

ANEXO I - FORNOS INDUSTRIAIS

1. FORNOS ELÉTRICOS

Os fornos elétricos oferecem vantagens sobre os outros tipos de fornos pela maior possibilidade de controle de temperatura, eliminação da necessidade de ar de combustão, maior rapidez de processamento e maior facilidade de instalação. Como a carga metálica não entra em contato com os gases de combustão, não há contaminação por elementos prejudiciais presentes nestes gases.

1.1. FORNOS ELÉTRICOS DE INDUÇÃO

Em princípio o forno de indução é um transformador no qual o primário é constituído por uma bobina percorrida por uma corrente alternada, que induz um campo eletro-magnético alternado na carga do forno, que constitui o secundário do transformador.

Mantendo-se a resistividade da carga entre determinados limites, induz-se no metal potência elevada que aquece rapidamente a carga até sua fusão.

Nos fornos de indução com núcleo, o secundário (onde se localiza a carga metálica) tem o formato de uma calha circular, que circunda o núcleo e a bobina primária. A secção pequena e o grande comprimento do banho na calha de fusão apresentam uma grande resistência à passagem da corrente que se transforma em calor e causa o aquecimento da carga.

Para o trabalho a partir de carga sólida este tipo de forno é menos adequado, deixando-se normalmente uma poça de metal líquido onde pouco a pouco vai se colocando pedaços de carga sólida para a corrida seguinte.

Assim, resultam as características principais deste tipo de forno: o cadinho em forma de calha, a necessidade de carregamento de material fundido, ou pelo menos a obrigação de deixar uma poça de metal líquido depois do vazamento.

O forno de indução sem núcleo funciona também segundo o princípio de um transformador, porém desprovido de seu núcleo magnético.

2. FORNOS REVÉRBEROS

Um forno revérbero opera baseado no calor radiante emitido pela chama do queimador, abóbada e paredes, para o material a ser aquecido. Este tipo de forno foi desenvolvido particularmente para a fusão de materiais sólidos e para o refino e aquecimento dos líquidos resultantes.

O forno revérbero usualmente consiste de uma soleira de refratário, pouco profunda e geralmente retangular, para conter a carga metálica.

O forno é constituído por paredes laterais verticais e uma abóbada revestida de refratário. A combustão ocorre diretamente acima do banho de fundido; as paredes e a abóbada recebem calor radiante dos produtos de combustão e o irradiam para a superfície do banho. A transferência de calor é realizada quase inteiramente por radiação.

Provavelmente o maior dos fornos revérberos é o chamado Siemens - Martin, largamente utilizado na manufatura do aço.

Este forno opera em conjunto com dois regeneradores de calor, que transferem calor de efluente para o ar de combustão.

A carga é introduzida através de portas revestidas de refratário localizadas na parede frontal; o material acabado e a escória são removidos pelo furo de corrida que se encontra na parede posterior.

O calor é fornecido por uma chama luminosa, com excesso de ar, sobre o material carregado.

Um outro tipo de forno revérbero é o forno rotativo, que é um tipo de forno geralmente pequeno utilizado para alumínio, latão e outras ligas.

Nestes fornos a combustão é realizada através de dois queimadores colocados tangencialmente, deste modo obtem-se boa combustão e fusão rápida. O forno pode ser carregado através de uma abertura na parte superior ou da porta traseira. A porta traseira também funciona como acesso ao banho para adição de ligas ou remoção de escória.

Os fornos revérberos frequentemente empregam mecanismos de inclinação, o qual torna mais fácil a distribuição do metal para todos os tipos de fundição. O carregamento é realizado por meio de uma tremonha que serve como chaminé para os gases de exaustão.

A combustão se realiza na parte posterior e a inclinação é promovida por um sistema hidráulico.

Muitas outras variações e combinações de fornos usando o princípio da reverberação podem ser encontrados nos projetos existentes.

3. FORNOS CADINHO

Os fornos cadinho tem a forma de um depósito circular, enterrado ou elevado e do tipo fixo ou basculante, revestido externamente de chapa e internamente de tijolos refratários, podendo ser aquecidos por óleo, gás ou eletricidade.

O cadinho fica sobre um pedestal no centro do forno e é comumente construído de material refratário tais como, misturas de argila e grafite ou carbonato de silício.

Os fornos cadinho são classificados como: basculantes, tipo enterrado (poço) e estacionários.

Todos os tipos são providos de um ou mais queimadores montados próximos da parte inferior da unidade, sendo que o forno é aquecido tanto por radiação como por contato com os gases quentes.

3.1. FORNO BASCULANTE

O forno cadinho basculante é provido de um sistema de fixação de cadinho, que permite o basculamento do forno quando do vazamento.

O mecanismo de basculamento é operado manual, hidráulica ou eletricamente.

3.2. FORNO ENTERRADO

O seu nome deriva de sua localização.

O topo do forno situa-se próximo ao nível do solo, o que facilita o carregamento do metal e a retirada do cadinho para vazamento. O vazamento é usualmente realizado utilizando-se o mesmo cadinho como panela de fundição.

3.3. FORNO ESTACIONÁRIO

O forno estacionário é quase idêntico ao forno enterrado exceto por não estar embutido no solo. Estes fornos são usualmente empregados como fornos de espera, e o metal é vazado com o emprego de conchas de vazamento.

ANEXO II - EQUIPAMENTOS DE CONTROLE DE POLUENTES

BRASIL

1993

1. COLETORES CENTRÍFUGOS SECOS - CICLONES

Ciclone é o nome genérico do coletor centrífugo, onde as partículas são removidas do fluxo gasoso pela ação da força centrífuga. Este tipo de equipamento tem sido considerado como um dos mais simples e econômico separador de material particulado. Os ciclones tem adquirido diferentes formas e tamanhos e tem sido empregados amplamente na indústria tanto como coletor primário quanto secundário. O tipo convencional não apresenta partes móveis, podendo ser construído de diversos materiais, não apresentando desta forma problema com a temperatura ou propriedades corrosivas de certos gases.

As principais vantagens na utilização de ciclones residem no seu baixo custo, na baixa potência consumida, na simplicidade de seu projeto, manutenção e construção, e na inexistência de uma temperatura de gases que seja limitante. As principais desvantagens são a baixa eficiência de coleta para partículas inferiores a $5\mu\text{m}$, a abrasão excessiva e a possibilidade de entupimento pela presença de altas concentrações de poeiras, principalmente as de menor diâmetro, mais moles, mais higroscópicas e mais pegajosas.

1.1. CARACTERÍSTICAS DOS CICLONES

Um ciclone simples é basicamente constituído por uma câmara cilíndrica com base cônica.

A corrente gasosa entra tangencialmente a alta velocidade na câmara, formando uma espiral descendente externa e uma espiral ascendente interna. O gás é descarregado axialmente pela saída, localizada no topo do ciclone. A aceleração centrífuga impulsiona as partículas contidas no gás contra a parede; a componente vertical da força e a gravidade forçam-nas para a parte inferior do ciclone de onde elas vão para um local de armazenamento. O pó deve ser removido sem perturbar o vortex da corrente gasosa, pois qualquer perturbação provoca a reentrada das partículas no fluxo e conseqüentemente a perda de eficiência do equipamento.

O arranjo de vários ciclones simples em paralelo constitui uma unidade chamada multiciclone. Através deste artifício, um grande volume de ar pode ser tratado utilizando-se unidades de pequeno diâmetro com grande aceleração centrífuga associada, resultando em maior eficiência de captação.

1.2. TIPOS DE COLETORES CENTRÍFUGOS

Como visto anteriormente, vários são os tipos de coletores centrífugos. Contudo, os mais populares são:

- . Ciclone simples de entrada tangencial
- . Ciclone simples de entrada envolvente
- . Ciclone simples de entrada curva
- . Ciclone simples de entrada axial
- . Ciclone simples de corpo cilíndrico
- . Ciclone simples de corpo cilíndrico/cônico
- . Ciclone simples de corpo curvo

Dentre estes coletores, o de entrada tangencial é o mais utilizado na prática. (fig 1).

As dimensões do ciclone são geralmente caracterizadas como uma função do diâmetro do corpo cilíndrico. Por exemplo, a altura total dos ciclones, segundo Lapple, é igual a 4 diâmetros ($H = 4D$).

Diversas configurações tem sido propostas e testadas experimentalmente, na tentativa de caracterização de "famílias de ciclones". Algumas destas configurações estão apresentadas na tabela 1, definindo famílias de ciclones, segundo seus autores.

1.2.1. DIMENSIONAMENTO DE CICLONES

Ciclones podem ser dimensionados a partir da vazão de gases a serem tratados e da velocidade de entrada destes gases. (fig. 2) O número de ciclones por multiciclone, no tratamento de grandes vazões é estimado pela fig. 3. Com o auxílio das duas figuras pode-se fazer todo o dimensionamento primário do coletor a ser empregado.

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA E SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

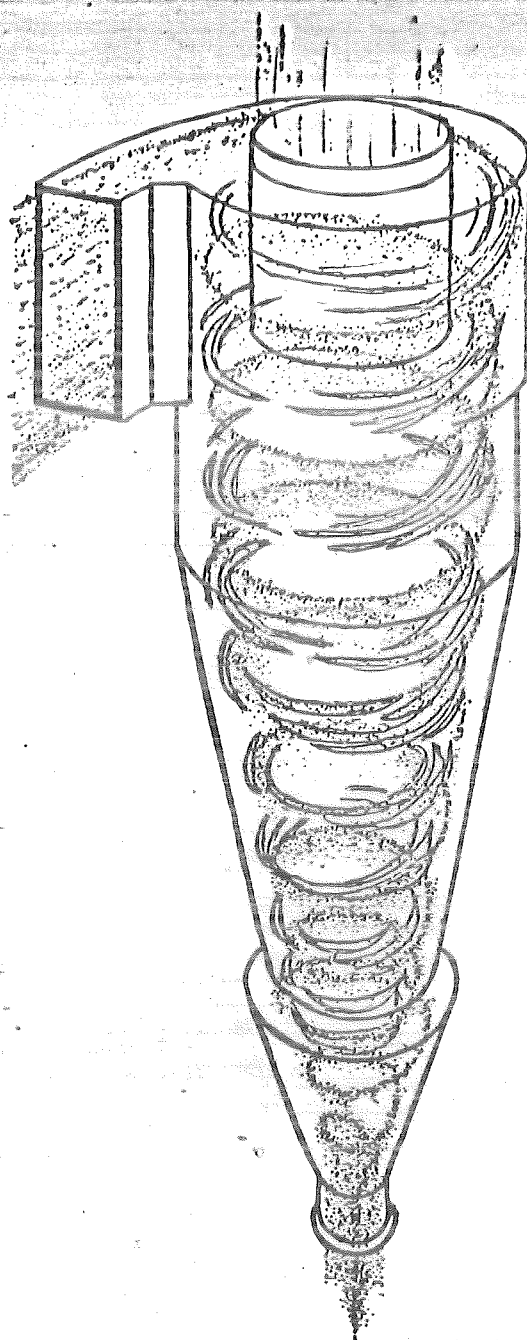


Fig 1. Ciclone de entrada tangencial

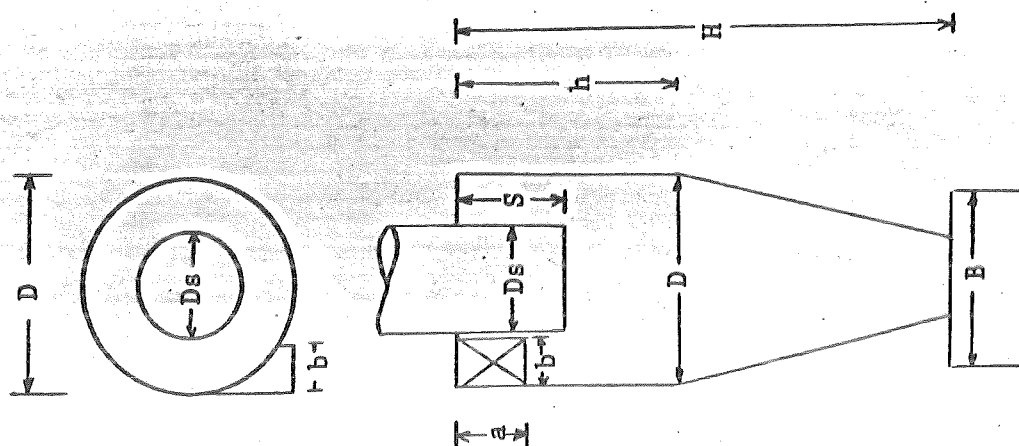


TABELA 1 - Configurações padronizadas de ciclones como uma função do diâmetro do corpo cilíndrico, segundo os autores.

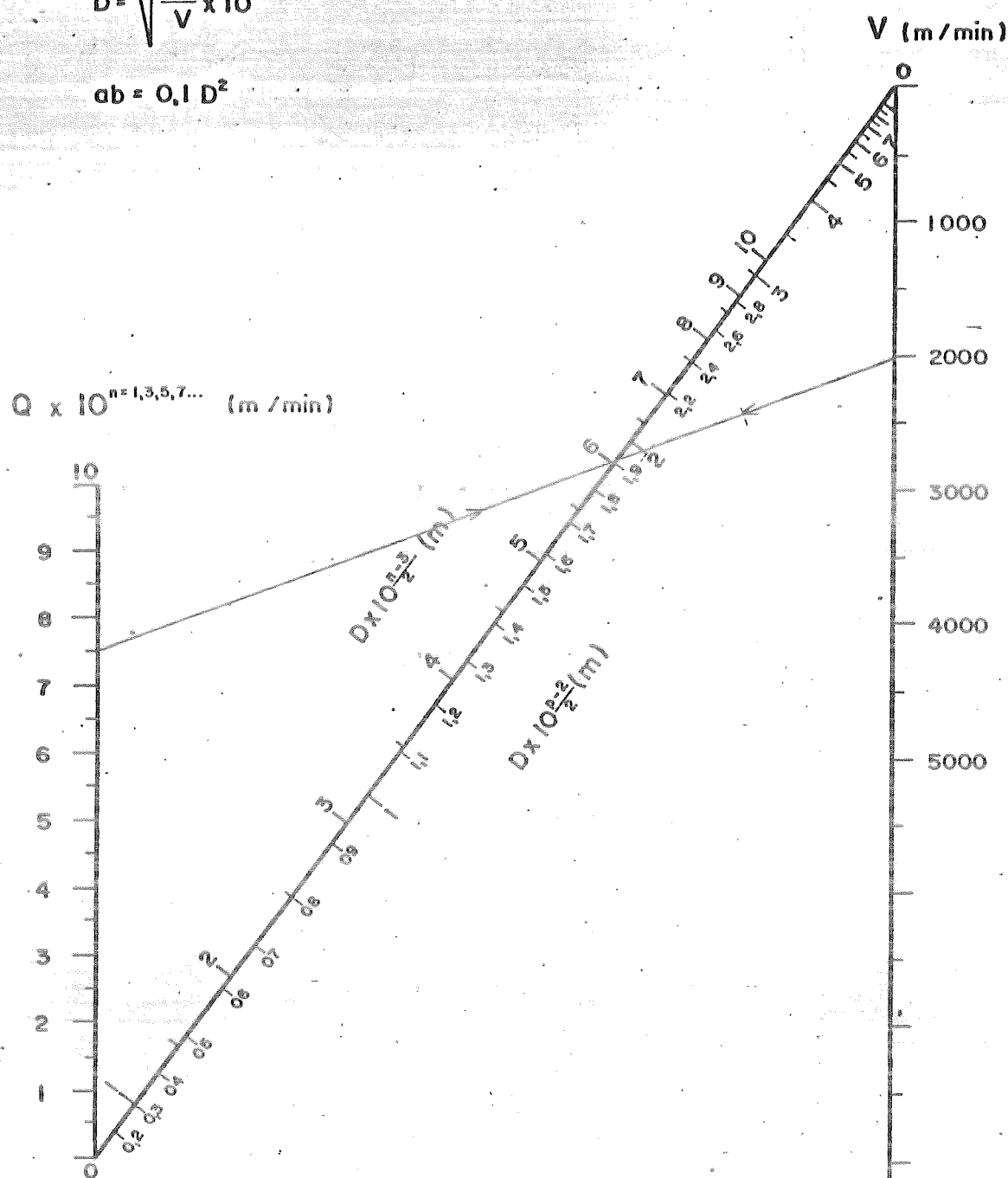
ELEMENTO CARACTERÍSTICO	SÍMBOLO	Autor		
		LAPPLE	STAIRMAND	SWIFT
Diâmetro do Corpo Cilíndrico	D	1,0	1,0	1,0
Altura de entrada	a	0,5 D	0,5 D	0,44 D
Largura de Entrada	b	0,25 D	0,2 D	0,21 D
Profundidade do Duto de Saída	S	0,625D	0,5 D	0,5 D
Diâmetro do Duto de Saída	Ds	0,5 D	0,5 D	0,4 D
Altura do Corpo Cilíndrico	h	2,0 D	1,5 D	1,4 D
Altura Total	H	4,0 D	4,0 D	3,9 D
Diâmetro do Duto de Descarga do Pó	B	0,25 D	0,375 D	0,4 D

