GUIA INDUSTRIAL

BRONZE E LATÃO

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA Prof. Dr. Lucas Nogueira Garcez
Av. Prof. Frederico Hermann Junior, 345 - Pinheiros
05489-900 - SÃO PAULO - BRASIL

DIVISÃO DE PADRÕES DE EMISSÕES ATMOSFÉRICAS
GERÊNCIA DE EMISSÕES ATMOSFÉRICAS
SUEC/DTSA

CETESB/Dezembro/78

CLASS.
AUTOR.
TOMBO
026969

8300
C338g(RCET)
036969

ÍNDICE

I - ASPECTOS ECONÔMICOS DA INDÚSTRIA DE NÃO FERROSOS ..... I. 1

I.1. INTRODUÇÃO ..... I. 1

I.2. SETOR ALUMÍNIO ..... I. 1
I.2.1. INSUMOS BÁSICOS ..... I. 1
I.2.2. PRODUÇÃO ..... I. 4
I.2.3. CONSUMO E COMERCIALIZAÇÃO ..... I. 6
I.2.4. PERSPECTIVAS DO SETOR ..... I. 7

I.3. SETOR COBRE I.10
I.3.1. INSUMOS BÁSICOS I.10
I.3.2. OFERTA I.11
I.3.3. DEMANDA I.12
I.3.4. PERSPECTIVAS DO SETOR I.13

I.4. OUTROS METAIS NÃO FERROSOS I.15
I.4.1. ESTANHO I.16
I.4.2. ZINCO I.17
I.4.3. CHUMBO I.20
I.4.4. NÍQUEL I.22

II - PRODUÇÃO DE LINGOTES DE BRONZE E LATÃO ..... II. 1

II.1. PREPARAÇÃO DA MATÉRIA PRIMA ..... II. 1
II.1.1. MÉTODOS MECÂNICOS ..... II. 1
II.1.2. MÉTODOS PIROMETALÚRGICOS ..... II. 1
II.1.3. MÉTODOS HIDROMETALÚRGICOS ..... II. 2

II.2. PRODUÇÃO DE LINGOTES ..... II. 2
II.2.1. TIPOS DE FORNOS ..... II. 3

II.3. VAZAMENTO DOS LINGOTES ..... II. 4

III - EMISSÃO DE POLUENTES ATMOSFÉRICOS ..... III. 1

III.1. MATÉRIAS PRIMAS ..... III. 2

BIBLIOTECA

III.2. PREPARAÇÃO DA MATÉRIA PRIMA ..... III. 2
III.2.1. "SWEATING" ..... III. 2
III.2.2. QUEIMA ..... III. 2
III.2.3. SECAGEM ..... III. 3
III.2.4. ALTO FORNO ..... III. 3
III.3. FUSÃO E REFINO ..... III. 4
III.3.1. AQUECIMENTO ..... III. 4
III.3.2. CARGA ..... III. 4
III.3.3. FUSÃO ..... III. 6
III.3.4. REFINO ..... III. 6
III.3.5. FORMAÇÃO DE LIGAS ..... III. 7
III.4. VAZAMENTO DOS LINGOTES ..... III. 8

IV - CONTROLE DOS CONTAMINANTES ATMOSFÉRICOS ..... IV. 1
IV.1. SISTEMAS DE VENTILAÇÃO ..... IV. 1
IV.2. EQUIPAMENTOS PARA CONTROLE DAS EMISSÕES DE POLUENTES ..... IV. 5

ANEXO I - FORNOS INDUSTRIAIS 1
1. FORNOS CADINHO 1
1.1. FORNO BASCULANTE 1
1.2. FORNO ENTERRADO 1
1.3. FORNO ESTACIONÁRIO 1
2. FORNOS ELÉTRICOS 2
2.1. FORNOS ELÉTRICOS DE INDUÇÃO 2
3. FORNOS REVÉRBEROS 3

ANEXO II - EQUIPAMENTOS DE CONTROLE DE POLUENTES 1
1. COLETORES CENTRIFUGOS SECOS - CICLONES. 1
1.1. CARACTERÍSTICAS DOS CICLONES 1

1.2. TIPOS DE COLETORES CENTRÍFUGOS ... 2
1.2.1. DIMENSIONAMENTO DE CICLONES 2
1.3. ESTIMATIVA DA EFICIÊNCIA DE COLETA 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 EFICIÊNCIA 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 RESISTIVIDADE 36
4.3.2. PARTÍCULAS DE ALTA RESISTIVIDADE 36
4.3.3. PARTÍCULAS DE RESISTIVIDADE INTERMEDIÁRIA 36
4.3.4. CONDICIONAMENTO DAS PARTÍCULAS 39

4.3.5. INFLUÊNCIA DA TEMPERATURA E UMIDADE NA RESISTIVIDADE .. 39
4.4. REMOÇÃO DO PÓ DOS ELETRODOS DE COLETA 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
1. INTRODUÇÃO 1
2. EQUIPAMENTOS PARA CONTROLE DE PARTICULADOS 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 Alumínio 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.11

I.3.2.1. Evolução da Produção de Fundidos de Ligas de Cobre I.12

I.3.3.1. Importações de Cobre I.13

I.3.4.1. Projeção de Oferta e Demanda de Cobre I.15

I.4.1.1. Produção de Concentrado - Rondônia I.16

I.4.1.2. Projeção da Oferta e Demanda de Estanho I.17

I.4.2.1. Projeção de Oferta e Demanda de Zinco I.19

I.4.2.2. Evolução da Produção de Fundidos de Ligas de Zinco I.20

I.4.3.1. Projeção de Oferta e Demanda de Chumbo I.22

I.4.4.1. Estimativa das Reservas de Minério de Níquel - 1977 ..... I.23

I.4.4.2. Projeção da Oferta e Demanda de Níquel I.24

III.1. Fatores de Emissão de Material Particulado Para Fornos de Bronze e Latão Sem Controle ..... III. 5

ANEXO II

1. Configurações Padronizadas de Ciclones 4

2. Eficiência Global de Coleta para Ciclones 12

3. Unidade de Transferência em Lavadores e Eficiencias de Coleta 21

4. Parâmetros de Correlação para Eficiência de Lavadores 22

ANEXO III

I. Prazos de Projeto, Fabricação e Instalação de Sistemas de Controle 14

II. Índices de Nacionalização 14

LISTA DE FIGURAS

ANEXO II

1. Ciclone de Entrada Tangencial 3
2. Cálculo do Diâmetro de Ciclones 5
3. Cálculo de Multiciclones 6
4. Eficiência de Câleta 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 Tubulares 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 Tecido 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 o 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 de ferro e consequentemente o desistímulo a sua producão 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 constante na tabela I.1.

I.2. SETOR ALUMÍNIO

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

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.

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, suprindo 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 minério, 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 producão do cloro, ambos derivam da salmoura. Quando o consumo de 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.

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 uma parcela destes insumos seja fornecida pelas reservas de Santa Catarina.

O ânodo dos fornos de redução de alumínio primário é constituido de coque de petróleo metalúrgico,

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 (10^3Kwh)	2065,5

Fonte.: Elaboração Hidroservice

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

A tabela I.2.2.1., 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%.

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

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

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 ítens de transformados em 1976: chapas e lâminas 31%, extrudados 24% e cabos condutores 19%.

O setor de fundições, segundo estudo desenvolvido e divulgado pelos orgãos 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%

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

do volume produzido.

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%.

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 sufici

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

ente 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 representaram 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 Albrás 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 acréscimo na demanda sem correspondentes aumentos na oferta.

Para garantir o suprimento atual e futuro de insumos as 3 empresas existentes já possuem suas pró

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

prias reservas de bauxita e/ou áreas de pesquisa. Estas 3 empresas poderão produzir cerca de 560 mil toneladas de alumina em 1976.

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/tonelada de alumina e U$3000/tonelada 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 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 do 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 consumidores de cobre para a utilização de metais suscedâneos, vizando 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 dado 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 minério.