Fonte.: Hasegawa, P.T. Coletores centrífugos secos, FSP/USP
(mimeografado)

CALCULO DE DIAMETRO DE CICLONES

$$D = \sqrt{\frac{Q}{V} \times 10}$$

$$ab = 0,1 D^2$$



$$Q \times 10^{p=0,2,4,6...} (m^3/min)$$

$$Ex_1 : 7,5 \times 10^3 m^3/min = Q \Rightarrow n=3$$

$$2000 m/min = V$$



$$D = 6,1 \times 10^{3-3/2=0} = 6,1m$$

$$Ex_2 : 7,5 \times 10^4 m^3/min = Q \Rightarrow p=4$$

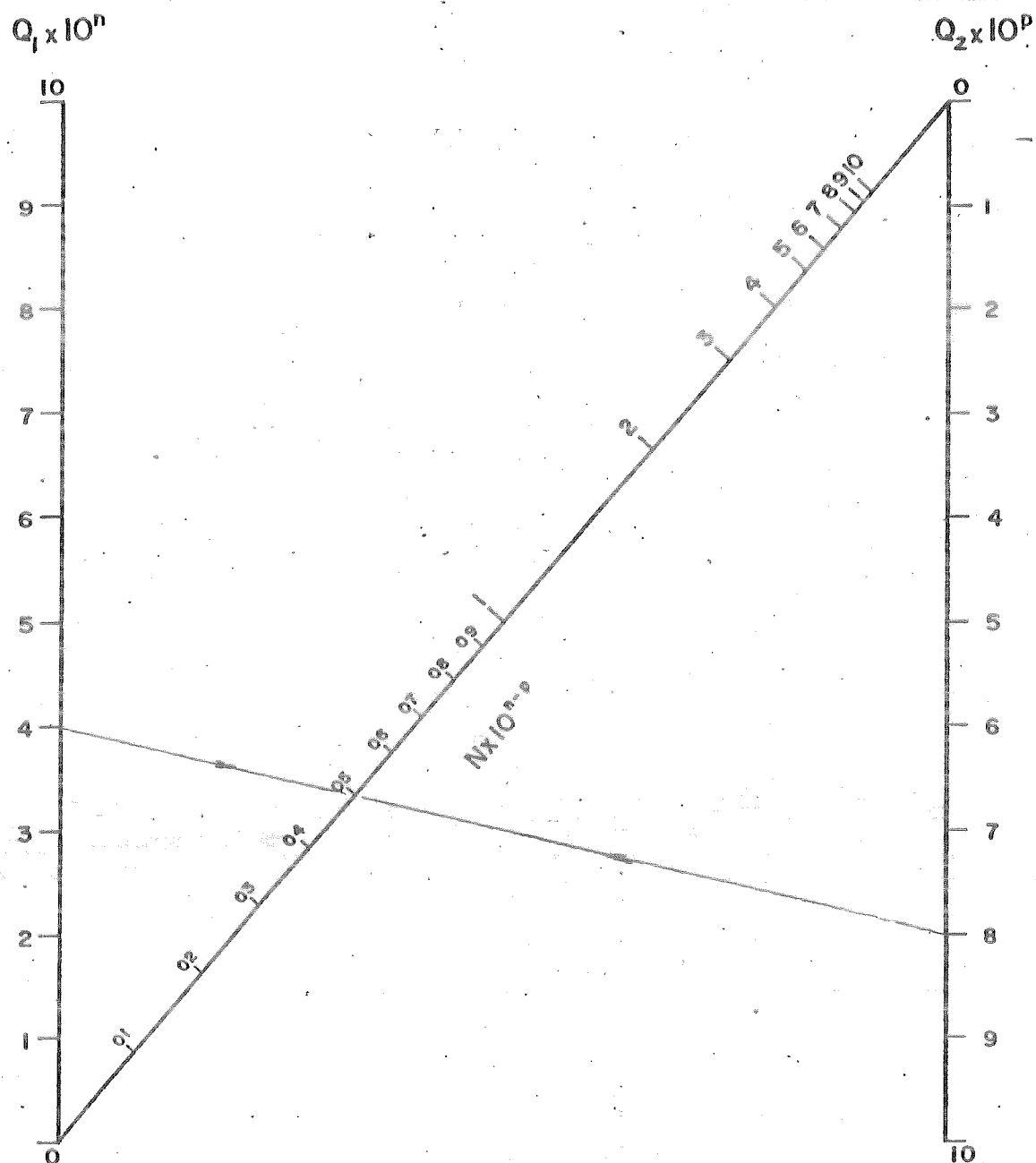
$$2000 m/min = V$$



$$D = 1,93 \times 10^{4-2/2} = 19,3m$$

FIGURA 2

CALCULO DE MULTICICLONES



Ex : $Q_1 = 4 \cdot 10^5 \text{ m}^3/\text{min}$

$Q_2 = 8 \cdot 10^2 \text{ m}^3/\text{min}$

$N = 0,5 \times 10^{5-2+3} = 500 \text{ ciclones}$

FIGURA 3

Além do ciclone de entrada tangencial existem outros tipos de ciclones com diferentes tipos de entradas.

A eficiência dos ciclones é afetada por fatores dimensionais, características do gás e pelas propriedades do pó.

A eficiência de captação geralmente eleva-se com o aumento de:

- . Tamanho de partícula
- . Densidade da patícula
- . Velocidade de entrada do gás
- . Comprimento do corpo do ciclone
- . Número de revoluções do gás
- . Acabamento da parede do ciclone

Por sua vez, a eficiência de captação normalmente decresce com o aumento de:

- . Viscosidade do gás
- . Diâmetro do corpo do ciclone
- . Diâmetro do duto de saída
- . Área de entrada do gás

Um ciclone pode ser projetado para tratar qualquer quantidade de material quẽ o fluxo gasoso consiga movimentar.

Em geral, a eficiência do ciclone cresce com o aumento da carga de particulados. Desde que esta característica não é comum aos outros tipos de coletores de eficiência maior, os ciclones são frequentemente usados como pré-coletores, quando as cargas de material particulado são muito altas para o coletor final.

A operação destes coletores na sua capacidade de projeto é essencial para manter uma eficiência adequada. Se o fluxo de ar cai abaixo do normal, a espiral ou as forças centrífugas são reduzidas e a eficiência decrece. Por isto, válvulas não devem ser fechadas em um sistema de dutos sem que se observe o seu efeito. Umidade deve ser evitada para prevenir entupimento da saída de pó, particularmente em pequenos ciclones. Exceções são as combinações de depuradores mecânicos e úmidos.

1.3. ESTIMATIVA DA EFICIÊNCIA DE COLETA PARA CICLONES

Um método bastante geral e que consequentemente pode ser utilizado na estimativa da eficiência de coleta para qualquer família de ciclones é aquele sugerido por Lapple.

Este método baseia-se no cálculo da dimensão da partícula que é coletada com 50% de eficiência (D_{PC}). Esta, também conhecida como diâmetro de corte, é calculado através da equação:

$$D_{PC} = \sqrt{\frac{9 \mu b(D)}{2 N_e V_e (\rho_p - \rho_g) \pi}}$$

onde: D_{PC} = Diâmetro de corte da partícula coletada com 50% de eficiência (cm)

μ = Viscosidade do gás (g/seg-cm)

$b(D)$ = Largura do duto de entrada (cm)

N_e = Número efetivo de voltas

V_e = Velocidade de entrada (cm/seg)

ρ_p = Densidade da partícula (g/cm³)

ρ_g = Densidade do gás (g/cm³)

Lapple, a partir de dados experimentais, definiu uma relação entre a razão de d_p (diâmetro de uma partícula) por D_{PC} e a eficiência com que a partícula com diâmetro d_p é coletada pelo ciclone. Esta relação é apresentada na fig. 4.

Conhecida e dividida a distribuição dos tamanhos das partículas por faixas e sendo d_{pi} o diâmetro médio para cada faixa i , a eficiência global de coleta é dada por

$$\eta_G = \sum_{i=1}^n \omega_i \times \eta_i$$

onde: ω_i é a porcentagem em peso das partículas contidas na faixa i , cujo diâmetro médio é d_{pi} e

η_i é a eficiência de coleta para d_{pi}

Uma forma rápida de se estimar a eficiência

de coleta de um ciclone, baseando-se no método Lapple, é através do uso das figuras 4 e 5.

Segundo Lapple,
$$D_{PC} = \sqrt{\frac{9\mu b(D)}{2Ne V(\rho_p - \rho_g) \pi}}$$

Utilizando-se unidades práticas para as variáveis desta equação ela se reduz a

$$D_{PC} = 2090 \sqrt{\frac{\mu b(D)}{\rho_p V^2}}$$

onde: D_{PC} em μm

μ em cp

$b(D)$ em m

ρ_p em g/cm^3

V em m/s

Esta equação é resolvida pela fig 5.

A eficiência global de coleta para ciclones é calculada com auxílio da tabela 2.

1.4. CÁLCULO ESTIMATIVO DA PERDA DE CARGA EM COLETORES CEN TRÍFUGOS

Várias perdas parciais contribuem para a perda de carga total através de um ciclone. Essas perdas parciais são perdas por atrito no duto de entrada, perdas devido à expansão ou concentração na entrada, perdas na entrada do duto de saída, perda de pressão estática entre os dutos de entrada e de saída, e recuperação de energia no duto de saída.

Diferentes autores tentaram obter uma estimativa da perda de carga total através do ciclone.

1ª equação:
$$\Delta p = \frac{2,7 \times 10^{-3} \times Q^2}{K d_d^2 \cdot 1 h \sqrt[3]{L/d'} \sqrt[3]{L'/d'}}$$

onde: K é uma constante dependente das condições de entrada,

$K = 0,5$ para entrada simples sem guias

$K = 1,0$ para entrada com guias retas

$K = 2,0$ para entrada com guias expansoras

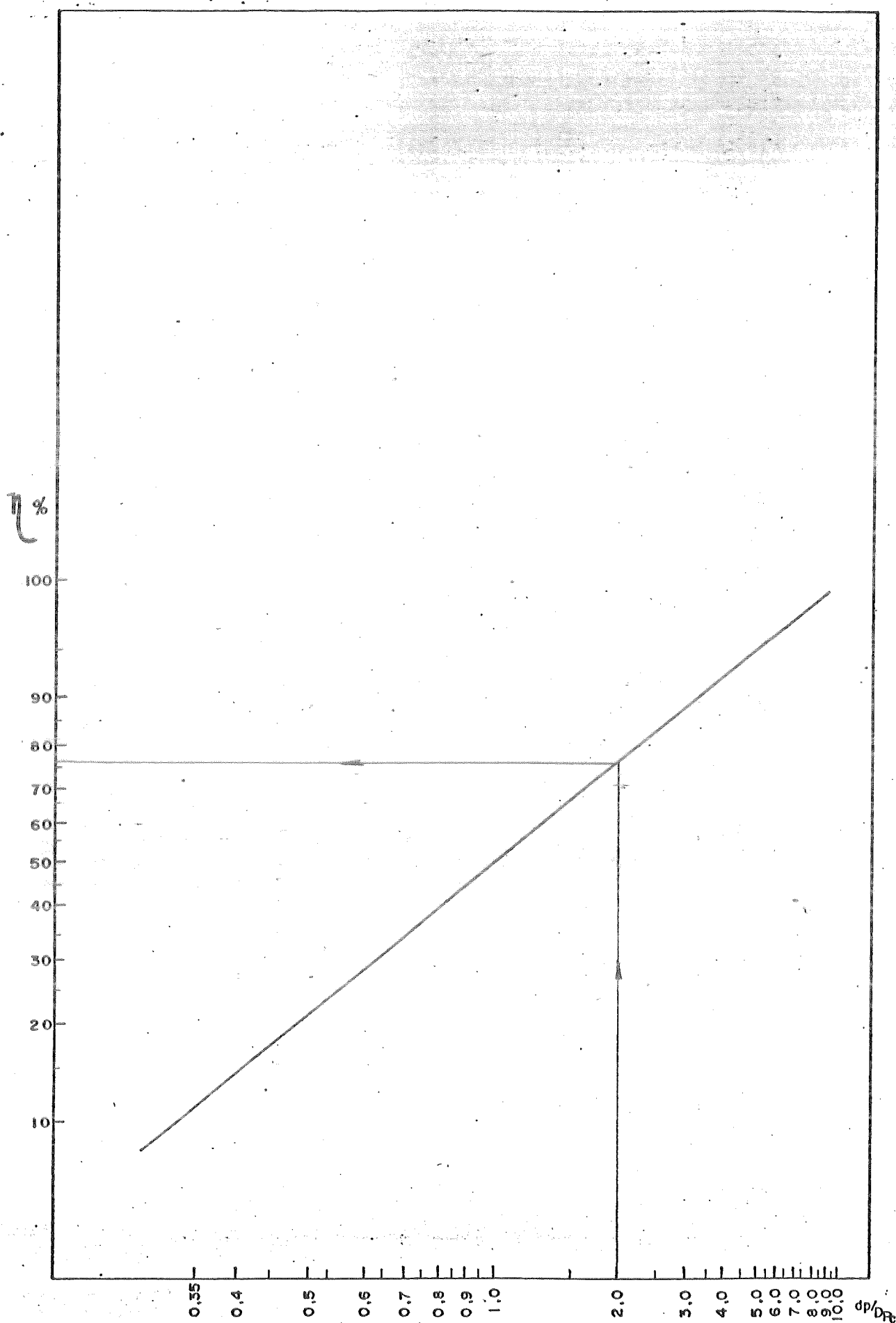


FIGURA 4 - Eficiência de Coleta Versus d_p/D_{pc}



CETESB

.11.

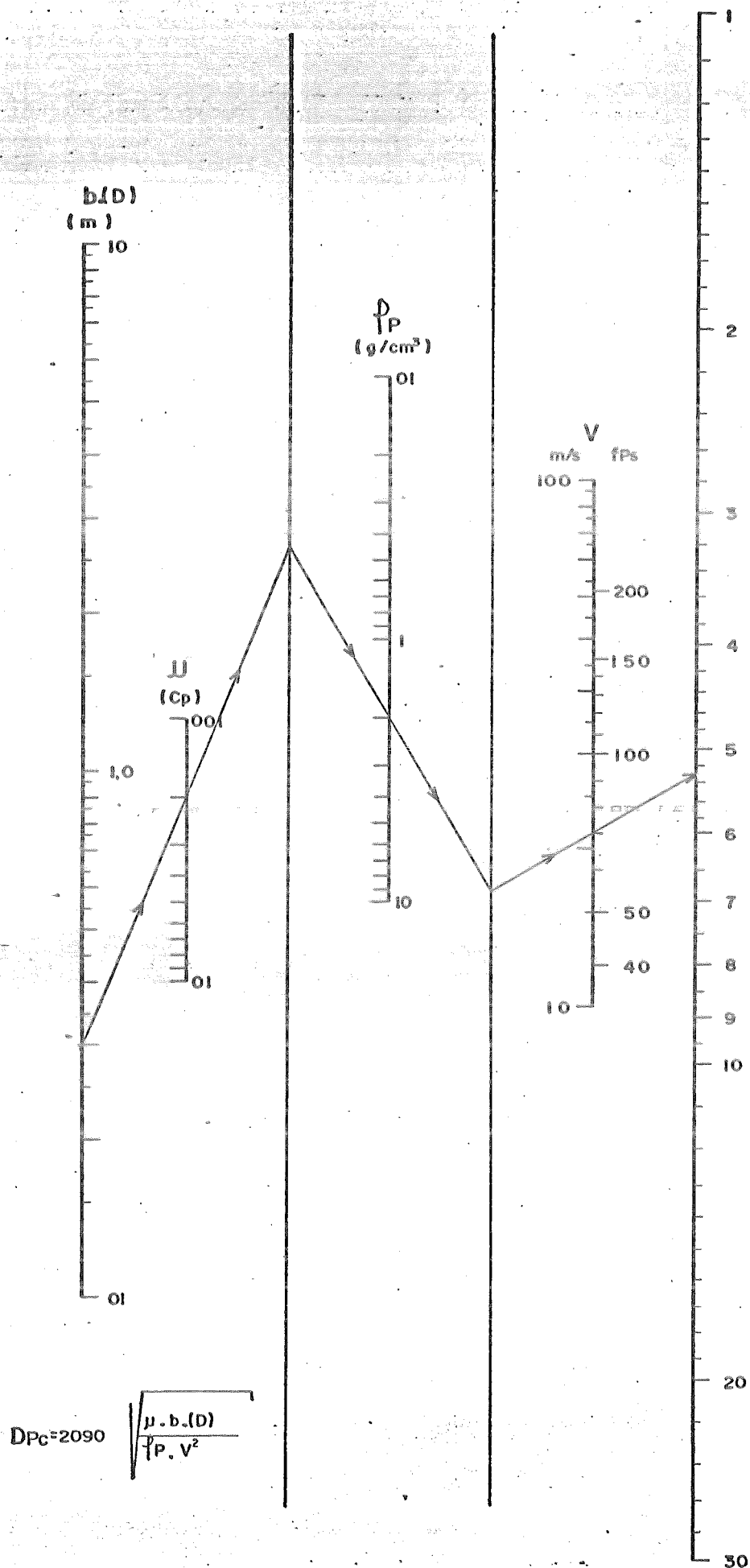
DPc
(μm)

FIGURA 5 - Cálculo de Diâmetro de Corte

TABELA 2 - Eficiência global de coleta para ciclones

faixa _i	distribuição dos tamanhos das partículas			D _{Pc} (μ, v, b(D), ρ _p) (Fig. 5)	(d _{pi} /D _{Pc}) x η _i (Fig. 4)	η _G = Σ _{i=1} ⁿ ω _i η _i
	d _p	d _{pi}	ω _i			
1	a → b	$\frac{a + b}{2}$	ω ₁	D _{Pc}	η ₁	ω ₁ x η ₁
2	b → c	$\frac{b + c}{2}$	ω ₂		η ₂	ω ₂ x η ₂
3	c → d	$\frac{c + d}{2}$	ω ₃		η ₃	ω ₃ x η ₃
4	d → e	$\frac{d + e}{2}$	ω ₄		η ₄	ω ₄ x η ₄
⋮	⋮	⋮	⋮		⋮	⋮
n	> j	j	ω _j		η _j	ω _j x η _j
Σ = η _G						

As dimensões lineares são em pés, a vazão em pés cúbicos por segundo e a perda de carga em polegadas de água.

$$2^{\text{a}} \text{ equação: } \Delta p = \frac{12 \text{ lh}}{K d_d^2 \sqrt[3]{L/d} \sqrt[3]{L'/d}}$$

$$3^{\text{a}} \text{ equação: } \Delta p = \frac{K_b Q^2 P_e \rho_g}{T_e}$$

onde: Q = vazão (pé³/min)

K_b = constante avaliada experimentalmente

P_e = pressão de entrada (atm)

T_e = temperatura do gás na entrada (°R)

ρ_g = densidade do gás (lb/pé³)

Alguns fatores limitantes da utilização de ciclones se referem à erosão dos mesmos devido a altas cargas de poeira, poeira de alta dureza, altas velocidades, etc. e ao entupimento devido a formação de crostas sobre a parede interna. O entupimento é geralmente causado por poeiras pegajosas, por excessiva carga de poeira ou pela condensação de vapor d'água dentro do ciclone, ou sobre partículas higroscópicas.

Lapple sugere que a perda de carga seja calculada através da equação:

$$\Delta p = F \cdot VP$$

onde: Δp = perda de pressão em polegadas CA

F = parâmetro adimensional = $\frac{K \cdot ab}{Ds^2}$, onde:

K - constante = 13

a - altura do duto de entrada (cm)

b - largura do duto de entrada (cm)

Ds - diâmetro do duto de saída dos gases (cm)

VP = pressão de velocidade em polegadas de CA.

A figura 6 é um âbaco de leitura direta, estimando Δp , segundo a proposição de Lapple, como função da velocidade de entrada dos gases no ciclone.

1.5. CUSTO DE OPERAÇÃO PARA COLETORES CENTRÍFUGOS SECOS

O custo de operação para coletores centrífugos do tipo ciclônico, repousa basicamente no custo total da energia consumida para movimentação dos gases através do sistema coletor.

Este custo pode ser estimado através da equação:

$$CO = \frac{V \cdot T \cdot P_V}{36796 \cdot \eta_V} \cdot C_K$$

onde: V = capacidade volumétrica do ciclone (m^3/h)

T = tempo total de operação (h)

$T_{max.} = 8760 \text{ h} = 1. \text{ ano}$

P_V = pressão total a ser vencida pelo ventilador (CmCA)

η_V = eficiência do ventilador. Geralmente η_V varia de 0,5 a 0,7

C_K = custo do Kw.h (Cr\$/Kw.h)

CO = custo de operação em Cr\$.

CALCULO DE PERDA DE CARGA EM CICLONES

$$\Delta P = F.VP$$

$$F = \frac{K.a.b}{D_s^2}$$

$$VP = \left(\frac{V}{1220} \right)^2$$

$$K = 13$$

$$ab = 0,1 D^2$$

$$D_s = 0,5$$

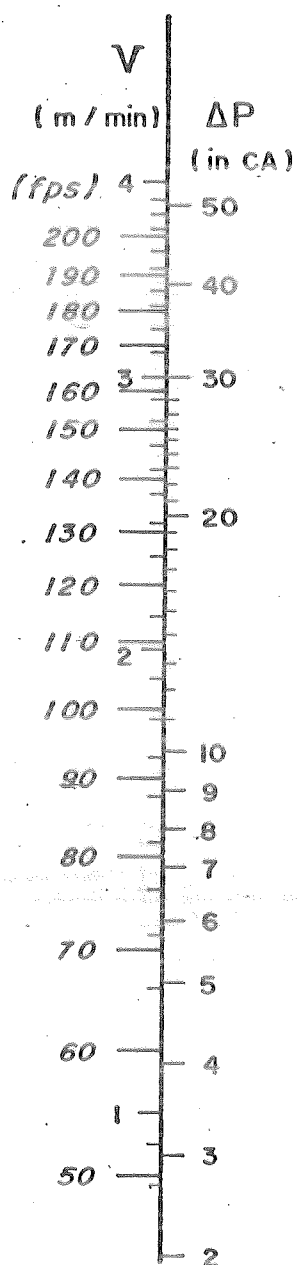


FIGURA 6

REFERÊNCIAS E BIBLIOGRAFIAS

01. U.S. DEPARTMENT OF HEALTH, EDUCATION AND WELFARE.
Control Techniques for Particulate Air Pollutants
Washington, D.C., January 1969.
02. DANIELSON, John A. Air Pollution Engineering Manual
2nd. N.C., E.P.A., May 1973.
03. HASEGAWA, Paulo T. Coletores Centrífugos Secos -
Ciclones. São Paulo, Faculdade de Saúde Pública.

2. LAVADOR

Lavador é uma categoria de equipamento de controle que inclui todos os dispositivos que utilizam água ou algum outro líquido para a remoção de contaminantes de um fluxo gasoso.

A captação de partículas neste tipo de equipamento é realizada em duas fases:

1. Molhamento das partículas por contato com as gotas do líquido de lavagem.
2. Retenção das partículas molhadas.

Na primeira fase, os principais mecanismos envolvidos são:

a) Impactação por gotículas borrifadas - um borrifo dirigido contra o trajeto do fluxo gasoso, choca-se com as partículas com eficiência proporcional ao número das gotículas e a força concedida às gotas. Concluiu-se que o tamanho ótimo de gotícula é cerca de 100 microns.

b) Difusão - quando gotículas líquidas são dispersas entre partículas de poeira, as partículas depositam-se nas gotas por difusão. Este é o principal mecanismo de coleta de partículas menores do que 1 micron.

c) Condensação - se um gás é resfriado abaixo do seu ponto de orvalho passando por um coletor úmido, ocorre condensação da umidade, e as partículas agem como núcleos de condensação. Este aumento efetivo no tamanho da partícula torna a captação mais fácil. A condensação é um mecanismo importante somente para gases que estejam inicialmente aquecidos.

Na segunda fase, podem ser utilizadas superfícies colocadas no percurso do fluxo gasoso, a ação da força centrífuga ou a simples sedimentação gravitacional.

2.1. CLASSIFICAÇÃO DOS LAVADORES

Os lavadores podem ser genericamente classificados em:

- Câmaras de borrifo (spray)
- Tipos centrífugos

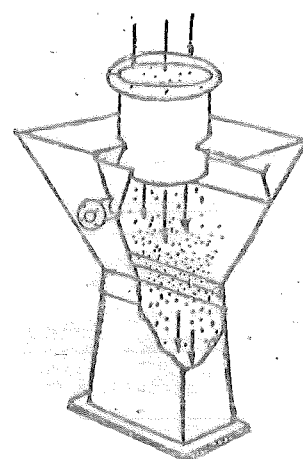
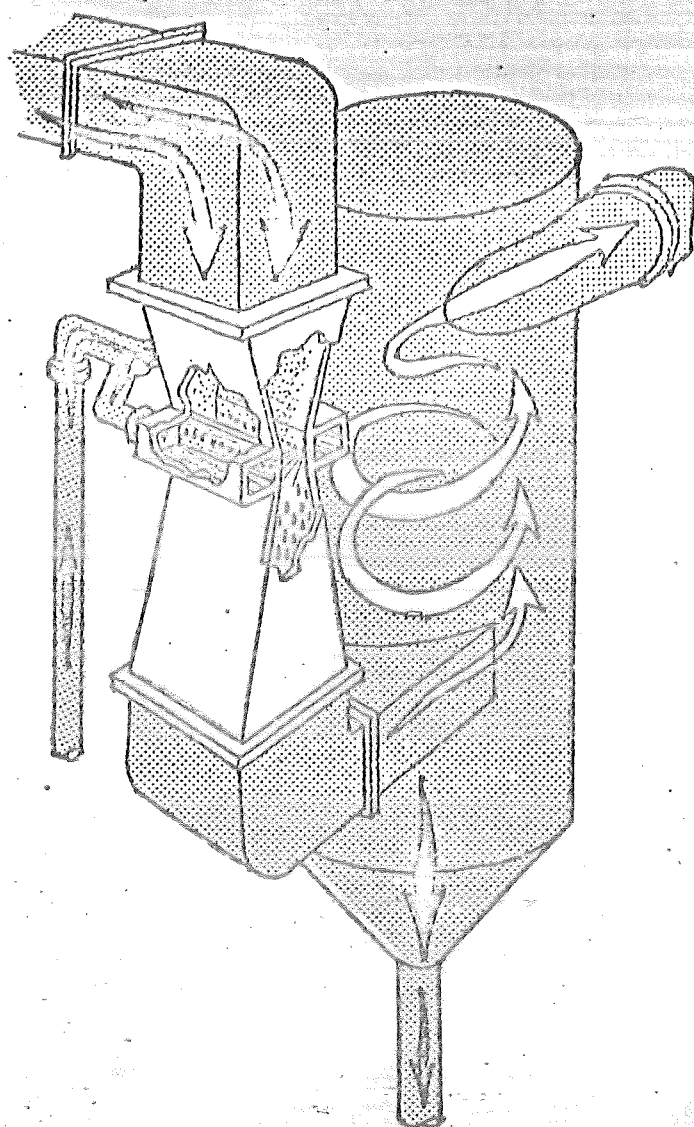
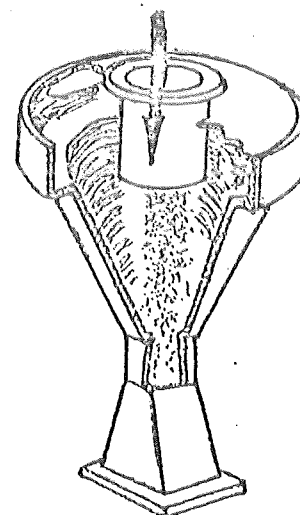


Fig.7 Lavador venturi com eliminador de gotas.

Ao lado, os dois tipos mais comuns de garganta de venturi.



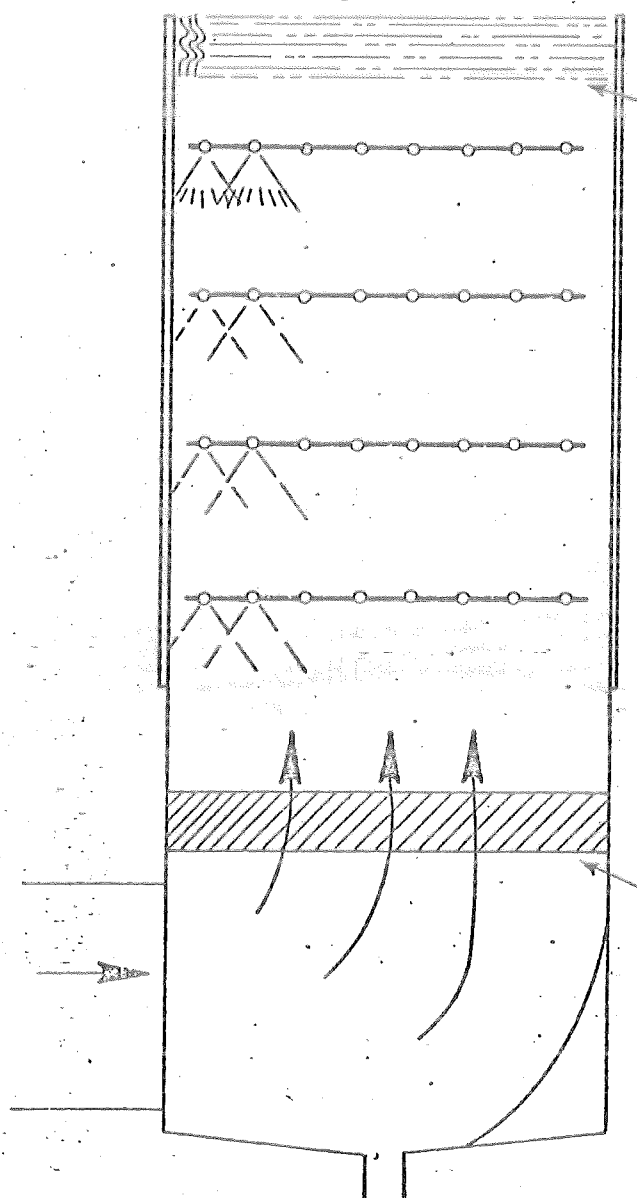
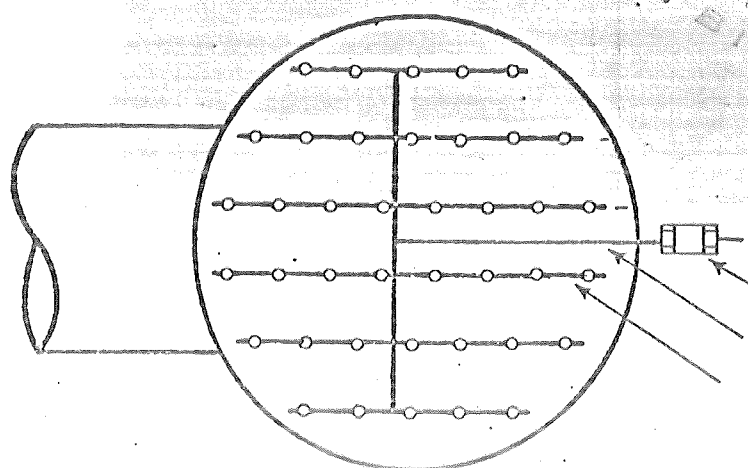


Fig. 8 - Torre de Spray

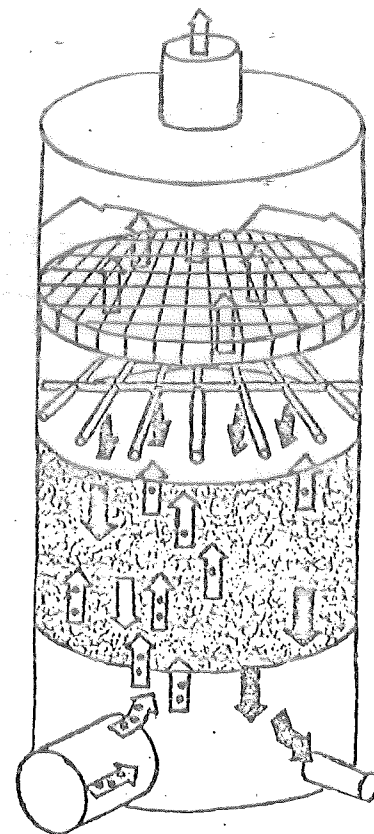


Fig.8a - Torre de Recheio

- Unidades mecânicas ou dinâmicas
- Torres de enchimento
- Unidades de alta velocidade

As câmaras de borrião são projetos simples e constituem-se basicamente de uma câmara equipada com bicos de pulverização de água. A velocidade do gás diminui conforme ele entra no equipamento e as partículas molhadas vão para o fundo, sendo coletadas. A saída da câmara é equipada com eliminadores de gotas para prevenir a descarga de líquido na corrente de ar limpo.