Atualmente porém, as reservas brasileiras de minério de cobre não apresentam valores significativos. Até 1975, as reservas conhecidas por concessão e relatórios aprovados, atingiam 89 milhões de t, somando-se a este número as reservas de pesquisas não registradas, o montante atingiria 132 milhões de t no Brasil. Entretanto, do volume 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 reservas 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 - 1975 (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 de setor indicam o ano de 1979 como data provável para que o Brasil volte a produzir co

bre 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 do 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 produção 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 (unidade t)

LIGAS	PERÍODOS			
	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 indsutrias 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

PERÍODOS	TONELADAS	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 espectativas 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.

- setor de eletricidade com 101.550 t, foi o mais representativo, registrando 64% do consumo total, basicamente sob a forma de fios e cabos; 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.

- 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 geral, situem-se acima das taxas de crescimento do PIB correspondente.

As taxas médias divulgadas pelo Consider são 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 balança de pagamentos.

Para minimizar estes efeitos sobre a balança e reduzir a dependência de fontes externas, o Plano Nacional de Metais Não Ferrosos, do Governo, incentiva a implantação da indústria nacional de cobre, desde a sua mineração. Além da produção de cobre primário, desenvolveu-se um programa de incentivos visando a substituição do cobre por metais menos nobres.

Em função dessas preposições alguns projetos, já estão em fase de implementação.

A partir de 1979, o projeto Caraíba, na Bahia, 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, concentração e metalurgia do cobre, sendo o processo metalúrgico utilizado o OUTOKUMPU, o qual permitirá recuperação da totalidade de metais preciosos e geração de ácido sulfúrico concentrado.

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

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

Devido a política de decentralização industrial adotada pelo Governo Federal esta indsutria será implantada 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 estimando-se em 25% da demanda total de cobre secundário ofertado, 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 deficit 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 deficit. Este deficit, 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 pagamentos, 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 (atualmente, teor médio de 600g/m^3) caso houvesse a possibilidade de aproveitamento econômico as reservas conhecidas se multiplicariam por 2,2.

Atualmente, a Malasia 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 6ª 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 concentrdo 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 instala

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

da 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 rítmo 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
(unidade 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 deficit 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% a/a 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, cádmo, ácido sulfúrico e calcário, ambas se localizarão em Minas Gerais.

Estas empresas exigirão um investimento total 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 (unidade 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., demonstra 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 especi

ficamente, 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 (unidade t)

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

Fonte.: TECNOMETAL

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 suprimento 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 indsutria 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, suprindo cerca de 80% do total consumido.

Como as taxas de crescimento deste setor tem diminuido 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 (unidade 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 deficit 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 elevadas, 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 on

de 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 (unidade 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 rítmo 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 dos principais setores consumidores de níquel - o siderúrgico, o de fundições e o de galvanoplastia.

Para o suprimento de 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 a esta indústria atingirão U$90 milhões.

Outro projeto em implantação em 1978 prevê a produção de níquel eletrolítico inicial de 5000 t , ampli

ando para 10000 t/ano a partir de 1981.

TABELA I.4.4.2. Projeção da Oferta e Demanda de Níquel
(unidade 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.

II - PRODUÇÃO DE BRONZE E LATÃO

II. PRODUÇÃO DE LINGOTES DE BRONZE E LATÃO

Sucata metálica é a matéria prima básica da indústria de lingotes de bronze e latão.

Em geral esta sucata não é limpa, podendo conter várias impurezas metálicas ou não, as quais são removidas por separação manual, magnetização, queima e etc.

II.1. PREPARAÇÃO DA MATÉRIA PRIMA

Antes da fusão das matérias primas é conveniente a remoção dos contaminantes não metálicos, ou algumas vezes um pré-processamento dos materiais resultando em utilizações mais economicas e eficientes da sucata.

Estes processos podem ser mecânicos, pirometalúrgicos ou hidrometalúrgicos.

II.1.1. MÉTODOS MECÂNICOS

.Escolha Manual - usualmente feito quando a sucata é descarregada e armazenada. É feito por tipo de objeto, cor ou outros sinais visuais percebidos através da experiência.

.Stripping - usado para remover isolantes ou outras coberturas, particularmente dos cabos de cobre.

.Fragmentação - neste método o material, tal como fio de cobre isolado, é colocado no moinho de martelo, que consegue a separação do metal dos outros materiais.

.Magnetização - emprega transportadores e polias magnetizadas para remover partículas grosseiras de ferro.

.Briquetamento - forma pequenos fardos de sucata por compressão hidráulica. A execução desta operação permite ocupar menos área de armazenamento, manuseio mais fácil e alimentação mais rápida do forno.

II.1.2. MÉTODOS PIROMETALÚRGICOS

."Sweating" - remoção de metais de baixo ponto de fusão tais como chumbo, solda, etc. Isto é conse

guido em um forno, projetado como um forno revérbero com o leito em declive, sendo a carga colocada na parte superior. Tal colocação permite que os componentes de baixo ponto de fusão fluam para a parte inferior e sejam coletados.

.Queima - é a remoção dos isolantes não retirados mecanicamente dos fios ou cabos.

.Secagem - envolve o uso de forno rotativo para vaporizar o excesso de fluido de corte. Isto deve ser feito cuidadosamente para evitar altas temperaturas que possam danificar o forno e causar oxidação da superfície exposta dos cavacos de metal.

.Alto Forno ou Cubilo - o forno cubilo pode ser usado simplesmente para fundir o metal ou reduzir óxidos, enquanto o alto forno reduz um minério ou óxido de metal a metal fundido.

O coque é empregado como combustível ou agente redutor através da produção de monóxido de carbono para os dois tipos de fornos. O metal fundido, mais denso, separa-se da escória não metálica.

Os metais assim obtidos são refinados em fornos comuns para produzir a liga final.

II.1.3. MÉTODOS HIDROMETALÚRGICOS

.Concentração - é o processo pelo qual os metais são recuperados através das diferenças nas densidades. Embora a perda total seja maior do que no forno cubilo, este método evita que os materiais finos sejam emitidos pelo forno. A concentração envolve moagem, peneiramento e separação gravitacional em meio aquoso.

II.2. PRODUÇÃO DE LINGOTES

Vários tipos de fornos são usados no processamento da sucata para a produção de bronze e latão.

Além da sucata, às vezes empregam-se metais virgens como matéria prima adicional para obter as especificações da liga desejada. A sucata contém impurezas tanto metálicas como não metálicas, e se não forem eliminadas

com a escória, serão provavelmente, emitidos através dos gases de exaustão.

Um dos métodos mais comuns de remoção das impurezas metálicas é injetar ar comprimido sob a superfície do metal fundido. Esta agitação produz grandes quantidades de poluentes atmosféricos dispersos nos gases de exaustão.

II.2.1. TIPOS DE FORNOS

Os fornos usados para a produção de lingotes incluem revérberos (estacionários, basculantes e rotativos), cadinhos e elétricos de indução.

As diferenças na fusão, refino e formação de ligas com estes fornos são mínimas, porém há diferenças substanciais nas capacidades e métodos de carga e aquecimento.

. Forno Reverbero (estacionário ou basculante - é um grande recipiente retangular, revestido de refratário, usando chama direta para aquecer a carga.

O revestimento depende da experiência do fabricante, dos tipos de liga a serem produzidos, dos fluxos e etc.

Estes fornos são unidades básicas de produção para grandes corridas de ligas de cobre, podendo sua capacidade ultrapassar 100 toneladas.

Uma carga de sucata é feita no início da corrida e em intervalos durante o período de fusão.

A fusão é realizada tão rapidamente quanto possível, podendo ser efetuada em atmosfera oxidante ou redutora. A combustão é enriquecida com oxigênio para aumentar a razão de fusão.

. Forno Rotativo - pode ser basculante ou não, e o calor é fornecido por queimadores móveis a gás ou a óleo.

Os fornos são cilíndricos, revestidos com material refratário e a ação rotativa promove rápida transferência de calor e aumenta a vida do refratário, espalhando a escória acima das áreas de carregamento. Estes fornos

são menores do que os anteriores, tendo capacidades de 15 a 20 toneladas por corrida, embora possam atingir 50 toneladas.

. Fornos Cadinhos - são mais usados para fundir pequenas quantidades de sucata limpa e para refino de ligas especiais, embora possam ser utilizados para produção de ligas mais simples.

Estes fornos usam aquecimento indireto, isto é, a chama aquece o cadinho sem entrar em contato com a carga.