Lavadores do tipo centrífugo utilizam entrada tangencial para forçar as partículas contra uma superfície molhada por meio da aceleração centrífuga. Unidades mecânicas ou dinâmicas também empregam a aceleração centrífuga, mas através de um rotor e não pelo controle da direção do fluxo.

Na torre de enchimento o fluxo gasoso escoar por um leito de material de captação, fibroso ou granular, sobre o qual passa um líquido para prevenir reentrada das partículas depositadas e promover a limpeza da superfície de captação. A retenção do contaminante depende do contato com a superfície de captação. O elemento de captação deve ter grande área superficial e ser constituído com material de pequeno peso específico. Estes equipamentos são usados extensivamente para a captação de líquidos e gases e para a limpeza de gases com pequenas cargas de particulados.

O desenvolvimento dos coletores úmidos progrediu muito nos últimos anos a ponto de ser possível boa captação para partículas submicrônicas. Pelo fracionamento extremamente alto das gotas de água é possível assegurar melhor contato entre as pequenas partículas do contaminante e as partículas de água. Geralmente isto é conseguido pelo uso de bicos ejetores de alta pressão ou por venturís de alta velocidade. Nos sistemas de alta pressão, são usadas pressões de 300 lb/in² ou maiores. Os bicos são dispostos de modo que o impacto entre as gotas de água seja minimizado, devendo o projeto assegurar máximo impacto entre as gotas de água e o material particulado.

No lavador venturi o contato entre o líquido e o contaminante é conseguido através da alta velocidade atingida pelo fluxo gasoso na garganta do venturi (onde é introduzida a água de lavagem). Por causa das altas velocidades, as quedas de pressão do coletor são extremamente altas, usualmente na faixa de 15 a 40 in c.a. O espaço requerido para este equipamento é pequeno e usualmente a água usada pode ser recirculada.

O desgaste é um problema potencial dos lavadores, sendo frequentemente causado pela combinação de abrasão mecânica e corrosão. A corrosão é em sua maior parte devido ao enxofre existente em vários processos industriais. A abrasão ocorre mais frequentemente na zona de captação, onde a velocidade das partículas é mais alta do que em outras áreas.

Materiais resistentes ao desgaste ou seções substituíveis devem ser previstas nos pontos de alta velocidade.

2.2. EFICIÊNCIA DE COLETA

Várias relações tem sido propostas para expressar o rendimento dos diversos tipos de lavadores de gases usados no controle de material particulado. Essas relações variam para cada tipo de lavador, dependendo de como se dá a aspersão do líquido, da direção e sentido do gás com relação ao líquido e vários outros fatores. Recentemente, Semrau desenvolveu experimentalmente, o conceito de "potência de contato", que relaciona a eficiência de coleta de partículas, com a energia gasta no processo de contato entre gás e líquido. O conceito de potência de contato afirma que, no contato entre gás e líquido, potência é dissipada na turbulência dos fluídos e em calor.

A perda total de pressão em um lavador, P_T , será então constituída por duas parcelas; a perda de pressão do gás ao atravessar o sistema de trocas, P_G , e a pressão dissipada na atomização do líquido nos ejetores, P_L .

Essa potência consumida, em termos de potência por unidade volumétrica de gás, é denominada de potên

cia de contato, não estando nela incluídas as potências por perdas elétricas e mecânicas, nem perdas por atrito nas partes secas do lavador. Esse conceito, apesar da carência de maiores fundamentos teóricos, tem se mostrado relativamente válido na prática. Nele, a eficiência de um coletor úmido estará correlacionada por uma unidade de transferência adimensional, N_t , que é definida, em termos de eficiência de coleta η , por:

$$N_t = \ln \left(\frac{1}{1-\eta} \right)$$

Uma tabela com valores comparativos entre eficiência de coleta e número de unidades de transferência é apresentada a seguir.

TABELA 3 - Unidades de Transferência em Lavadores e Eficiências de Coleta.

Número de Unidades de Transferência (N_t)	Eficiência de Coleta η (%)
0,5	39,35
1,0	63,21
2,0	86,47
4,0	98,17
6,0	99,75
10,0	99,99

Fonte.: STAUSS, W. Industrial Gas Cleaning, 1975.

Semrau plotou ainda o número de unidades de transferência contra o consumo total de potência (P_T), para uma série de lavadores e poeiras, conseguindo uma relação linear (em papel log-log), para cada caso, independentemente do tipo do lavador. Esta relação é expressa por:

$$N_t = \alpha \cdot P_T^\beta \quad \text{onde } \alpha \text{ e } \beta \text{ são parâmetros ca}$$

racterísticos da poeira coletada.

Alguns valores para α e β estão descritos na tabela 4.

A potência de contato, em Kw/(1000m³/h) varia, como valores usuais, desde 0,15 até 4,0.

TABELA 4 - Parâmetros de Correlação Para Eficiência de Lavadores.

Aerosol	Lavador	Parâmetro	
		α	β
Poeira de Talco	Orifício e Tubulação	2,70	0,362
	Venturi	2,97	0,362
	Ciclonico	1,16	0,655
Névoa de Ácido Fosfórico	Venturi	1,33	0,647
Poeiras de Cubilô	Venturi	1,35	0,621
Fumos de Aço em S.M.	Venturi	1,26	0,569

Fonte.: Strauss, W. Industrial Gas Cleaning, 1975.

Por exemplo, um lavador venturi, instalado para controle dos fumos provenientes de um forno S.M., fundindo aço e usando uma potência de contato da ordem de 2Kw / (1000m³/h), terá uma eficiência de coleta de:

$$N_t = \alpha P_T^\beta \quad \text{sendo } \alpha = 1,26 \text{ e } \beta = 0,569$$

$$N_t = 1,26 (2)^{0,569} = 1,87$$

$$N_t = \ln \left(\frac{1}{1-\eta} \right)$$

$$1,87 = \left(\frac{1}{1-\eta} \right)$$

$$\eta = 84,58\%$$

2.3. CUSTO DE OPERAÇÃO PARA LAVADORES

Os custos operacionais para um coletor úmido incluem o custo da energia gasta e o custo do líquido de lavagem. O consumo de energia varia com o tamanho do equipamento, taxa de circulação de líquido e perdas de pressão. O consumo de líquido varia também com o tamanho do equipamento e temperatura dos gases a serem tratados.

O custo de operação de um lavador pode então ser estimado a partir da seguinte equação:

$$CO = V.T \frac{Q_L P_T}{Q_G \eta_B 368} + \frac{P_V}{36796 \eta_V} C_K + \frac{Q'_L}{Q_G} C_L$$

onde: CO = Custo de operação anual (Cr\$).

V = Capacidade volumétrica do lavador (m³/h) de gás.

T = Tempo total de operação (h). Em 1 ano = 8760h.

$\frac{Q_L}{Q_G}$ = Vazão da bomba/vazão do gás ou líquido de recirculação.

P_T = Pressão total da bomba, incluindo: pressão para vencer as perdas do sistema e a pressão no lavador (m CA).

η = Eficiência. O Sub Índice B representa bomba e o sub índice V, ventilador.

P_V = Pressão total a ser vencida pelo ventilador (cm CA).

C_K = Custo do Kw.h em Cr\$/Kw.h.

Q'_L = Líquido de reposição (m³/h).

C_L = Custo do m³ de líquido em Cr\$/m³.

REFERÊNCIAS E BIBLIOGRAFIA

01. U.S. DEPARTMENT OF HEALTH, EDUCATION AND WELFARE.
Control Techniques For Particulate Air Pollutants.
Washington, D.C., January 1969.
02. DANIELSON, John A. Air Pollution Engineering Manual
2 nd. N.C., E.P.A., May 1973.
03. AMERICAN PETROLEUM INSTITUTE. Wet Scrubbers. New York.
04. STRAUSS, W. Industrial Gas Cleaning. 2nd. Pergamon
Press, U.S.A. 1975.

3. FILTROS DE TECIDO

Filtro de tecido é o tipo de equipamento on de o gás contaminado atravessa unidirecionalmente um teci do de maneira tal que as partículas de poeira fiquem reti das e o gás limpo saia para a atmosfera.

Os filtros usualmente empregados para con trolar emissões de operações industriais são constituídos por mangas de tecido tubulares ou com o formato de envelo pe, sustentados por uma estrutura metálica e providos de um dispositivo para a remoção do pó coletado.

Conforme as partículas vão se acumulando so bre os elementos filtrantes, a perda de carga vai aumentan do até que atinge um valor máximo desejável. Neste momento procede-se a limpeza do filtro para reduzir a perda de car ga.

3.1. MECANISMOS DE FILTRAÇÃO

Na filtração, os principais mecanismos de coleta presentes são:

- . impactação inercial
- . interceptação
- . difusão
- . deposição gravitacional
- . precipitação eletrostática
- . precipitação térmica (desprezível)

Além desses, em filtração há que se conside rar a ação de peneiramento puro.

Em filtros de tecido que ainda não tenham sido utilizados, a eficiência de coleta é baixa (da ordem de 60%) e, tão logo o material particulado comece a se de positar, a eficiência sobe para valores na ordem de 90% ou mais. Assim sendo, observa-se que a real coleta é exercida pela camada de partículas já depositadas, suportada pelas fibras do tecido.

3.2. VARIÁVEIS INTERVENIENTES NA EFICIÊNCIA DE FILTRAÇÃO

Limpeza de Filtros

Na limpeza dos filtros, os métodos mais co

mumente utilizados são:

1. por agitação mecânica e raspagem das mangas, sendo a agitação automática ou manual.
2. por ondas sonoras de baixa frequência - uma fonte sonora emite ondas, fazendo vibrar as mangas.
3. por meio de colapso das mangas - diferenças de pressão provocam colapso das mangas, desalojando a poeira coletada.
4. por jato pulsante - um jato de ar comprimido é soprado no alto da manga e através de uma seção venturi.
5. por jato reverso - um anel perfurado sopra continuamente ar em sentido inverso, em volta da manga.
6. por fluxo reverso - identicamente ao jato reverso, faz-se uma reversão do fluxo gasoso a baixa pressão.

Velocidades de Filtragem

O fluxo gasoso, nas condições reais, determina o tamanho do filtro pela utilização de uma velocidade ótima de filtragem. Esta velocidade é definida como a razão de gás filtrado por área de filtro.

A tabela 5 apresenta os valores de velocidade de filtragem para vários tipos de poluentes industriais. No dimensionamento dos filtros, esses valores de velocidade são determinados empiricamente e são baseados em experiências anteriores.

Tais valores representam a velocidade média com a qual o gás passa através da área superficial do tecido. Esta é realmente uma velocidade de face, não representando a velocidade através das malhas do tecido.

Uma velocidade muito alta causará uma elevada perda de carga, reduzida eficiência de coleta e alto custo de manutenção.

Para materiais tais como, areia, poeira de fertilizantes e poeiras resultantes de moagem, são recomendadas velocidades na faixa de 2,0 a 5,0 fpm⁽¹⁾ para limpeza intermitente das mangas. Para fumos compreendendo partícu

TABELA 5 - Velocidades de filtragem recomendadas para vários tipos de material particulado e métodos de limpeza das mangas

MATERIAL PARTICULADO	VELOCIDADE DE FILTRAGEM (pés/min)		
	Limpeza por agitação mecânica	Limpeza por jato pulsante	Limpeza por colapso das mangas, com ar reverso
Açúcar	2,0 - 2,5	7 - 10	-
Alumina	2,5 - 3,0	8 - 10	-
Amido	3,0 - 3,5	8 - 9	-
Areia	2,5 - 3,0	10 - 12	-
Argila	2,5 - 3,2	9 - 10	1,5 - 2,0
Asbestos	3,0 - 3,5	10 - 12	-
Bauxita	2,5 - 3,2	8 - 10	-
Cacau, chocolate	2,8 - 3,2	12 - 15	-
Cal	2,5 - 3,0	10 - 12	1,6 - 2,0
Cálcario	2,7 - 3,3	8 - 10	-
Carvão	2,5 - 3,0	8 - 10	-
Cimento	2,0 - 3,0	8 - 10	1,2 - 1,5
Cosméticos	1,5 - 2,0	10 - 12	-
Detergentes, sabão	2,0 - 2,5	5 - 6	1,2 - 1,5
Farinha	3,0 - 3,5	12 - 15	-
Feldspato	2,2 - 2,8	9 - 10	-
Fertilizantes	3,0 - 3,5	8 - 9	1,8 - 2,0
Fritas	2,5 - 3,0	9 - 10	1,5 - 2,0
Gesso	2,0 - 2,5	10 - 12	1,8 - 2,0
Grafite	2,0 - 2,5	5 - 6	1,5 - 2,0
Mica	2,7 - 3,3	9 - 11	1,8 - 2,0
Minério de Ferro	3,0 - 3,5	11 - 12	-
Negro de Fumo	1,5 - 2,0	5 - 6	1,1 - 1,5
Óxido de Chumbo	2,0 - 2,5	6 - 8	1,5 - 1,8
Óxido de Ferro	2,5 - 3,0	7 - 8	1,5 - 2,0
Óxido de Zinco	2,0 - 2,5	5 - 6	1,5 - 1,8
Papel	3,5 - 4,0	10 - 12	-
Pigmentos para tinta	2,5 - 3,0	7 - 8	2,0 - 2,2
Plásticos	2,5 - 3,0	7 - 9	-
Pó de Couro	3,5 - 4,0	12 - 15	-
Pó de Pedra	3,0 - 3,5	9 - 10	-
Pó de Serra(madeira)	3,5 - 4,0	12 - 15	-
Quartzo	2,8 - 3,2	9 - 11	-
Sílica	2,3 - 2,8	7 - 9	1,2 - 1,5
Sulfato de Ferro	2,0 - 2,5	6 - 8	1,5 - 2,0
Tabaco	3,5 - 4,0	13 - 15	-
Talco	2,5 - 3,0	10 - 12	-

Fonte.: James P. Tomany - Ref 1

las submicrônicas, que tendem a entupir o tecido, são recomendadas velocidades menores do que 2 fpm⁽¹⁾.

Perda de Carga

A medida que a poeira vai se depositando no filtro, a perda de carga vai aumentando gradativamente até atingir um valor máximo, quando então o sistema de limpeza é acionado e a poeira coletada é descarregada. Como nem todas as partículas são removidas, o reinício de operação se dá com um residual de perda de carga através da camada de pó depositada.

Assim, $\Delta p = \Delta p_o + \Delta p_d$ onde

$$\Delta p_o = K_o V_f$$

Sendo K_o - fator básico de resistência do tecido, depende principalmente da espessura da camada de poeira depositada sobre si, do tipo de tecido e da eficácia do mecanismo de limpeza.

V_f - velocidade de filtração

O cálculo de Δp_d é dado pela equação:

$$\Delta p_d = K_1 C t V_f^2$$

onde: K_1 - fator básico da resistência da camada de poeira que depende da viscosidade e densidade do gás bem como da viscosidade, propriedade e tamanho do pó.

C - concentração de poeira

t - tempo de filtração

V_f - velocidade de filtração

Tendo em vista as dificuldades na determinação da perda de carga, a área do tecido é geralmente selecionada para proporcionar uma perda de carga operacional ao redor de 3" a 4" ⁽²⁾ de coluna de água, mas em alguns projetos podem ultrapassar 10" ⁽²⁾ de coluna de água.

Materiais Filtrantes

Vários tipos de material tem sido testados ou definitivamente usados na confecção de filtros.

Cada material usado tem suas vantagens e desvantagens, as quais estão referenciadas na tabela 6.