. Fornos Elétricos de Indução - usam tanto alta como baixa frequência de indução. Estes fornos são especialmente adaptados para fusão rápida de pequenas cargas.

O aquecimento é devido à resistência ao fluxo de correntes elétricas induzidas na carga por correntes de alta frequência passando por uma bobina que envolve o cadinho. Nos fornos de baixa frequência, as correntes são induzidas por um transformador com núcleo de ferro resfriado com água, localizado sob o cadinho. Uma certa turbulência mecânica ocorre no tipo de baixa frequência provocada pela reação dos campos magnéticos primário e secundário.

O custo relativamente alto do equipamento elétrico é compensado pela alta velocidade de fusão e perfeito controle de temperatura, especialmente em corridas pequenas de ligas especiais.

II.3. VAZAMENTO DOS LINGOTES

Amostras do banho são retiradas conforme se desenvolve a operação de fusão. Tão logo as análises indiquem que se atingiu a especificação da liga desejada, e que o banho está a uma temperatura adequada, inicia-se o vazamento.

A maioria dos sistemas de movimentação dos moldes são semi - automáticos. O metal fundido é vazado por meio de conchas operadas manualmente, a medida que os moldes se movimentam.

A linha de moldes pode ser móvel ou estacionária. Quando um forno revérbero de grandes dimensões é va

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

zado, emprega-se geralmente uma linha de moldes automatizada, onde:

- várias moldes são preenchidos simultaneamente com controle do operador.
- a próxima seção é colocada em posição.
- há um tempo previsto para resfriamento.
- aspersão de água é utilizada para o resfriamento final.
- os lingotes são removidos e transportados para armazenamento temporário.
- as cavidades do molde são limpas e se necessário reparadas.
- os moldes retornam para a seção de vazamento.

III - EMISSÃO DE POLUENTES ATMOSFÉRICOS

III - EMISSÃO DE POLUENTES ATMOSFÉRICOS

Os vários tipos de fornos usados para produção de lingotes e processos intermediários, tais como alto fornos, têm problemas individuais de operação com relação à geração e controle de poluentes atmosféricos. Portanto, fornos de chama direta criam maiores problemas sob o aspecto poluição do ar do que os de aquecimento indireto, devido ao contato da chama com o metal.

Além disso, os grandes fornos revérberos emitem quantidades maiores de poluentes devido as suas maiores capacidades, grande volume e alta velocidade dos gases de combustão.

De uma forma geral, consideramos que a quantidade de particulados emitidos por qualquer tipo de forno de latão é proporcional à quantidade de zinco presente no forno, ao tamanho da carga e ao refino requerido para se obter uma determinada liga.

As emissões de poluentes ocorrem em várias etapas do processo, as quais incluem manuseio e concentração de matérias primas; queima de óleo, graxa e isolantes; refino e concentração de sucata em alto forno; queima do combustível, operações de carga, formação de liga e vazamento dos fornos de produção de lingotes.

Partículas sólidas e líquidas, tais como cinzas, partículas de carbono, poeira mecanicamente produzida, névoas de óleo não queimado e particularmente os fumos metálicos produzidos pela oxidação de alguns elementos mais voláteis da liga são os poluentes a serem controlados.

O tipo e a taxa de emissão de poluentes dependem de fatores tais como, combustível utilizado; composição e temperatura de fusão de ligas; tipos de fornos e fatores de operação tais como método de carga, fusão, refino, remoção de escória e vazamento dos lingotes.

A maioria do material particulado não apresenta dificuldades para controle, porém os fumos metálicos, cujo tamanho das partículas varia de 0,03 a 0,5μ, exigem equipamentos com alta eficiência de coleta.

Além dos particulados, a produção de lingo

tes irá emitir poluentes gasosos tais como, óxidos de carbono, nitrogênio e enxofre (dependendo do teor de enxofre no combustível).

III.1. MATÉRIAS PRIMAS

Embora a natureza da sucata influencie nas emissões finais, geralmente não provoca emissão de poeiras durante o seu manuseio, tendo em vista a sua forma sólida e o seu tamanho. Durante a manipulação de escória e outros materiais similares ocorrem as emissões fugitivas, porém estas são similares a aquelas emitidas durante o manuseio de areia ou outros minerais, as quais são admitidas desprezíveis, exceto em tempos mais secos com muito vento.

III.2. PREPARAÇÃO DA MATÉRIA PRIMA

Os métodos mecânicos de processamento da sucata, podem causar pequenos problemas de poluição. O processo hidrometalúrgico de concentração deve ser cuidadosamente controlado para evitar a poluição da água e quanto aos processos pirometalúrgicos, todos irão gerar poluentes aéreos com maior ou menor gravidade.

III.2.1. "SWEATING"

É realizada em temperaturas médias, pois o objetivo desta operação é fundir somente soldas e constituintes de baixo ponto de fusão.

As perdas de fumos metálicos são baixas, mas sais de soda e conexões de mangueiras serão exauridos por sistemas de captação. Os fornos de "sweating" as vezes são controlados por meio de lavadores usando líquido levemente alcalino ou por meio de pós-queimador.

III.2.2. QUEIMA

A queima tem como objetivo incinerar os isolantes de fios de cobre e esta operação é considerada como fase preliminar da produção de lingotes. Poucas informações existem disponíveis a respeito desta operação, porém

a queima de isolantes contendo halogênios sugere a utilização de um lavador a fim de controlar os contaminates emitidos.

Testes realizados indicam que a operação sem controle resultará em emissão de fumaça preta e densa, contendo material particulado em concentração da ordem de 60g/Nm^3 com 12% de CO_2. O controle destas emissões por meio da pós queima a 1100ºC resultou em emissões com 0,35g /Nm^3 de material particulado com 12% de CO_2.

III.2.3. SECAGEM

A remoção de óleo de corte das sucatas libera quantidades consideráveis de hidrocarbonetos. A natureza do processo de combustão que elimina estes hidrocarbonetos determinará se as emissões serão fumos e fuligem ou se as emissões serão limpas e completamente oxidadas.

Os fumos vaporizados devem ser queimados em pós-queimadores para oxidar os hidrocarbonetos e após esse controle não se notará nenhuma emissão visível.

III.2.4. ALTO FORNO

O alto forno (ou cubilô) produz, a partir de materiais de baixa qualidade, um concentrado que tem proporções variáveis de cobre, estanho, chumbo, zinco, níquel e outros metais. A carga é introduzida no topo do forno vertical com coque como combustível e agente redutor, mais calcário ou outros materiais como fluxo. A escória é vazada continuamente enquanto o metal é obtido a intervalos. As temperaturas na zona de refino são suficientes para reduzir os óxidos a metal fundido, estas temperaturas caem rapidamente conforme o gás sobe através da carga para o topo do forno. Os fumos e a poeira do alto forno ou cubilô são similares àquelas dos fornos de lingote, mas a sua quantidade varia muito pela heterogeneidade da sucata processada. Uma prática comum é dirigir estes fumos para o mesmo equipamento de captação usado nas emissões do forno de lingotes. Um coletor seco, tal como um ciclone, frequentemente precede um filtro de mangas para remover as partículas abrasivas maiores, deixando o particulado mais fino

ser captado pelo equipamento de eficiência mais alta.

III.3. FUSÃO E REFINO

Fornos de chama direta, tais como revérberos ou rotativos, produzirão maiores concentrações de óxidos de zinco do que fornos de aquecimento indireto, com outras condições sendo compatíveis.

Tendo em vista a alta temperatura e a alta velocidade dos gases de combustão que entram em contato direto com os metais da carga, as perdas serão altas se houver apreciável quantidade de zinco na liga. Análises realizadas indicam que 56 a 96% da poeira coletada era óxido de zinco e 6 a 8%, óxido de chumbo. Portanto, como estas partículas estão na faixa submicrônica e tem grande opacidade à luz, as emissões sem controle resultarão em plumas densas. As concentrações de material particulado provenientes dos fornos de latão variam de 0,1 a 8,5 g/Nm^3 e concentação da ordem de 40 g/Nm^3 podem ser esperadas durante o uso de ar comprimido sob o metal fundido.