Para a confecção dos filtros, dois tipos básicos de tecidos são utilizados: trançados e feltrados. Os panos trançados agem como um suporte, no qual uma camada

TABELA 6 - Propriedades dos tecidos dos filtros

Tecido	Temperatura de fusão	Máxima temperatura de operação	Resistência a ácidos	Resistência a alcalinos	Abrasão
Algodão	Decompõe-se a 302 °F	180 °F	Baixa	Muito boa	Muito boa
Lã	Queima a 572 °F	200 °F	Muito boa	Baixa	Razoável a boa
Náilon 6,6	480 °F	200 °F	Razoável	Excelente	Excelente
HT - 1	Queima a 700 °F	400 °F	Melhor que o náilon; Pior que Dacron e Orlon	Pior que o náilon; Melhor que Dacron e Orlon	Boa
Dacron	482 °F	275 °F	Boa para a maioria dos ácidos minerais. Dissolve-se parcialmente em ácido sulfúrico concentrado	Boa em bases fracas; razoável em bases fortes	Muito boa
Orlon	Amolece a 482 °F	260 °F	Boa a excelente em ácidos minerais	Razoável a boa em bases fracas	Boa
Creslan	Amolece a 475 °F	250 °F	Boa em ácidos minerais	Boa em bases fracas	Boa a muito boa
Dynel	Amolece a 325 °F	160 °F	Pequeno efeito mesmo a altas concentrações	Pequeno efeito mesmo a altas concentrações	Razoável a boa
Polipropileno	333 °F	200 °F	Excelente	Excelente	Excelente
Teflon	Decompõe-se a 750 °F	Emite gases tóxicos a 450 °F	Inerte, com exceção do fluor	Inerte, com exceção do cloro, trifluoreto e metais alcalinos fundidos	Razoável
Fibra de vidro	1 470 °F	550 °F	Razoável a boa	Razoável a boa	Razoável
Filtron	Amolece a 505 °F	270 °F	Boa a excelente	Boa	Boa a muito boa

Fonte.: Charles W. Gruber - Ref. 2

de pó é depositada formando um leito microporoso capaz de remover as partículas do ar por peneiramento além de outros mecanismos básicos de filtração. A filtração por camadas é o mecanismo de remoção mais importante quando os filtros novos ficam impregnados de poeira.

Os filtros limpos, quando novos, são coletadores mais eficientes do que os trançados em mesmas condições, porém estes são capazes de proporcionar igual eficiência, após formação da camada de poeira na superfície.

Quando os tecidos trançados novos são colocados em operação poderá ocorrer visível emissão de pó até a formação da torta de poeira. Isto levará um período de tempo de algumas horas até alguns dias, dependendo da concentração de poeira e da natureza das partículas no gás carreador.

Os tecidos trançados basicamente são de três tipos: liso, sarjado e acetinado. Tais tecidos são feitos de algodão, lã, dracon, nylon, orlon, nomex, polipropileno, teflon e fibra de vidro.

Os feltrados são usados para filtros cujo mecanismo de limpeza é por jato reverso ou jato pulsante e a razão ar-tecido variando de 6:1 a 16:1. Esses filtros, em geral são mais caros do que os trançados e a lã é a única fibra capaz de produzir o verdadeiro tecido feltrado, contudo, as fibras sintéticas podem ser agulhadas formando feltros. Assim, esses tecidos são confeccionados a partir da lã, dracon, nylon, nomex, polipropileno e teflon, sendo que algodão e fibras de vidro não são utilizados neste caso.

Para os efluentes gasosos serem tratados com segurança pelos filtros de tecido, as temperaturas devem ser reduzidas até os limites impostos pelo meio filtrante empregado. Outra consideração a ser feita é a respeito do ponto de orvalho. Se o fluxo gasoso estiver a uma temperatura muito próxima do ponto de condensação, haverá necessidade de um aquecedor na linha e a temperatura para escolha do tecido será aquela da saída do aquecedor. Isto se deve ao fato da umidade no interior do filtro propiciar a formação de uma torta que adere ao tecido, dificultando a retirada do pó coletado e aumentando a resistência à passagem

do gás. Além disso, a resistência química do tecido deverá ser compatível com as características do efluente a ser tratado.

3.3. DIMENSIONAMENTO DE FILTROS

No dimensionamento de filtros de tecido, os principais fatores a serem considerados são: a velocidade ótima de filtragem (função do tipo de poluente e do mecanismo de limpeza), o número de mangas necessário e o tipo de tecido a ser empregado (função das características físicas do gás carreador). A figura 9 pode ser usada para um rápido dimensionamento de filtros de tecido.

3.3.1. DIMENSÃO DAS MANGAS

As dimensões de mangas circulares variam entre 0,1 a 1,0 m no diâmetro e entre 1 e 10 m na altura. Dimensões e geometrias especiais podem ser obtidas sob encomenda. Para uma aproximação mais exata nas dimensões das mangas recomenda-se consultar os fabricantes e/ou os fornecedores.

3.4. CUSTO DE OPERAÇÃO

O custo de operação dos filtros de tecido recai basicamente, no dispendio energético para manutenção do fluxo gasoso através do elemento filtrante. Esta energia é consumida pelo ventilador. Assim, uma estimativa deste custo operacional é dada pela equação:

$$CO = T C_K \frac{P_V}{36796 \eta_V} Q_G$$

onde: T = tempo de funcionamento em horas

$T_{max} = 8760$ hs (1 ano)

C_K = Custo do Kw.h em Cr\$/Kw.h

P_V = pressão total a ser vencida pelo ventilador em cm C.A.

η_V = eficiência do ventilador

Q_G = vazão de projeto dos gases a serem tratados

Eventualmente outras despesas podem ocorrer, em função de equipamentos paralelos utilizados na limpeza das mangas. Um exemplo disso é a energia gasta para funcionar as unidades de fluxo reverso.

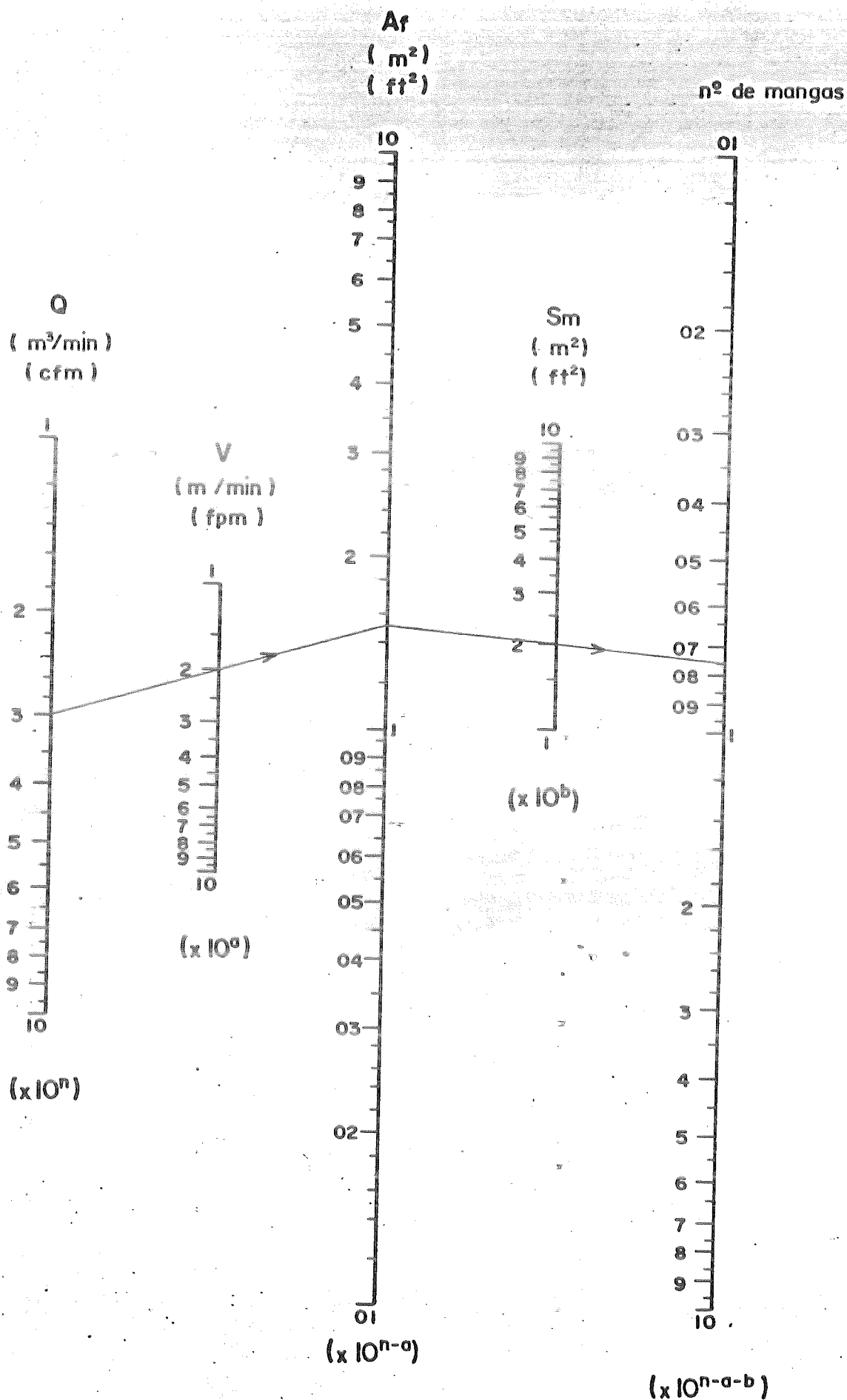


FIGURA 9 - Dimensionamento de Filtros de Tecido

REFERÊNCIAS E BIBLIOGRAFIA

01. TOMANY, James P. Air Pollution: The Emissions, the Regulations, and the Controls. New York, American Elservier Publishing Co., Inc., 1975
02. BILLINGS, Charles E., at al. Fabric Filter Systems Study. NTIS, December 1970
03. GRUBER, Charles W. Air Quality Control Notes 2nd. Cincinnati University, September 1975.

4. PRECIPITADORES ELETROSTÁTICOS

4.1. PRINCÍPIO DE FUNCIONAMENTO

A separação de partículas suspensas em uma corrente gasosa, pelo mecanismo da precipitação eletrostática, abrange três etapas básicas: (a) o carregamento elétrico das partículas suspensas; (b) a coleta das partículas carregadas em uma superfície ligada à terra e (c) a remoção das partículas coletadas.

Embora a maioria das partículas possuam uma pequena carga elétrica previamente acumulada por atrito, se utiliza do efeito corona para promover uma eletrificação adicional que possa levar as partículas a uma saturação de carga.

A corona é estabelecida entre um eletrodo mantido a alta voltagem e uma superfície de coleta aterrada. O material particulado passando através da corona está sujeito a um bombardeamento intenso de íons negativos que escoam do eletrodo de alta voltagem para a superfície de coleta aterrada. Desse modo, as partículas tornam-se altamente carregadas, numa fração de segundos, e migram para as superfícies de coleta ligadas à terra.

4.2. CLASSIFICAÇÃO

Funcionalmente, os precipitadores eletrostáticos podem ser classificados segundo:

1. A voltagem aplicada aos eletrodos

.alta voltagem > 30 KV

.baixa voltagem até 30 KV

2. O eletrodo de descarga

.corona positivo (geralmente de baixa voltagem, para uso comercial)

.corona negativo (alta voltagem, para uso industrial)

3. O número de estágios

.simples estágio, com carga e deposição simultâneas

.duplo estágio, com carga e deposição de

· fasadas

4. A geometria do eletrodo de coleta
 - tubulares (figura 10)
 - placas planas (figura 11)

4.3. CARACTERÍSTICAS DO MATERIAL A SER COLETADO

Resistividade

A resistividade é a propriedade de uma substância que caracteriza sua resistência elétrica. Ela varia de 10^{-3} ohm - cm (negro de fumo) a 10^{14} ohm - cm (pedra calcária seca) para partículas encontradas na operação industrial dos precipitadores.

4.3.1. PARTÍCULAS DE BAIXA RESISTIVIDADE

Partículas tendo resistividade baixa (até 10^4 ohm - cm) são difíceis (ou impossíveis) de reter no eletrodo de coleta pois, perdem sua carga negativa muito rapidamente e, então, adquirem carga positiva. Se a força elétrica, resultante das cargas positivas, é suficientemente grande para superar as forças coesivas das partículas, elas serão repelidas em direção ao fluxo gasoso, sendo novamente carregadas e precipitadas até saírem da zona de interferência do eletrodo de coleta.

4.3.2. PARTÍCULAS DE ALTA RESISTIVIDADE

As partículas de alta resistividade ($> 2 \cdot 10^{10}$ ohm - cm) são incapazes de abandonar sua carga ao eletrodo de coleta. Quando se forma uma camada de partículas no eletrodo, ela atua como um isolante. A perda de potencial através dessa camada pode atingir valores muito altos e ter um efeito adverso na descarga da corona estabelecendo-se uma descarga secundária na camada de partículas coletadas. Esta condição é chamada "back corona" e pode prejudicar seriamente a performance do precipitador.

4.3.3. PARTÍCULAS DE RESISTIVIDADE INTERMEDIÁRIA

Quando as partículas apresentam média resis

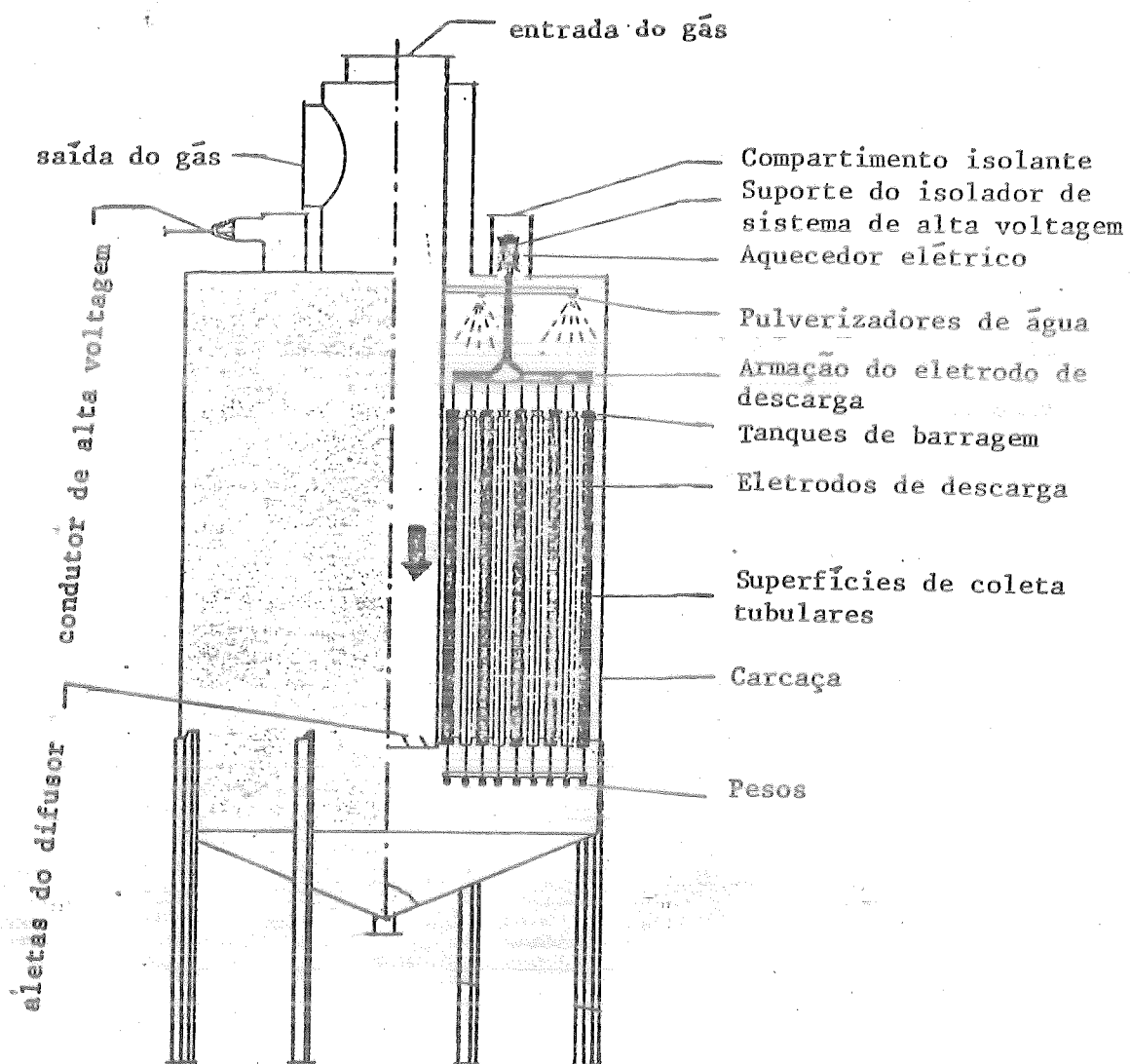


FIGURA 10 - Precipitador Eletrostático de Eletrodos Tubulares

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA E SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

Grade de Proteção
Transformador/retificador de alta voltagem
Batedor - eletrodo de alta voltagem
batedor - superfície de coleta
Área para isoladores
Acesso ao Painel
Isolador
Suporte do eletrodo
Descarga do eletrodo
Difusor
Superfície coletora aterrada

Colunas de suporte
Boca de visita

Peso tencionador
Tremonhas

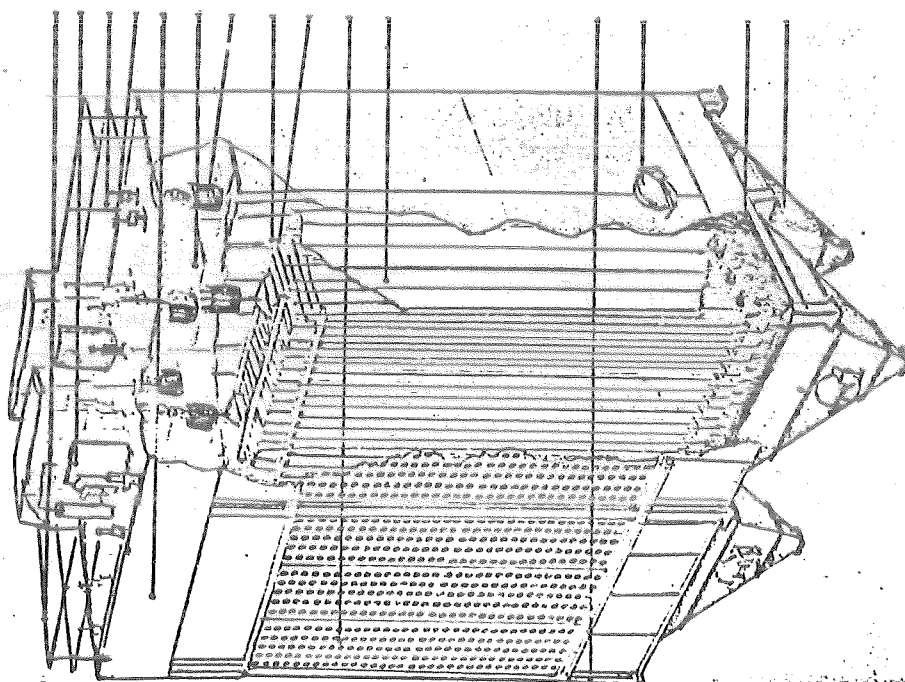


FIGURA 11 - Precipitador eletrostático de Placas Planas

tividade (10^4 ohm - cm até 2.10^{10} ohm - cm) abandonam parte de sua carga ao eletrodo de coleta. À medida que a camada de pó se forma, a perda de potencial também aumenta até atingir uma condição de equilíbrio. Carga negativa suficiente é retida pelas partículas para manter uma força de atração entre elas e o eletrodo de coleta. Quando o peso das partículas coletadas torna-se suficientemente grande, as partículas caem por ação da gravidade ou são provocadas a se desprenderem do eletrodo de coleta.