Um grande número de fatores podem afetar o tipo e a quantidade das emissões provenientes dos fornos utilizados para produção de lingotes. Esses fatores serão considerados a seguir e apresentamos na tabela III.1., os fatores de emissão para os vários fornos.

III.3.1. AQUECIMENTO

O combustível usado nos fornos tem efeito significativo nas emissões. A utilização de óleo requer um controle cuidadoso da combustão para reduzir os poluentes, tais como, fuligem, fumaça e combustível não queimado.

Os fornos são pré-aquecidos e mantidos quentes antes da colocação da sucata, e os gases de exaustão nesta fase, são usualmente limpos, portanto lançados diretamente na atmosfera. Uma técnica comum é alternar o funcionamento de dois fornos tratando-se os gases um de cada vez, num equipamento único de controle.

III.3.2. CARGA

TABELA III.1. Fatores de Emissão de Material Particulado para Fornos de Bronze e Latão Sem Controle

TIPO DE FORNO	EMISSÃO SEM CONTROLE (kg/t. de metal carregado)
Alto Forno*	9
Cadinho	6
Cubilo	36,5
Elétrico de Indução	1
Revérbero	35
Rotativo	30

*Emissão após pré-coletor

Fonte.: Compilation of Air Pollutant Emission Factors

O tipo e condição da sucata são fatores que afetam o conteúdo das emissões. Óleos, graxas e outros materiais que acompanham a carga poderão ser removidos por tratamentos preliminares ou nos fornos principais de produção de lingotes. Em ambos os casos haverá emissões de fumaça e com relação a combustão, haverá emissões de produtos normais da combustão mais hidrocarbonetos não queimados, cinzas e material particulado.

Além desses, quando a sucata a ser utilizada apresentar alto teor de constituintes com baixo ponto de ebulição tal como zinco, fumo de óxido metálico estará presente nos gases de saída do processo.

Durante o ciclo de carga, as emissões também dependem de fatores, tais como localização das portas de carga, se a carga é feita totalmente no início da corrida ou em intervalos. Portas de carga superiores em fornos revérberos permitirão grandes perdas de gases quentes, cinzas e fumos quando da alimentação do forno em intervalos durante a corrida. Neste caso, uma captação efetiva nas aberturas superiores se torna muito difícil, pois haverá necessidade de se projetar a coifa sem prejudicar o carregamento do forno. As emissões dos fornos são menores quando houver portas laterais ou posteriores, especialmente

portas posteriores, onde a alimentação é feita na direção do fluxo induzido dos gases do forno.

III.3.3. FUSÃO

Após o carregamento do material, todas as portas e aberturas do forno são fechadas, e os queimadores regulados para fornecer uma fusão mais rápida possível, obtendo-se um material fundido super aquecido. Nesta fase, uma grande quantidade de fumos pode ser liberada se o zinco ou contaminantes combustíveis estiverem presentes na carga. Muitas dessas emissões combustíveis podem ser controladas por regulagem e colocação adequada do queimador.

III.3.4. REFINO

A sucata normalmente contém 5 a 10% de madeira, sujeira e contaminantes não metálicos que devem ser removidos. Na maioria das ligas à base de cobre, certos elementos tais como ferro, manganês, sílica e alumínio são normalmente considerados como contaminantes e devem ser removidos por refino.

Refino é o período da corrida no qual as impurezas e contaminantes da carga presentes em excesso às especificações são reduzidos ou removidos. É um processo químico de purificação que emprega para este fim substâncias sólidas, líquidas ou gasosas, chamadas fluxos. O gás mais extensivamente usado para refino é o ar comprimido (oxigênio). O sopro de ar dentro do banho de metal causa uma oxidação seletiva dos metais. Assim, ferro, manganês, sílica e alumínio são oxidados mais facilmente do que o cobre, estanho e outros metais. Parte do zinco é oxidado, mas esta é uma perda inevitável e abaixo de certas concentrações os metais indesejáveis são oxidados simultaneamente. Os óxidos de metal mais leves que o metal fundido, são removidos do banho através da escória ou arrastados pelos gases que deixam os fornos. Os fumos e poeira nesta corrente de ar quente devem ser tratados como poluentes atmosféricos.

A escória usualmente se forma na superfície

do banho, e é composta, em parte, por materiais não metálicos da sucata e outra parcela foi adicionada como cobertura, algumas vezes integrando o próprio fluxo. Fluxos sólidos e líquidos podem ser materiais não metálicos, metais puros ou ligas. Eles podem degaseificar, adensar, fluidizar e homogenizar a liga; desoxidar, agir como endurecedor ou tornar-se parte integrante da composição final.

Os fluxos de modo geral não contribuem para a poluição do ar, exceto na liberação de impurezas que devem ser removidas de alguma forma. Fluxos de cobertura, que são eventualmente retirados tem efeito benéfico na qualidade das emissões, prevenindo o excesso de perdas por volatilização.

Alguns dos fluxos mais comuns são vidro quebrado, carvão, bórax, areia, calcário, carepa de ferro e soda cáustica.

O uso de cobertura no fundido é geralmente desejável em todos os tipos de fornos. Uma camada grossa é prejudicial, pois ela reduzirá a transferência de calor para o banho nos fornos de chama direta e uma espessura entre 6 e 12 mm é normalmente recomendada na maioria dos casos. A composição da cobertura variará com o tipo de forno, sucata da carga e liga produzida, entretanto é desejável que a cobertura seja pesada, inerte e tenaz, em todos os casos. Quando as impurezas forem removidas pela escória não haverá poluentes atmosféricos. Soprando-se gás ou ar comprimido no banho, as impurezas entram no fluxo gasoso de exaustão sendo lançados na atmosfera, provocando a contaminação ambiental. A maioria destes óxidos metálicos são fumos condensados e seu tamanho é submicrônico.

III.3.5. FORMAÇÃO DE LIGAS

Modificações da liga durante a corrida por adição de metal virgem ou sucata especial podem causar um aumento de emissões de fumos. Assim, se os constituintes da liga na carga inicial forem próximos da especificada, é conveniente que, a cobertura de escória seja formada no começo da corrida, protejendo o banho contra oxidação exces

siva e volatilização do zinco.

O problema de excessiva formação de fumos naturalmente se torna maior conforme a porcentagem de constituintes voláteis aumenta.

III.4. VAZAMENTO DOS LINGOTES

Fumos de óxidos metálicos são produzidos conforme o metal fundido quente é vazado mesmo a curtas distâncias. Outros contaminantes atmosféricos podem ser produzidos durante o enchimento dos moldes com metal fundido, dependendo dos revestimentos utilizados.

A temperatura de fusão e vazamento é um parâmetro que requer controle cuidadoso durante o processo. Esta temperatura ótima depende da liga produzida e o seu controle se faz necessário, pois se for muito alta durante a fusão e refino, haverá necessidade de se adicionar zinco, devido a sua perda na forma de fumos, o mesmo ocorrendo no vazamento.

Por outro lado, vazamento a baixas temperaturas irá solidificar o metal.

A temperatura usual para vazamento de ligas de cobre com alto teor de zinco está ao redor de 1.030 a 1.150 ºC.

Um controle exato da temperatura durante a corrida do forno nem sempre é possível, mas procura-se manter uma variação de ± 50ºC.

Os pontos de ebulição de ligas contendo zinco são aproximadamente proporcionais ao conteudo deste. Ligas com 20 a 40% de zinco tem pontos de ebulição ao redor de 1.150ºC e pontos de fusão de 930ºC a 1.040ºC.

IV - CONTROLE DE CONTAMINANTES ATMOSFÉRICOS

IV. CONTROLE DOS CONTAMINANTES ATMOSFÉRICOS

IV.1. SISTEMAS DE VENTILAÇÃO

Tendo em vista os diferentes tipos de fornos utilizados na obtenção do bronze e latão encontraremos problemas diferentes no controle dos poluentes. Portanto, cada forno será tratado separadamente.

.Forno Revérbero Estacionário: nesse forno os produtos de combustão e os fumos metálicos são normalmente exauridos do forno para um resfriador antes de passarem por filtros de tecido. São necessários captores auxiliares acima da porta de carga, porta de remoção de escória e furo de corrida. Esses gases exauridos podem ser ventilados para o filtro que serve o forno, resfriando, por diluição, os gases de combustão.

Durante os períodos em que o forno é aberto para carregamento, agitação do banho, injeção de ar, remoção da escória, adição de metal ou vazamento, os queimadores são desligados ou trabalham com uma vazão muito baixa de óleo.

Assim, a capacidade do ventilador não precisará ser aquela correspondente à vazão dos produtos de combustão e ar adicional requerido para captação dos fumos. Visto que duas operações não irão ocorrer simultaneamente, o volume dos gases poderá ser reduzido pelo uso de registros adequadamente localizados no sistema de exaustão.

Se toda a carga do forno for colocada no início do aquecimento, o metal deve ser carregado de uma forma tal que, não haja choque direto com a chama. Por outro lado, se as cargas são feitas em intervalos durante o aquecimento, é recomendado que se desligue o queimador ao se executar a operação de carga.

Os captores projetados para os fornos requerem velocidades de indução de 30 a 61 m/min.

Para a produção de latão, geralmente adiciona-se zinco após a remoção da escória, o que irá provocar altas taxas de emissões de óxido de zinco. Isto irá ocor

rer pois no momento da adição, o banho metálico estará numa temperatura bem acima daquela de ebulição do zinco e além disso, não haverá mais a camada protetora de escória. Portanto, há necessidade de uma coifa bem projetada sobre a porta de carga ou sobre a porta de remoção de escória através da qual o metal é carregado. Talvez a operação mais crítica do ponto de vista de poluição do ar ocorra quando o forno é vazado, onde as emissões são quase contínuas com opacidade de 90 a 100%. Novamente os queimadores devem ser desligados ou estrangulados tanto quanto possível para reduzir a quantidade de fumos emitidos.

Os fluxos usados nos fornos revérberos não provocam graves problemas de poluição do ar, pois são adicionados somente os não voláteis tais como borax, barrilha e carepa de ferro.

.Forno Revérbero Basculante: no forno basculante, a saída dos gases de exaustão é parte integrante e gira com o forno durante o carregamento, remoção de borra e vazamento. Um tipo de forno basculante é carregado por essa saída dos gases e a remoção de borra e vazamento são realizados através de uma pequena porta ao lado do forno. Outro tipo apresenta uma porta de carga e uma pequena porta através da qual saem os gases do forno. Estas duas aberturas podem descrever um arco completo de 1809 durante as várias fases de aquecimento.

O deslocamento da posição dos pontos de emissão de poluentes faz com que a captura completa dos fumos seja um grande problema nestes fornos. Um sistema eficiente utiliza uma coifa acoplável que envolve o forno. Um espaço para trabalho ao seu redor é providenciado e para esta abertura necessita-se de uma velocidade mínima de exaustão de 43 m/min.

Os sistemas de exaustão para todos os tipos de fornos revérberos são projetados considerando-se os produtos de combustão gerados pela queima da máxima quantidade de óleo combustível. Qualquer capacidade menor do sistema de controle resulta numa pressão positiva dentro do forno durante os períodos de máximo consumo de óleo, provocan

do emissões por todas as aberturas.

.Forno Rotativo Basculante: este tipo de forno revérbero não só bascula para carga e vazamento, mas gira durante o período de fusão para melhorar as condições de transferência de calor. Dois são os tipos mais comuns, sendo que no primeiro o carregamento é feito através da extremidade onde se localiza o queimador e é vazado pela porta de exaustão dos gases, oposta ao queimador. No segundo tipo existe uma porta de carga lateral, localizada no centro do forno, através da qual são realizadas as operações de carga, remoção de escória e vazamento.

Devido aos vários movimentos existentes neste tipo de forno, não é possível a conecção direta entre a fonte e um dispositivo de controle de poluentes.

O forno rotativo basculante é sem dúvida, o tipo mais difícil para se controlar. A maior emissão de poluentes ocorre durante a operação de descarga, e é possível a captação dos fumos por meio de uma coifa colocada a cerca de 45 cm do forno. Este espaço livre torna-se necessário para o basculamento do forno durante o vazamento, e a velocidade mínima para controle é de 500 m/min. Apesar deste procedimento controlar as emissões durante a fase de fusão, o mesmo não é eficiente para captar os densos fumos emitidos no vazamento. Portanto pode-se instalar um outro captor na extremidade do forno onde se localiza o queimador para captar as emissões durante as operações de fusão e particularmente quando o forno é vazado.

Como as duas extremidades do forno são abertas, durante o vazamento haverá emissões de fumos pela extremidade elevada, os quais são captados pela instalação da coifa auxiliar. Um captor fechado não é viável pois o operador deve observar, através das aberturas, as condições dentro do forno utilizando-se portanto, uma coifa suspensa tipo "canopy".

Alta taxa de emissões adicionais são esperadas durante a carga, inoculação de metais liga e remoção da borra, o que levará a instalação de captor "canopy" suspenso, cobrindo uma vasta área com elevada velocidade de

exaustão.

A necessidade de vários captores e exaustão de grandes volumes de ar resultando em equipamentos de controle super dimensionados, torna dispendioso o controle do forno rotativo tipo basculante. Portanto, este equipamento vem sofrendo uma substituição gradual por outro de controle mais simples.

.Forno Cadinho: neste forno, os fumos a ser controlados podem ser examinados separadamente dos gases de combustão o que resultará em baixas vazões de controle.

Numa indústria com vários fornos cadinho pode-se instalar para cada forno, um captor com registro, o qual é totalmente aberto durante o vazamento, pois esta é a operação que emite maior quantidade de fumos metálicos.

Desde que o forno é vazado um por vez e só esta operação é controlada, chega-se a valores bem baixos para a vazão de exaustão.

As emissões provenientes dosvazamento de metal fundido nos moldes, podem ser controladas por meio de um captor preso à panela de vazamento e ligado ao sistema de controle através de um duto flexível.

.Forno Elétrico de Indução: o controle das emissões de um forno de indução é bastante complexo e dispendioso se utilizarmos aparas oleosas como carga. Além dos fumos normais da fusão de latão, haverá emissão de fumaça preta (nº 5 da escala Ringelmann) quando a carga oleosa contacta com o metal em fusão. Há necessidade portanto de se projetar um captor que enclausure o forno, envolvendo grande volume de ar para capturar fumos e fumaça.

Para diminuir a vazão de exaustão recomenda-se a utilização de cargas praticamente isentas de óleo e como exemplo prático, podemos afirmar que enquanto $25m^3/min$ são suficientes para coletar as emissões do vazamento usando metal livre de óleo como carga, $283m^3/min$ são necessários para o controle das emissões durante o aquecimento de um forno de tamanho similar porém, fundindo aparas com 3% de óleo.

IV.2. EQUIPAMENTOS PARA CONTROLE DAS EMISSÕES DE POLUENTES

Tendo em vista as emissões de material particulado de tamanho submicrônico dos fornos de bronze e latão, os filtros de manga são os mais utilizados e os tecidos podem ser de algodão, lã ou fibras sintéticas.

Os gases de exaustão do forno revérbero, com temperatura de 30ºC a 90ºC acima daquela do metal fundido, são resfriados antes de atingir o tecido filtrante. Pode-se utilizar um resfriamento direto por pulverização de água nos gases, porém há necessidade de um rigoroso controle da umidade para evitar que se alcance o ponto de orvalho, prevenindo a condensação de água nas mangas.

Os gases podem também ser resfriados por diluição com ar frio, mas devido ao acréscimo de volume a ser tratado, este procedimento levará a equipamentos de controle maiores, onerando o sistema de controle.

Um sistema de resfriamento empregado consiste de um resfriador com camisa de água seguido por colunas de resfriamento de ar por radiação e convecção. O resfriador com camisa de água reduz a temperatura de 1100ºC a 480ºC e os dutos de resfriamento reduzem a temperatura até o requerido para cada tipo de tecido das mangas. Filtros de lã de vidro permitem operações a temperaturas mais elevadas (285ºC) do que os filtros de fibras sintéticas, porém a fibra de vidro requer métodos de limpeza de menor intensidade do que sacodimento mecânico.

A perda de pressão através das mangas é de 50mm a 150mm de c.a. e as velocidades de filtragem mais utilizadas variam de 0,6 a 0,8 m/min.