Essas partículas são as mais apropriadas para coleta em precipitadores eletrostáticos.

4.3.4. CONDICIONAMENTO DAS PARTÍCULAS

Para que partículas de alta resistividade sejam coletadas eficientemente devemos: (a) projetar um precipitador maior que o normal para suprir a menor taxa de precipitação ou (b) alterar a resistividade para uma faixa em que a precipitação é mais favorável.

A resistividade elétrica pode ser alterada por mudança na temperatura de operação, adição de umidade ou outro agente condicionante.

O mecanismo pelo qual agentes condicionantes reduzem a resistividade é a adsorção desses agentes nas partículas para formar um filme superficial de líquido onde ocorre a condução eletrolítica da carga acumulada.

Para partículas que não adsorvem umidade facilmente os agentes condicionantes usados devem ser trióxido de enxofre (SO_3) e amônia (NH_3), caso o particulado apresente caráter básico ou ácido, respectivamente.

4.3.5. INFLUÊNCIA DA TEMPERATURA E UMIDADE NA RESISTIVIDADE

A figura 12 mostra o efeito da temperatura e teor de umidade na resistividade de fumos de chumbo provenientes de uma planta de sinterização. O valor do ponto de máximo das curvas de resistividade aumenta com o aumento da temperatura e diminuição do teor de umidade.

4.4. REMOÇÃO DO PÓ DOS ELETRODOS DE COLETA

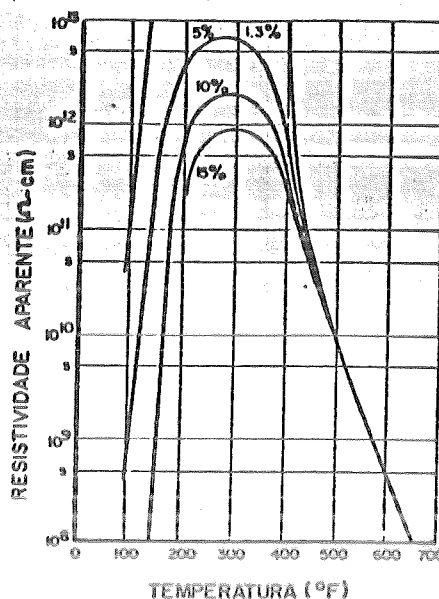


FIGURA 12 A curva representa a resistividade superficial de fumos de chumbo provenientes de uma sinterização

Uma vez que o pó ou fumo foi precipitado no eletrodo ou placa de coleta, deve ser removido a uma tremonha ou depósito de estocagem para manter a boa eficiência de coleta do precipitador.

Os métodos de remoção usados industrialmente são: (1) um filme de água contínuo percorrendo a superfície do eletrodo descendentemente e arrastando o pó precipitado; (2) raspagem do eletrodo e (3) sopro de ar a alta velocidade.

O método do filme de água é normalmente aplicado a precipitadores com eletrodos de coleta tubulares devido à melhor distribuição da água sobre a superfície de coleta. As principais vantagens na aplicação desse método são: (1) as partículas são removidas continuamente; (2) elimina-se a reentrada das partículas e (3) evita-se o problema causado por partículas de alta resistividade porque a água é um bom condutor de eletricidade.

A raspagem dos eletrodos é o método de limpeza mais comum. Nesse método, grupos de placas de coleta são fixas por meio de uma barra de raspagem. O final da barra é batido por peso para sacudir o pó dos eletrodos. É normal dividir os eletrodos de coleta em unidades menores de modo que cada seção possa ser raspada independentemente. A vantagem disso é que as seções são raspadas uma após a outra

ao invés de todas de uma vez. O ciclo de raspagem ótimo não pode ser previsto enquanto o precipitador está sendo projetado, geralmente é feito quando o precipitador está sendo testado.

4.5. EFICIÊNCIA DE COLETA

Uma das formas usuais da equação da eficiência do precipitador com eletrodos tipo placas e tubular é:

$$\eta = 100 \left(1 - e^{-\frac{A_s W_p}{Q}} \right)$$

onde: η = eficiência do precipitador (%)

A_s = área superficial total de coleta (m^2)

W_p = parâmetro de precipitação (m/s)

Q = vazão do fluxo gasoso (m^3/s)

A equação mostra que para uma dada eficiência de coleta, η , o tamanho do precipitador é inversamente proporcional a velocidade das partículas e diretamente proporcional à vazão do fluxo gasoso, mas é independente da velocidade do fluxo gasoso. Apesar da teoria, contudo, a eficiência é uma função da velocidade do gás devido ao arraste das partículas que aumenta com o aumento da velocidade do gás.

O fator W_p é um parâmetro empírico que leva em consideração os efeitos ou perdas de raspagem, distribuição do fluxo gasoso, distribuição do tamanho das partículas e resistividade das partículas.

4.6. PERDA DE CARGA

O precipitador eletrostático tem uma perda de pressão extremamente pequena comparada a outros equipamentos de controle de alta eficiência (0,1 a 0,5 polegadas de C.A.).

4.7. SELEÇÃO PRÁTICA DE UM PRECIPITADOR

Para dimensionar e projetar um precipitador os fatores mais importantes são:

1. eficiência de coleta desejada
2. vazão do fluxo gasoso, incluindo o máximo valor esperado.
3. temperatura, pressão, composição e teor de umidade do gás.
4. concentração das partículas na entrada do precipitador.
5. propriedades das partículas: densidade, distribuição do tamanho das partículas, resistividade e composição.
6. características corrosivas do gás e das partículas.
7. perdas permissíveis no precipitador
8. características elétricas: voltagem, frequência e fase.
9. localização do precipitador em função do "lay out" da indústria.
10. disposição do particulado coletado.
11. descrição do processo e capacidade da planta.

O projeto de precipitadores eletrostáticos é sempre empírico e é baseado em experiências prévias com processos similares ou sobre resultados de estudos de instalações piloto. A tabela 7 mostra valores médios para a maioria das variáveis de projeto.

4.8. PROBLEMAS DE OPERAÇÃO

A operação eficiente de um precipitador eletrostático requer o controle de uma série de variáveis.

A temperatura do gás deve ser considerada acima do ponto de orvalho para prevenir a corrosão. O fluxo gasoso a uma temperatura muito alta afeta desfavoravelmente a resistividade do pó e aumenta a vazão e a viscosidade do gás.

. Se a resistividade do pó é um problema, a umidade do gás deve ser mantida alta e, a adição dos agentes condicionantes, deve ser rigorosamente controlada.

TABELA 7 - Valores típicos de algumas variáveis de projeto usadas na prática comercial de precipitadores.

Variável de projeto	Faixa normal de valores
. espaço entre as placas	8 a 11 polegadas
. velocidade através do precipitador	2 a 8 ft/s
. altura vertical das placas	12 a 24 ft
. largura das placas horizontais	0,5 a 1 x altura
. voltagem aplicada	30 a 75 KV
. velocidade de migração	0,1 a 0,7 ft/s
. temperatura do gás	até 700°F - normal 1000°F - alta 1300°F - casos especiais
. perda de carga	0,1 a 0,5" C.A.
. eficiência	até 99,9% normal: 90 a 98%
. corrente na corona	0,01 a 1,0 ma/ft fio
. força do campo	7 a 15 KV/polegadas

Fonte.: DANIELSON - Ref. 2

A voltagem deve ser conservada tão alta quanto possível, sem produzir excessivo faiscamento, a fim de conservar o carregamento e o campo de precipitação elevados.

O controle apropriado dos raspadores do eletrodo é importante para evitar acumulação de pó e minimizar o seu rearraste.

4.9. VANTAGENS E DESVANTAGENS

As principais vantagens na aplicação dos precipitadores eletrostáticos são:

- . alta eficiência de coleta (em alguns casos pode exceder 99%)

. coleta partículas muito pequenas (teorica_{mente} não existe limite de tamanho da partícula a ser coletada)

. pós podem ser coletados a seco para recu_{peração} de material valioso.

. baixa perda de pressão e temperatura
. operam continuamente e exigem pequena ma_{nutenção}

. podem ser usados a altas temperaturas
. coletam névoas ácidas e partículas de al_{catrão} que são difíceis de coletar por outros métodos

. podem coletar materiais extremamente cor_{rosivos} desde que feitos com material especial.

. podem ser manuseadas vazões muito grandes
. pequena potência consumida

Algumas de suas desvantagens são:

. alto custo inicial
. não são facilmente adaptáveis a condições variáveis

. menor eficiência de coleta para materiais de alta ou baixa resistividade

. espaço requerido muito grande comparado a outro equipamento

. a precipitação elétrica não se aplica à remoção de substâncias na fase gasosa

4.10. APLICAÇÕES

Os precipitadores eletrostáticos são normalmente usados quando a maioria das partículas a serem coletadas têm diâmetro médio menor que 20 μ m. São comumente aplicados nas usinas termoeletricas, plantas de cimento, aciarias, fundições de metais não ferrosos, fábricas de celulose e papel, indústrias químicas, refinarias de petróleo, etc.

4.11. CUSTOS DE OPERAÇÃO

O único custo operacional considerado, no trabalho com precipitadores eletrostáticos é o custo da energia gasta na ionização do gás, uma vez que a perda de

carga do sistema geralmente é menor que 0,5 polegada de coluna de água. A energia gasta é uma função básica da eficiência de coleta e do tamanho do equipamento.

O custo de operação de um precipitador eletrostático pode ser estimado pela equação:

$$CO = V P T C_K$$

onde: CO = custo de operação em Cr\$

V = capacidade volumétrica do precipitador em m³/h

P = consumo energético em $\frac{Kw}{m^3/h}$

T = tempo total de operação em h

(T_{max.} = 8760 hs = 1 ano)

C_K = custo do Kw.h em Cr\$/Kw.h

A tabela 8 apresenta algumas estimativas de consumo energético versus eficiência de coleta para precipitadores eletrostáticos de alta e baixa voltagens.

TABELA 8 - Consumo energético de precipitadores eletrostáticos como função da eficiência de coleta e da característica do precipitador.

Eficiência	Característica do Precipitador	
	Alta Voltagem	Baixa Voltagem
Baixa	0,11	0,009
Média	0,15	
Alta	0,24	0,024

Fonte.: N.A.P.C.A.P. Control Techniques For Particulate Air Pollutants (PB-190253)

REFERÊNCIAS E BIBLIOGRAFIAS

01. STERN, Arthur C. Air Pollution 3th.
New York, Academic Press, 1976 V3.
02. DANIELSON, John A. Air Pollution Engineering Manual
2nd. N.C., E.P.A., May 1973.
03. AMERICAN PETROLEUM INSTITUTE. Eletrostatic
Precipitators New York, 1961.
04. DEPARTMENT OF HEALTH, EDUCATION AND WELFARE. Control
Techniques for Particulate Air Pollutants.
Washington, D.C., January 1969.

ANEXO III - CUSTOS DE CONTROLE

ANEXO III - CUSTOS DE CONTROLE

1. INTRODUÇÃO

Da mesma forma que é exigida uma precisa avaliação dos recursos financeiros para a aquisição de bens produtivos, justifica-se uma análise acurada dos re cursos a serem empregados no controle da poluição, utili zando-os da maneira a mais racional.

A estimativa dos investimentos deve par tir da definição dos níveis de redução de poluentes dese jada, a fim de minimizar a aplicação.

Algumas medidas podem ser tomadas para red uzir as emissões, destacando-se entre elas o estudo e reformulação dos processos industriais. Contudo, em mui tos casos o nível de redução obtido não é suficiente.

Exclusa a possibilidade de reformulação dos processos industriais como alternativa de redução de emissões, deve-se adotar um equipamento de controle, que preencha as necessidades técnicas do processo, e que seja, na medida do possível, a melhor opção em termos econômi cos.

Uma análise técnica é necessária em ca da caso, baseando-se nas fases do processo de produção, ti pos de carga, potência elétrica aplicada, duração e inten sidade dos sopros de oxigênio, detalhes dimensionais dos fornos, dos edifícios, áreas previstas para instalação e possíveis interferências na produção.

2. EQUIPAMENTOS PARA CONTROLE DE PARTICULADOS

Os equipamentos básicos para o controle de material particulado emitido pelos diferentes proces sos industriais, disponíveis no mercado são: precipitado res eletrostáticos, lavadores, filtros de tecido e ciclo nes.

Alguns fatores relevantes devem ser observados em relação aos equipamentos citados.

a) Os precipitadores eletrostáticos oferecem como ponto favorável à sua adoção, altas eficiências de retenção para certos tipos de poeiras, baixa resistência à passagem dos gases e baixo consumo de energia elétrica, o que influe no seu custo operacional. Suas vantagens residem na impossibilidade de uso quando de misturas gasosas próximas ao limite de explosividade, além de exigirem, em alguns casos, um pré-condicionamento dos gases com vapor de água para reduzir a resistividade das partículas. O investimento necessário à sua implantação é o mais elevado dos equipamentos de controle, porém tem um custo operacional relativamente baixo.

b) Os filtros de tecido por sua vez, possuem grande eficiência para a coleta de poeiras secas, tem um investimento menor que o dos precipitadores eletrostáticos e possibilitam a utilização imediata do material captado. Tem como desvantagem a sua baixa resistência às altas temperaturas, o que exige, para seu uso, novos investimentos em tubulações de ar para resfriamento dos gases.

c) Os lavadores oferecem a possibilidade de coleta de gases e partículas simultaneamente. Geralmente menor que os demais equipamentos, ocupa menos espaço, podendo ser montado nas proximidades dos fornos. Gases e névoas corrosivas podem ser coletados e neutralizados. A desvantagem destes equipamentos é a necessidade de água disponível. Em alguns casos os resíduos líquidos também requerem tratamento, antes de sua disposição final, o que pode ser difícil devido ao espaço disponível e exigindo novos investimentos. Tem maiores possibilidades de corrosão do que os precipitadores eletrostáticos e os filtros de tecido, e o seu custo operacional é mais alto do que os dos dois anteriores.

d) Os ciclones, na maioria dos casos,

são utilizados como pré-coletores. O material coletado é constituído de partículas grandes que podem ser reaproveitadas diretamente no processo. Tem baixo custo operacional. A desvantagem dos ciclones é sua baixa eficiência de controle para partículas pequenas, as quais devem ser coletadas num segundo equipamento.