O precipitador eletrostático, apesar da sua alta eficiência para pequenas partículas, não tem dado bom resultado quando utilizado para controle de fumos de zinco.

O mesmo ocorreu com os lavadores, os quais não foram adequados para coleta de material particulado bem como para reduzir a opacidade provocada pelos fumos metálicos.

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

ANEXO I - FORNOS INDUSTRIAIS

1. 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.

1.1. 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 mecânismo de basculamento é operado manual, hidráulica ou eletricamente.

1.2. 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.

1.3. 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.

2. 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.

2.1. 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.

3. 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 facil 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.

ANEXO II - EQUIPAMENTOS DE CONTROLE DE POLUENTES

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 5μm, 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 consequentemente 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 estam 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.

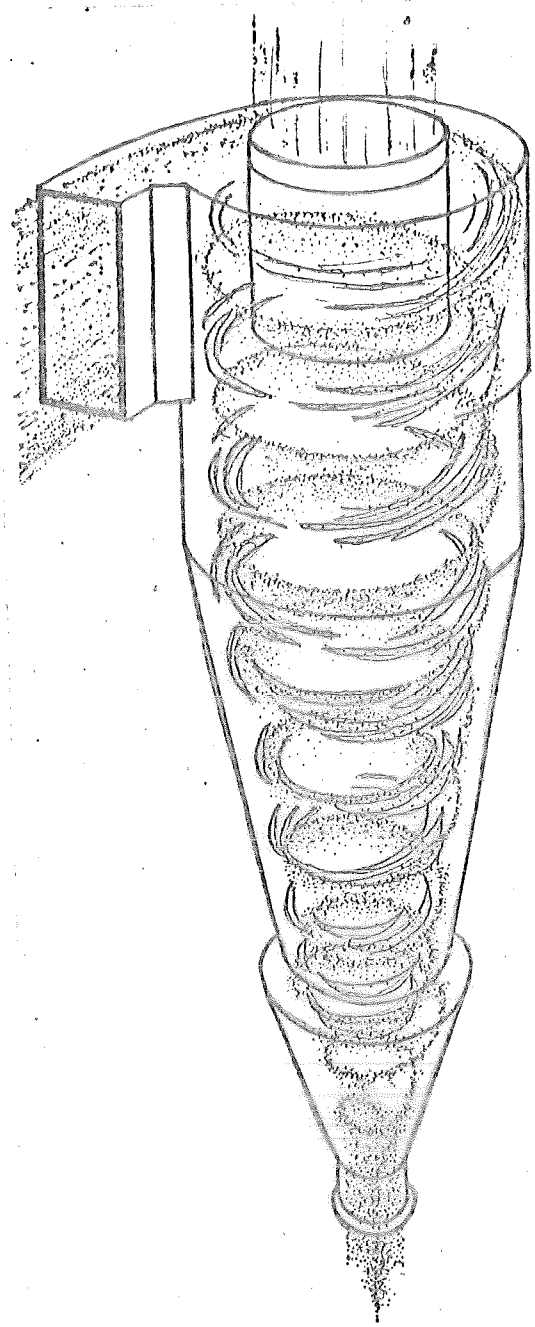


Fig 1. Ciclone de entrada tangencial

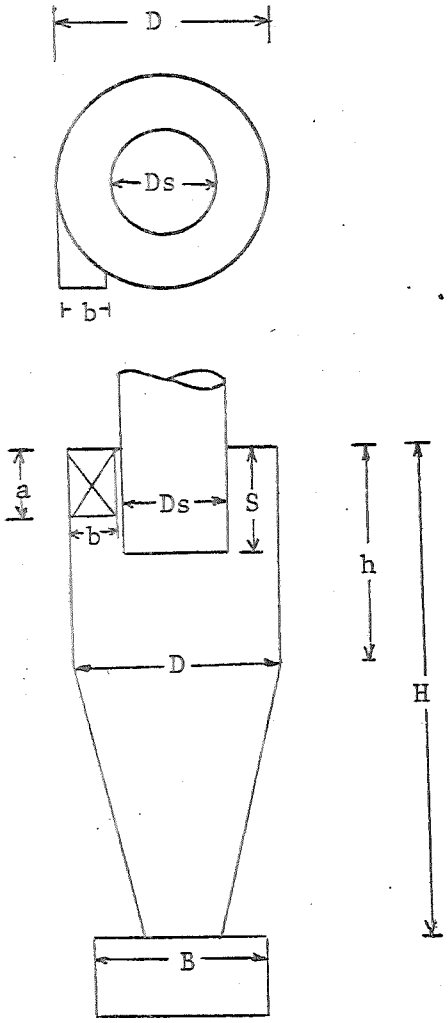
33-10-040/1

BIBLIOTECA

TABELA 1 - Configurações padronizadas de ciclones como uma função do diâmetro do corpo cilindrico, 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)

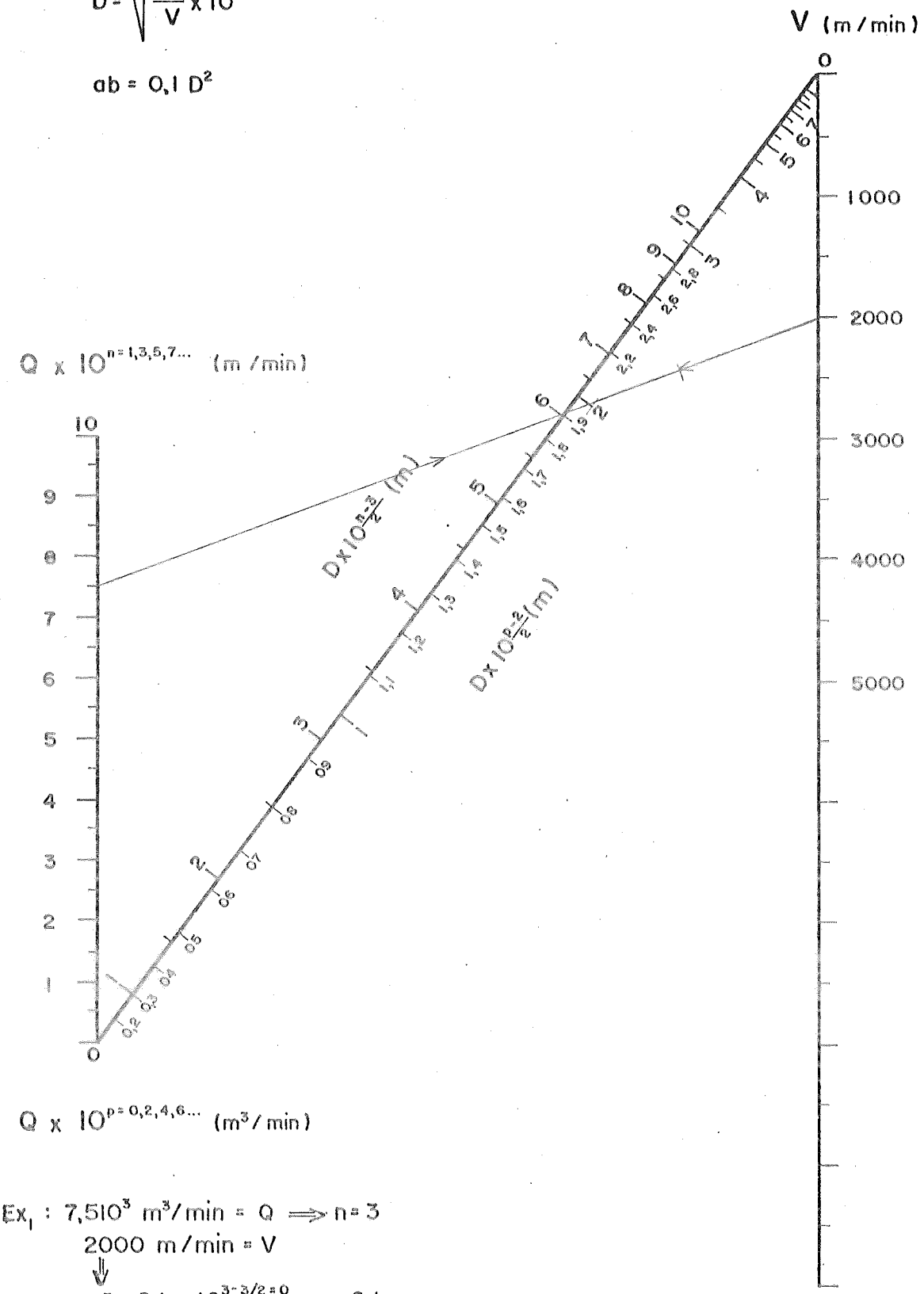


CETESB

CALCULO DE DIAMETRO DE CICLONES

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

$ab = 0{,}1\ D^2$



Ex_1 : $7{,}5 10^3$ m³/min = Q $\Longrightarrow$ n = 3

2000 m/min = V

$\Downarrow$

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

Ex_2 : $7{,}5 10^4$ m³/min = Q $\Longrightarrow$ p = 4

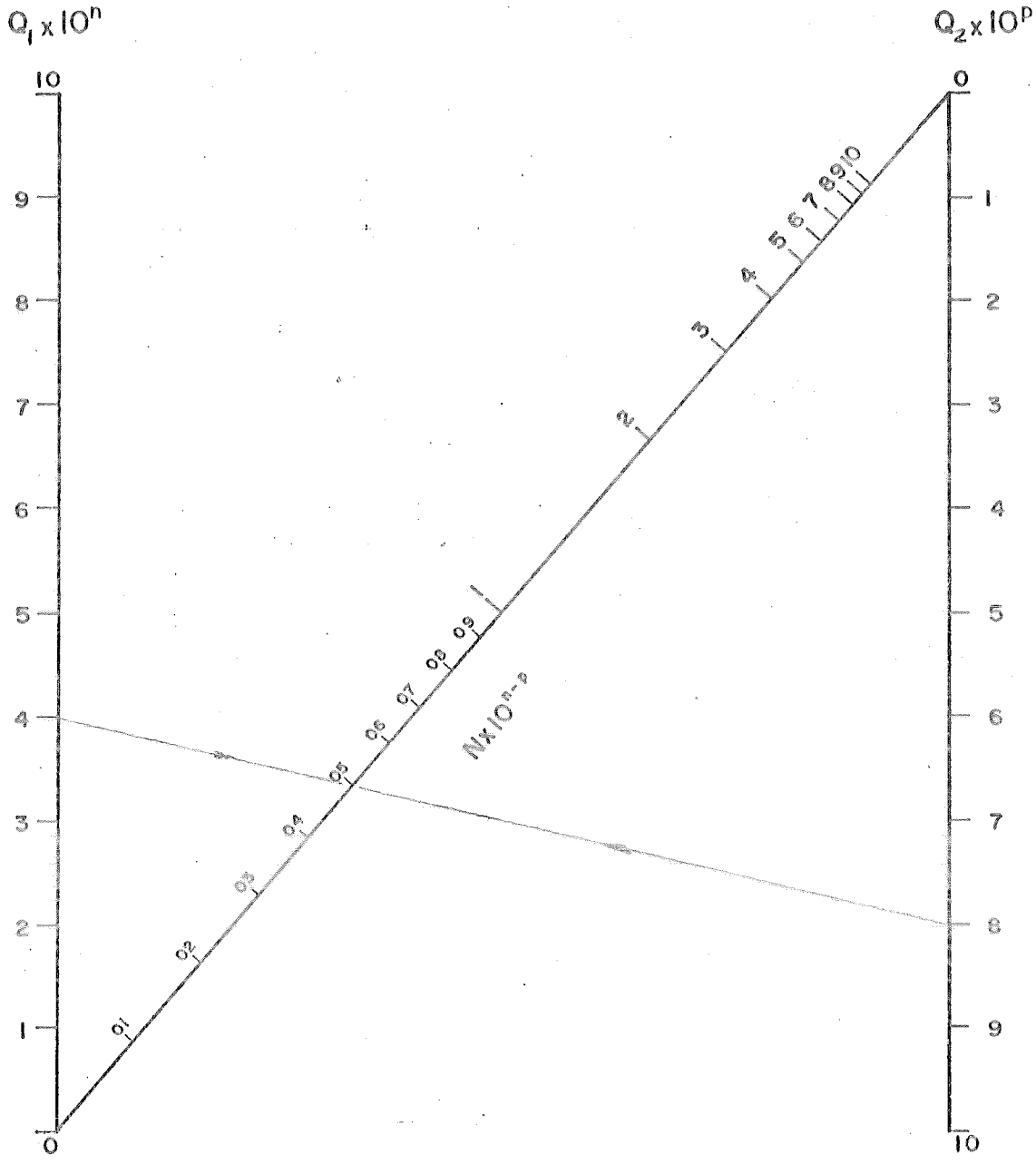
2000 m/min = V

$\Downarrow$

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

FIGURA 2

CALCULO DE MULTICICLONES



Ex : $Q_1 = 4.10^5$ m³/min
$Q_2 = 8.10^2$ m³/min

$N = 0{,}5 \times 10^{5-2+3} = 500$ 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 que 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 decresce. 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:

$$D_{Pc} = \sqrt{\frac{9\,\mu\,b_e(D)}{2Ne\;Ve\;(\rho_p - \rho_g)\,\pi}}$$

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

μ = Viscosidade do gás (g/seg-cm)

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

Ne = Número efetivo de voltas

Ve = Velocidade de entrada (cm/seg)

ρ_p = Densidade da partícula (g/cm^3)

ρ_g = Densidade do gás (g/cm^3)

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

ηi 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, $D_{Pc} = \sqrt{\frac{9\mu\ b(D)}{2Ne\ Ve(\rho_p - \rho_g)\ \pi}}$