3. CUSTOS DOS EQUIPAMENTOS DE CONTROLE

Considerados os equipamentos possíveis de adoção, pode-se definir o volume de investimentos que cada equipamento exigirá, através dos custos relacionados, que incluem:

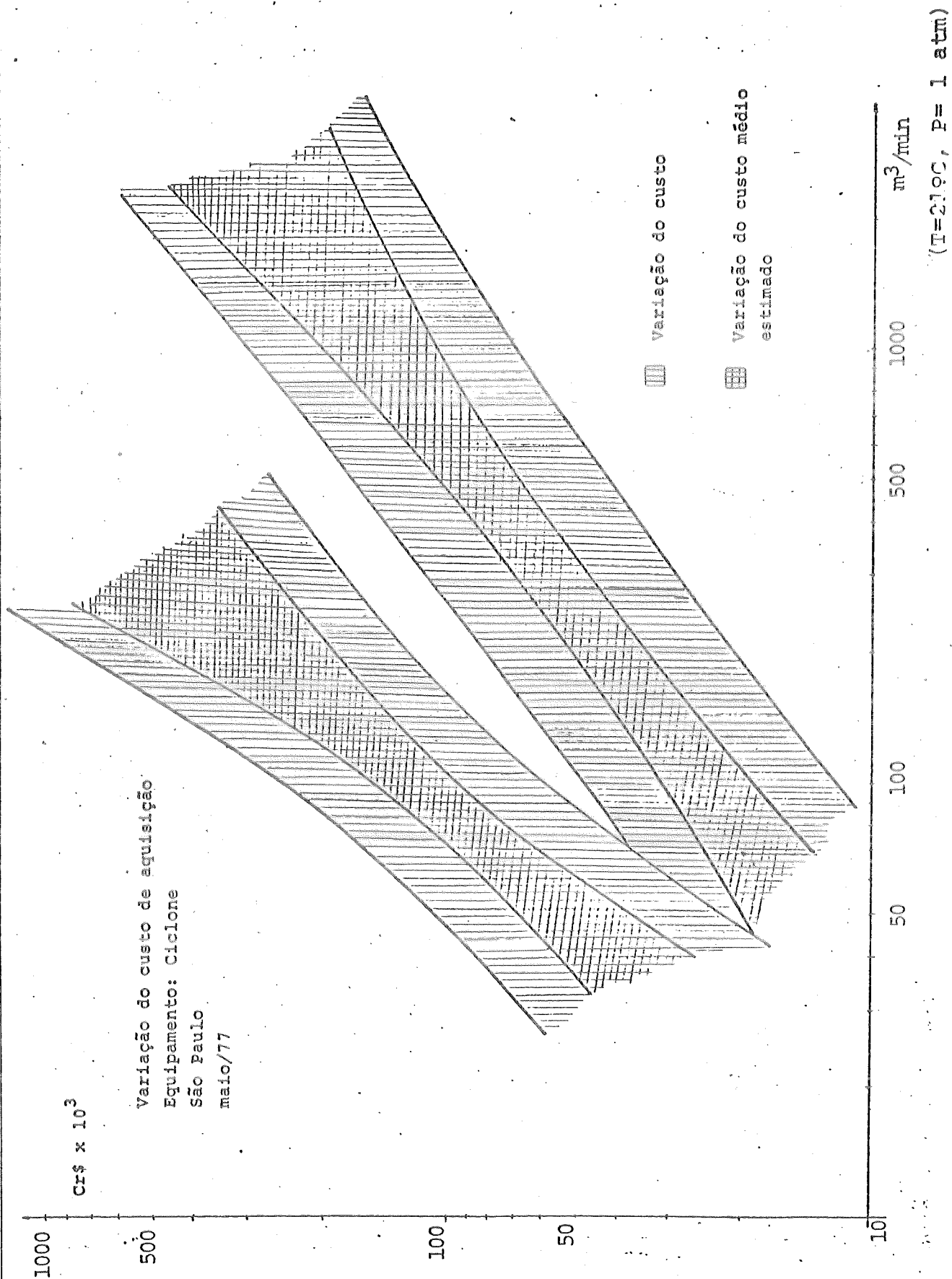
- Estudos e Projetos (incluindo desenhos técnicos, viagens, etc.)
- Custo do Equipamento (montante pago pela estrutura básica, painéis de instrumentação, impostos, fretes, seguros, etc.)
- Custos de Equipamentos Auxiliares (transformadores, geradores, ventiladores, motores, etc.)
- Pecas e Ferragens (dutos, vigas, cabos, etc.)
- Instalação do Sistema (custos da mão de obra, rearranjo físico, rede elétrica, etc.)
- Modificações na Estrutura (modificações ocasionais nos prédios, pintura, mão de obra, etc.)
- Testes e Ajustes (considerando-se a mão de obra necessária e interrupções na produção)

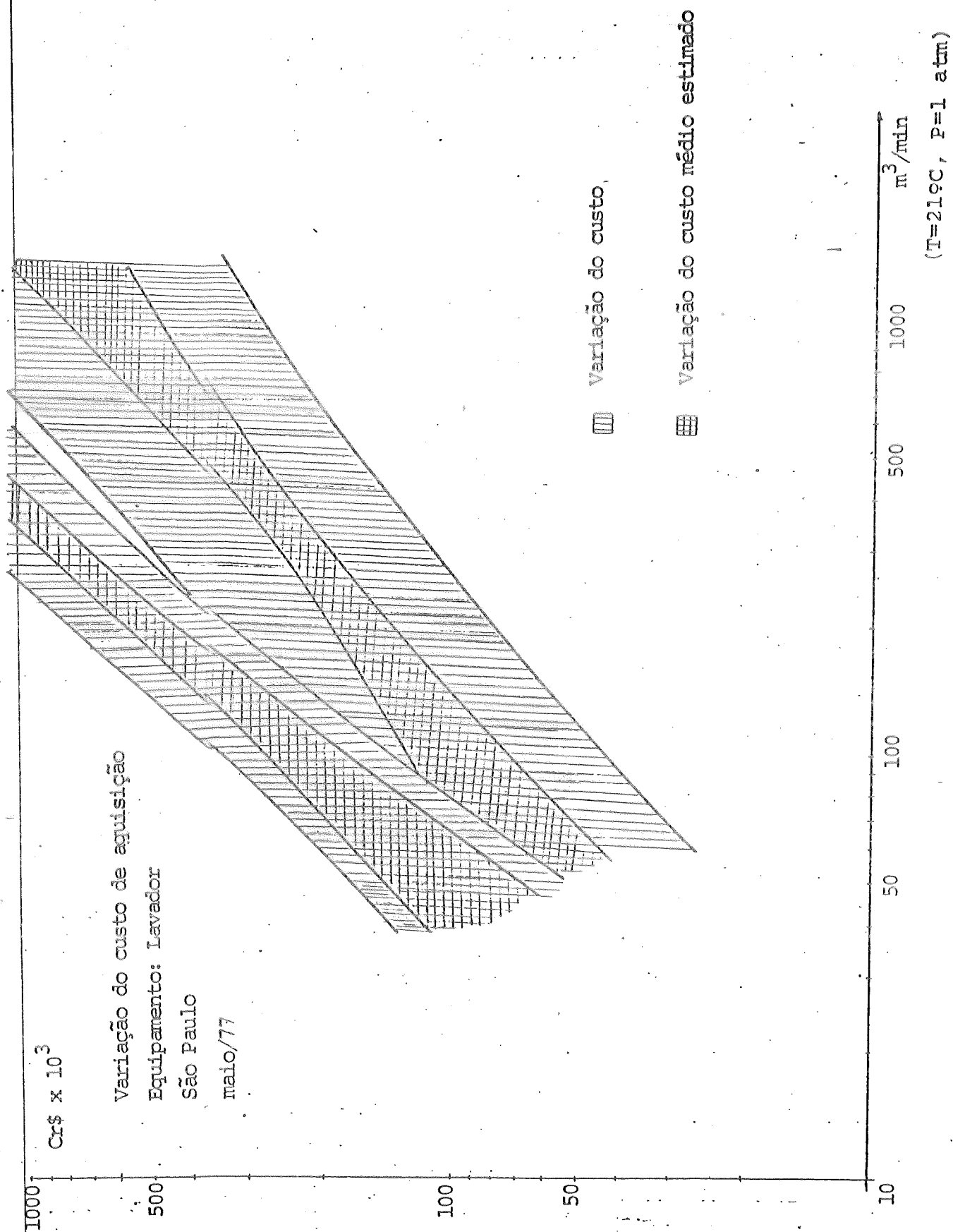
Através do estudo sobre custos de equipamentos, efetuado em São Paulo em fins de 1976, pode-se estimar um custo médio para cada tipo de aparelho. Os custos apresentados para os equipamentos de controle, foram reajustados de acordo com o Índice Geral de Preços, publicado pela revista Conjuntura Econômica (FGV), coluna 2.

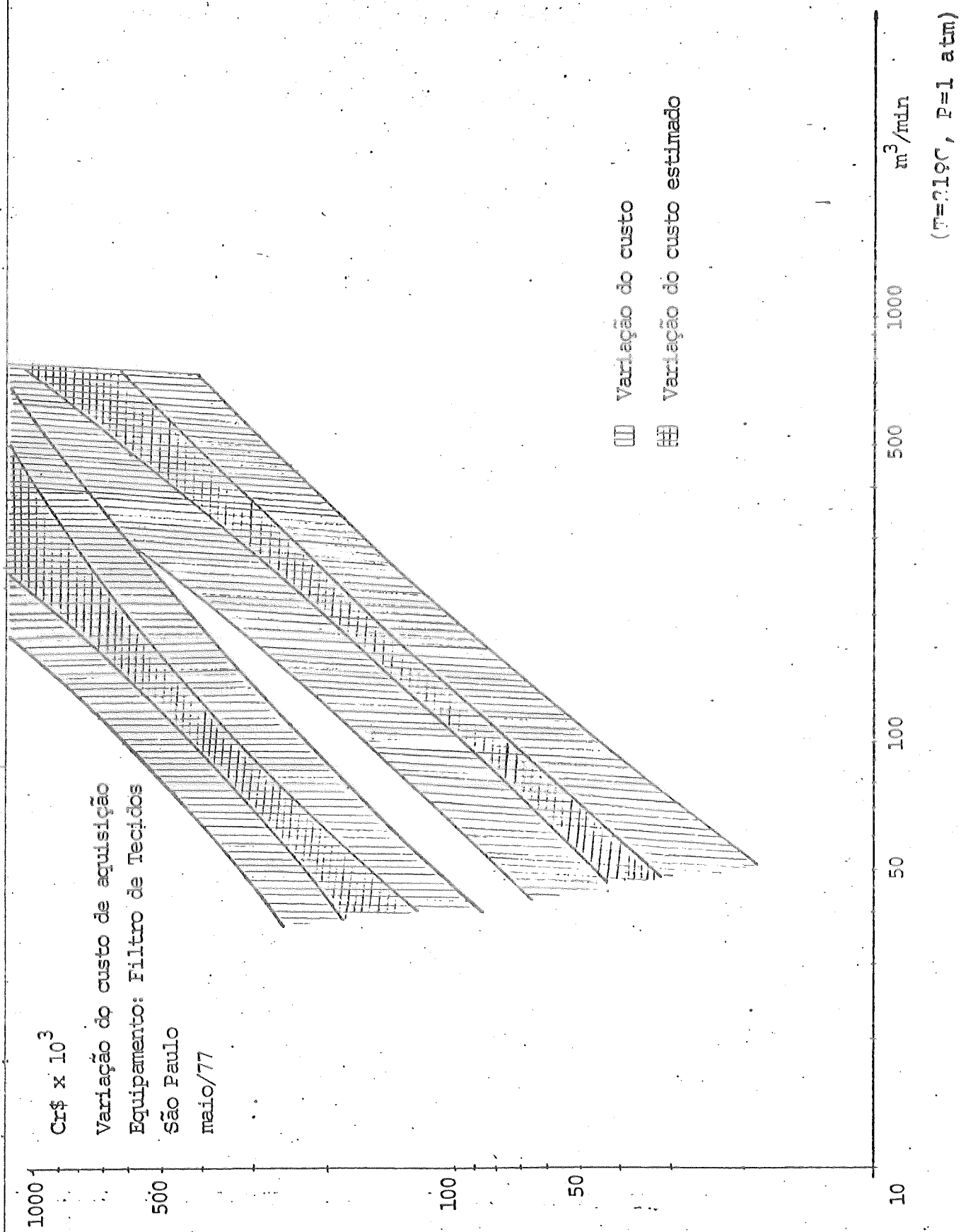
Os valores apresentados nos gráficos a seguir, foram determinados para o custo de aquisição, sendo este uma função da vazão projetada dos equipamentos.

Custo de Aquisição é o montante pago pelos equipamentos, estruturas básicas, bombas, painéis de instrumentação, fretes e impostos, somando-se ainda o custo de projeto.

Os custos citados variam, refletindo as variações de construção, modelos, materiais empregados, durabilidade, garantias fornecidas, etc.







Para se obter o volume total dos investimentos, além do custo de aquisição, devem-se considerar as despesas com os equipamentos auxiliares, peças e ferragens, os custos de montagem, modificações na estrutura e testes finais, podendo o montante de investimento ser de finido como o custo total instalado.

O custo total instalado varia em função da complexidade de montagem de um equipamento em determinadas instalações. Pode-se expressar este custo em forma de percentual ao custo de aquisição.

Os ciclones podem sofrer um acréscimo de 40 a 120% em relação ao custo de aquisição, os lavadores de 60 a 150%, os filtros de tecido de 90 a 120% e os precipitadores de 85 a 120%.

O total dos investimentos é um fator importante na análise para a determinação de um equipamento a adotar, porém não é suficiente, devendo entrar nas considerações outros custos além dos citados, como depreciação, juros sobre o capital aplicado, custos operacionais e de manutenção.

4. CUSTO ANUALIZADO

Um método que permite a comparação entre diversos projetos é o do custo uniforme equivalente anual, que converte uma soma investida numa determinada data em uma série equivalente de valores anuais iguais, que incluem a depreciação e juros. A estes valores pode-se então somar os desembolsos anuais relativos à operação e manutenção.

Uma fórmula exata para este cálculo foi adotada nos exemplos citados:

$$C = T \frac{1 \cdot (1+i)^n}{(1+i)^n - 1} + O + M$$

Onde, C = custo anualizado

T = investimento total

i = taxa de juros

n = tempo de vida útil do aparelho

O = custo de operação

M = custo de manutenção

O custo de operação considerado para o filtro de tecido é relativo ao custo de energia elétrica consumida, o mesmo acontecendo aos precipitadores eletrotáticos e ciclones, variando como função dos tamanhos e perda de carga.

Para os lavadores, além da energia elétrica, considerou-se a água e reagentes necessários à lavagem dos gases, os quais variam em função da vazão e temperatura do fluxo efluente a ser lavado.

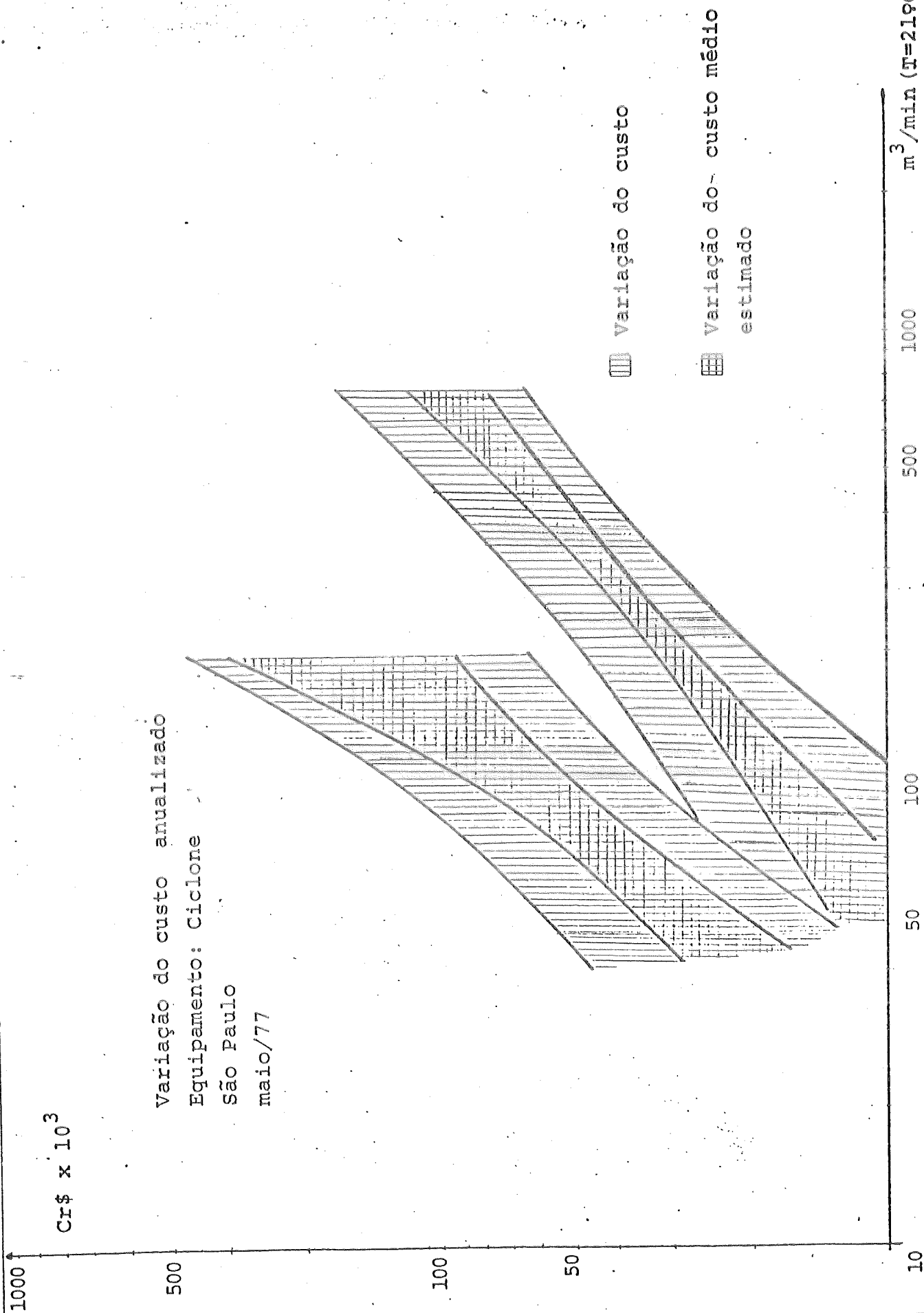
O custo de manutenção para o filtro de tecido é composto de despesas relativas à reposição de mangas danificadas, serviços nos ventiladores, mecanismo de agitação e esvaziamento dos depósitos.

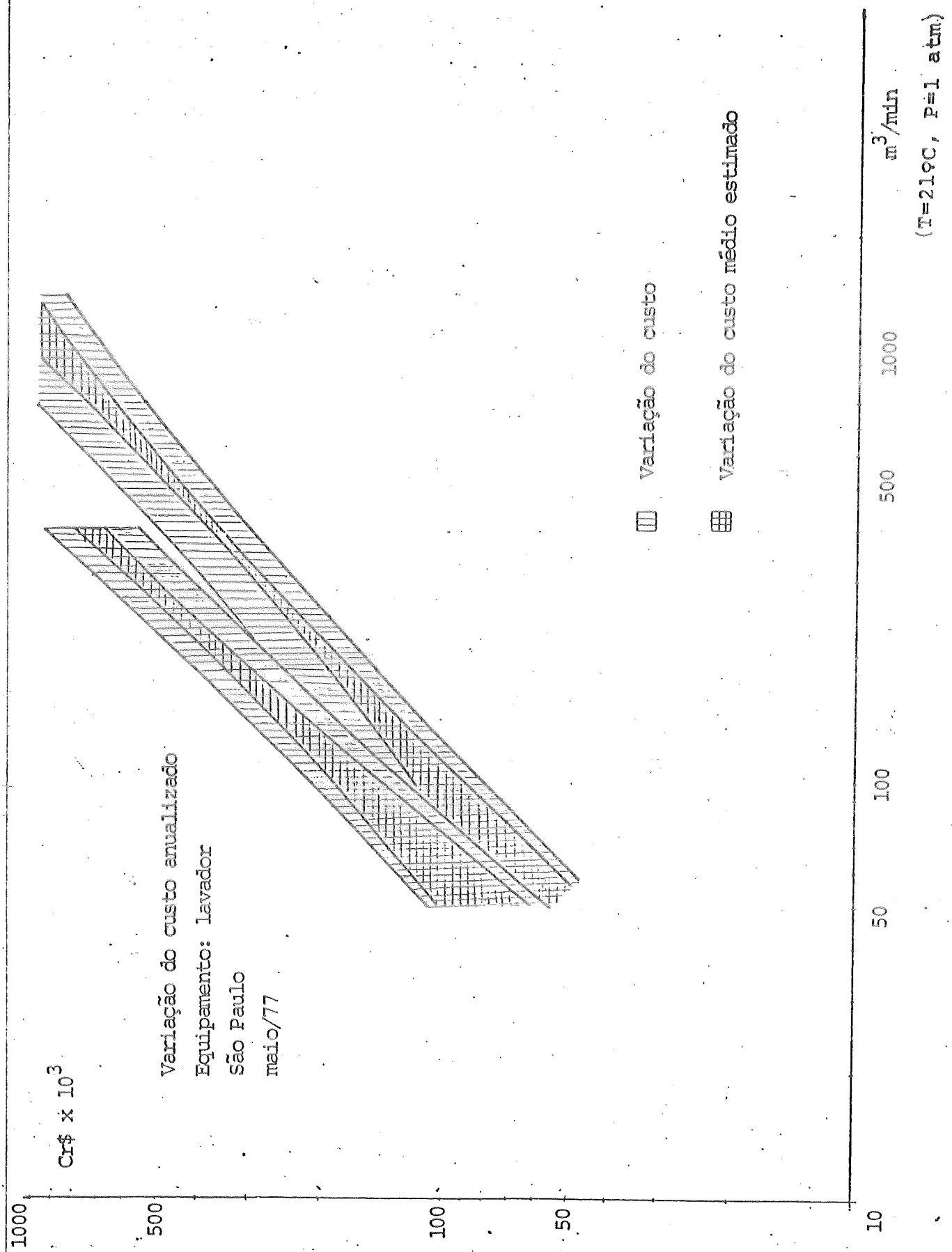
Para os lavadores o custo é relativo aos serviços no motor, ventilador e bombas, reposição de bicos ejetores, filtros e limpeza nas tubulações.

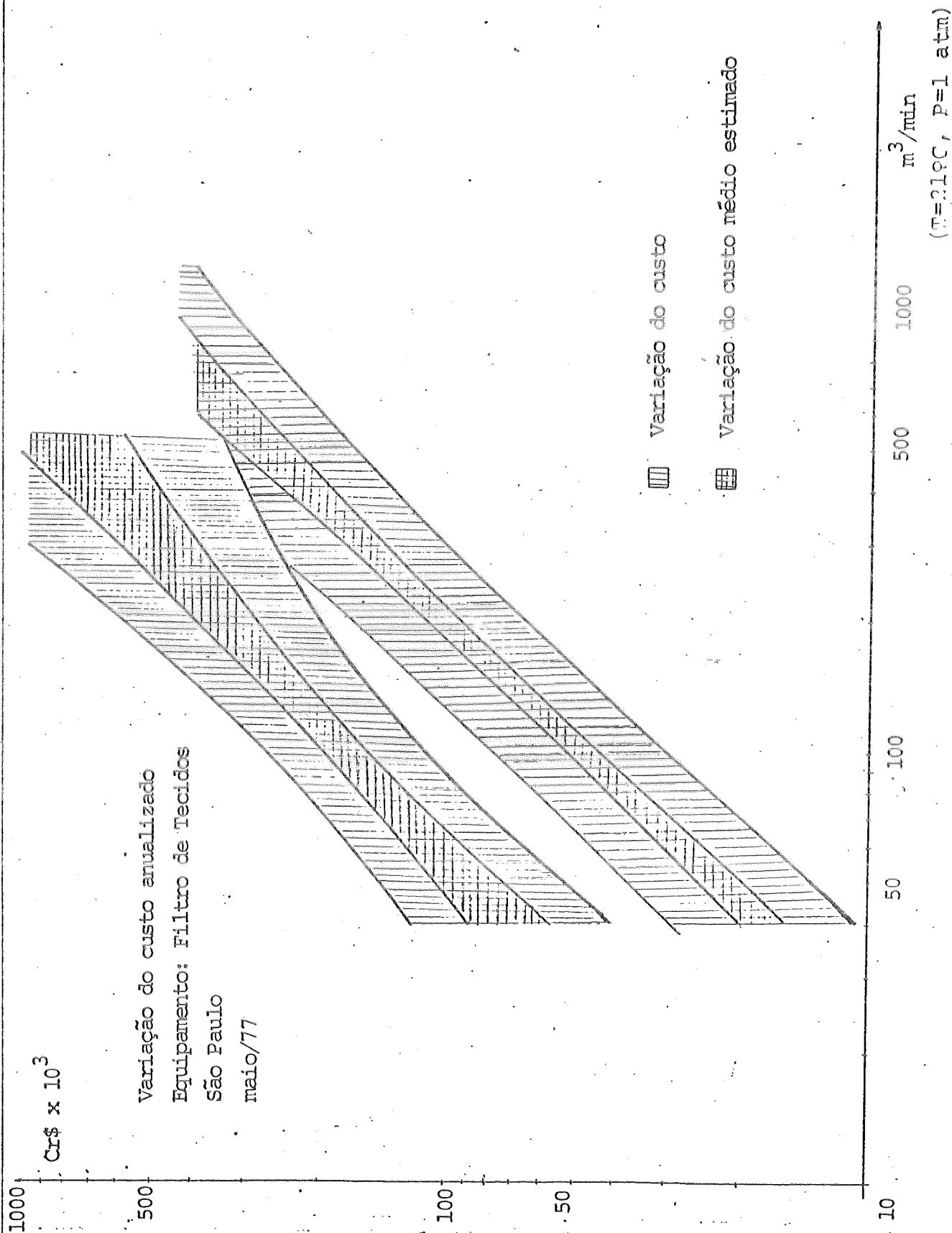
Os precipitadores tem o seu custo baseado nas trocas de eletrodos de descarga e de outros componentes eletrônicos, serviços de lavagem das placas, serviços no ventilador, e reparos no sistema de limpeza.

Foram considerados para o custo de manutenção dos ciclones os serviços no ventilador, trocas de partes gastas por abrasão e limpeza das tubulações.

Os gráficos a seguir mostram os valores estimados para custo anualizado dos equipamentos.







Atualmente, existe um pequeno número de precipitadores eletrostáticos fabricados e instalados em São Paulo, o que impossibilitou a determinação de uma faixa de custo para estes equipamentos.

A partir de 3 amostras pode-se estimar os valores a seguir:

custo de aquisição para precipitadores com $1.800 \text{ m}^3/\text{min}$ de vazão apresenta uma variação de ... Cr\$ 2.800.000, a Cr\$ 3.700.000, sendo o custo anualizado estimado de Cr\$ 1.500.000, a Cr\$ 1.900.000,.

Os resíduos obtidos nos filtros em forma de lama ou pó seco, em alguns casos, podem ter alguma aplicação industrial ou de venda, outras vezes, pela impossibilidade de aproveitamento, necessitam ser removidos, o que gera despesas com armazenamento temporário, de transporte e de disposição final em local adequado.

Devido às dificuldades de generalização, uma vez que cada indústria pode ter um sistema específico e seu custo relativo, não se considerou o custo de disposição ou descarte de resíduos, nem o possível retorno sobre o investimento.

5. CONSIDERAÇÕES GERAIS

Os custos mostrados, refletem a atual estrutura de mercado para este tipo de equipamento, o qual se baseia na produção (na grande maioria sob encomenda), dependendo das especificações de projeto.

Atualmente, existe por volta de 35 empresas de São Paulo, entre projetistas e fabricantes especializados em sistemas de controle.

Os prazos atuais para os serviços de projeto, fabricação e instalação, solicitados por estas empresas podem ser vistos na tabela a seguir.

TABELA I - Prazos de projetos, fabricação e instalação de sistemas de controle.

EQUIPAMENTO	Prazos (em dias corridos)		
	Projeto	Fabricação	Instalação
Filtro de Tecido	26 a 53	56 a 115	18 a 51
Precip. Eletros.	45 a 75	140 a 200	75 a 130
Lavador	22 a 45	47 a 92	18 a 44
Ciclone	21 a 44	45 a 72	17 a 36

Um outro fator de influência nos preços dos equipamentos e nos prazos de entrega é a instabilidade do mercado, que ainda se encontra em fase de estruturação entre oferta e demanda. Embora as empresas existentes não sejam consideradas de grande porte, existe uma capacidade ociosa estimada de 50% para as diversas fases de implantação de um sistema (projeto, fabricação, instalação).

Até 1970, a maioria dos equipamentos de controle eram importados. Posteriormente, devido a ampliação na procura e do processo de substituição de importação de máquinas e equipamentos, estes aparelhos passaram a ser projetados e fabricados no Brasil. Atualmente estima-se os seguintes índices de nacionalização.

TABELA II - Índices de nacionalização (%).

EQUIPAMENTO	Atividade		
	Projeto	Fabricação	Instalação
Filtro de Tecido	54	100	100
Precip. Eletros.	50	80	95
Lavador	100	100	100
Ciclone	100	100	100

Definido corretamente o sistema a ser adotado (baseado nas exigências de controle), e considerando os custos citados para os aparelhos em questão (os mesmos não fornecendo, para este tipo de indústria, uma taxa de retorno razoável), um outro aspecto deve ser observado. É o de se possuir os adequados fundos disponíveis para a aquisição e a possibilidade de se absorver os posteriores custos operacionais de controle.

Para as grandes empresas isto é alcançado com relativa facilidade, o mesmo não acontecendo com as de menor porte, que normalmente possuem uma posição financeira menos favorável.

Em muitos casos o custo de controle será relativamente mais alto para as indústrias menores, do que para as de maior porte, as quais se beneficiam de economias de escala para a redução de seus custos.

Como o impacto do controle sobre os custos é maior para as pequenas empresas, estas dependerão de sua habilidade na obtenção de recursos para a aquisição dos equipamentos necessários (e dos posteriores custos operacionais) através de financiamentos em entidades oficiais ou particulares, através do aumento dos lucros ou mesmo pelo aumento da produtividade.

Visando fornecer recursos necessários à implantação de sistemas de controle, o Banco de Desenvolvimento do Estado de São Paulo "BADESP", vem mantendo um programa operacional específico para o financiamento de projetos, aquisição e montagem destes equipamentos de controle de poluentes.

Atualmente, existe o estudo conjunto entre CETESB, BADESP e Banco Mundial, de uma nova linha de crédito para controle da poluição, a qual deverá propiciar condições de financiamento mais vantajosas, com menores encargos.

REFERÊNCIAS E BIBLIOGRAFIA

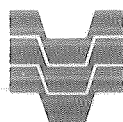
01. STERN, Arthur C. Air Pollution 3th. New York, Academic Press, 1976 V4.
02. DANIELSON, John A. Air Pollution Engineering Manual. 2nd N.C., E.P.A., May 1973.
03. VANDEGRIFT, A.E. et al. Particulate Pollutant System Study. N.C., E.P.A., May 1971.
04. U.S. Environmental Protection Agency. Compilation of Air Pollutant Emission Factors. 2nd. N.C., January 1975.
05. U.S. Environmental Protection Agency. Field Operations and Enforcement Manual for Air Pollution Control. N.C., E.P.A., August 1972 V3.
06. ENGINEERING Science, Incorporated. Exhaust Gases From Combustion and Industrial Processes. NTIS, Washington, D.C. October 1971.
07. ARAUJO, Luiz A. Siderurgia São Paulo, Edit. FTD.
08. ANDRADE, Adelino C., COSTA, Luiz C. e ESCANHOLA, J.C. Custos de Controle. São Paulo, CETESB, projeto 22/76 - 1976.
09. ESCANHOLA, J.C., ANDRADE, Adelino C e FORNAZARO, A. Prazos de Projeto, Fabricação e Instalação de ECP. São Paulo, CETESB, 1977.
10. Associação Brasileira de Alumínio - Anuário Estatístico 1975/1976.
11. Associação Brasileira do Cobre - Informativo ABC nº5. São Paulo - Novembro 1977.

12. CONSIDER. Atualização dos Estudos do Mercado Brasileiro de Metais Não-ferrosos. São Paulo, 1977.
13. MINERAÇÃO TABOCA e outros, A política do Estanho e o Desenvolvimento Nacional. Sigesp, São Paulo 1977.
14. TECNOMETAL - Estudos e Projetos Industriais S/A
Estudo Sobre o Setor de Fundição, Relatório nº 1,
Mercado Nacional, Rio de Janeiro Novembro 1975.

CITESB - CIA. DE TECNOLOGIA E SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

Data Aquis.:	12/8/91
Indic.:	
Livreria:	
Preço:	Cr\$
Data Tomba:	12/8/91

ACB T O I C A



CETESB

Companhia de Tecnologia de Saneamento Ambiental

Av. Prof. Frederico Hermann Jr., 345 - Pinheiros

Fone: 210.1100 - Telex (011) 222-46 - CTS - BR

CEP 05459 — São Paulo - SP — Brasil