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

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

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 CENTRÍFUGOS

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

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

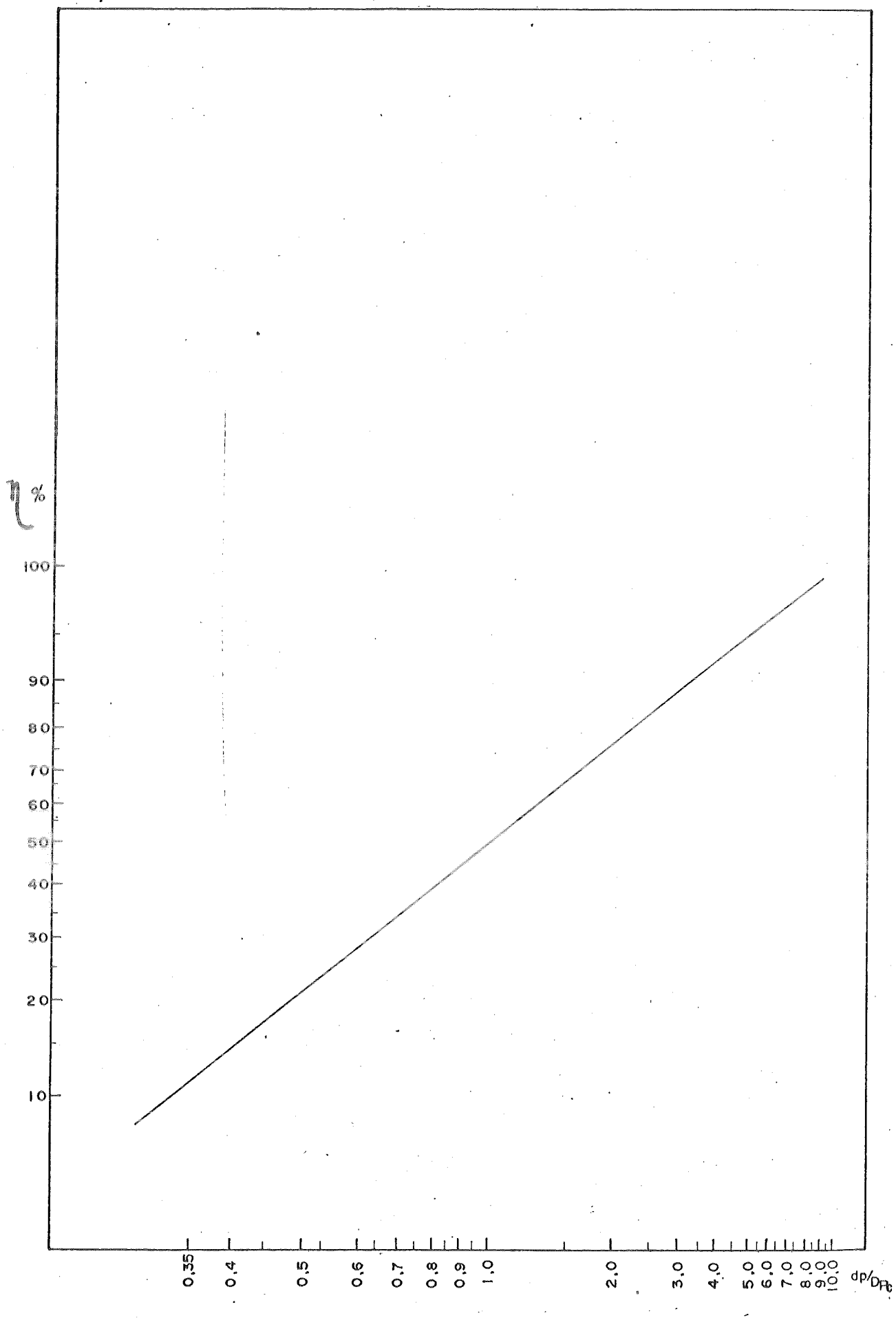


FIGURA 4 - Eficiência de Coleta Versus d_p/D_{pc}

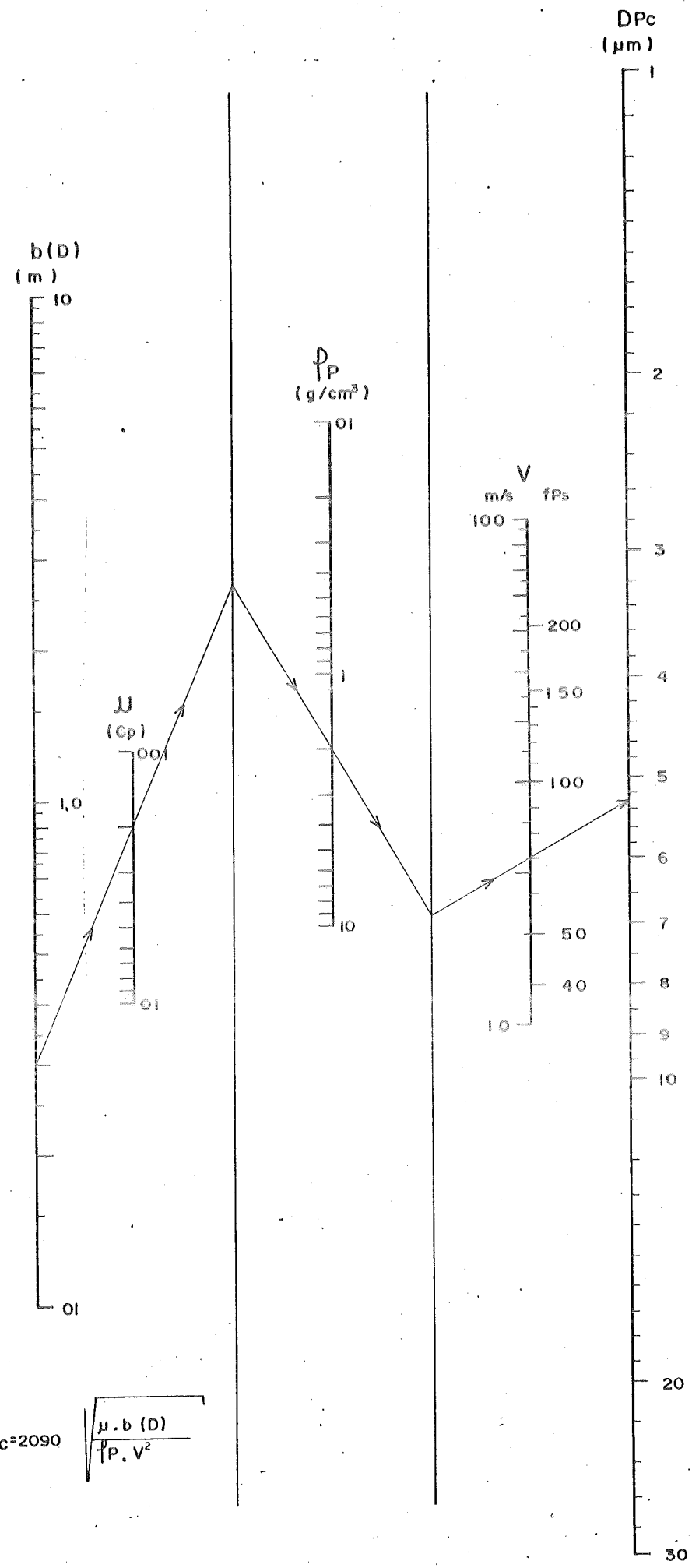


FIGURA 5 - Cálculo de Diâmetro de Corte

TABELA 2 - Eficiência global de coleta para ciclones

faixa$_i$	distribuição dos tamanhos das partículas d_p	d_{pi}	ω_i	D_{Pc} $(\mu, V, b(D), \rho_p)$ (Fig. 5)	$(d_{pi}/D_{Pc}) \times \eta_i$ (Fig. 4)	$\eta_G = \sum_{i=1}^{n} \omega_i \eta_i$
1	a ⊣ b	$\frac{a+b}{2}$	ω_1	D_{Pc}	η_1	$\omega_1 \times \eta_1$
2	b ⊣ c	$\frac{b+c}{2}$	ω_2		η_2	$\omega_2 \times \eta_2$
3	c ⊣ d	$\frac{c+d}{2}$	ω_3		η_3	$\omega_3 \times \eta_3$
4	d ⊣ e	$\frac{d+e}{2}$	ω_4		η_4	$\omega_4 \times \eta_4$
⋮	⋮	⋮	⋮		⋮	⋮
n	> j	j	ω_j		η_j	$\omega_j \times \eta_j$
						$\Sigma = \eta_G$

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

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

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

onde: Q = vazão ($pé^3/min$)

K_b = constante avaliada experimentalmente

P_e = pressão de entrada (atm)

T_e = temperatura do gás na entrada (°R)

ρ_g = densidade do gás ($lb/pé^3$)

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:

$$\Delta p = F.VP$$

onde: Δp = perda de pressão em polegadas CA

F = parâmetro admensional = $\frac{K\ ab}{Ds^2}$, 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 ábaco 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 ciclonico, repousa basicamente no custo total da energia consumida para movimentação dos gases através do sistema coletor.

Este custo pode ser estimado através da equação:

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

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

T = tempo total de operação (h)

$T_{max.}$ = 8760 h = 1 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$.

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

CALCULO DE PERDA DE CARGA EM CICLONES

$\Delta P = F.VP$

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

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

$K = 13$

$ab = 0{,}1\ D^2$

$D_S = 0{,}5$

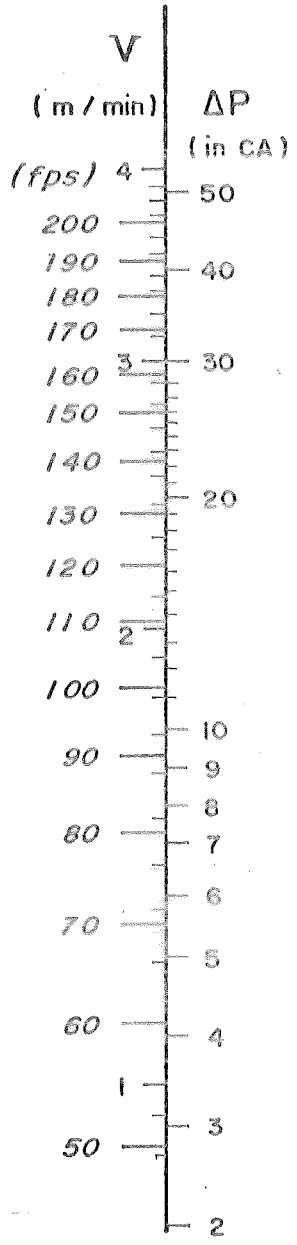


FIGURA 6

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.

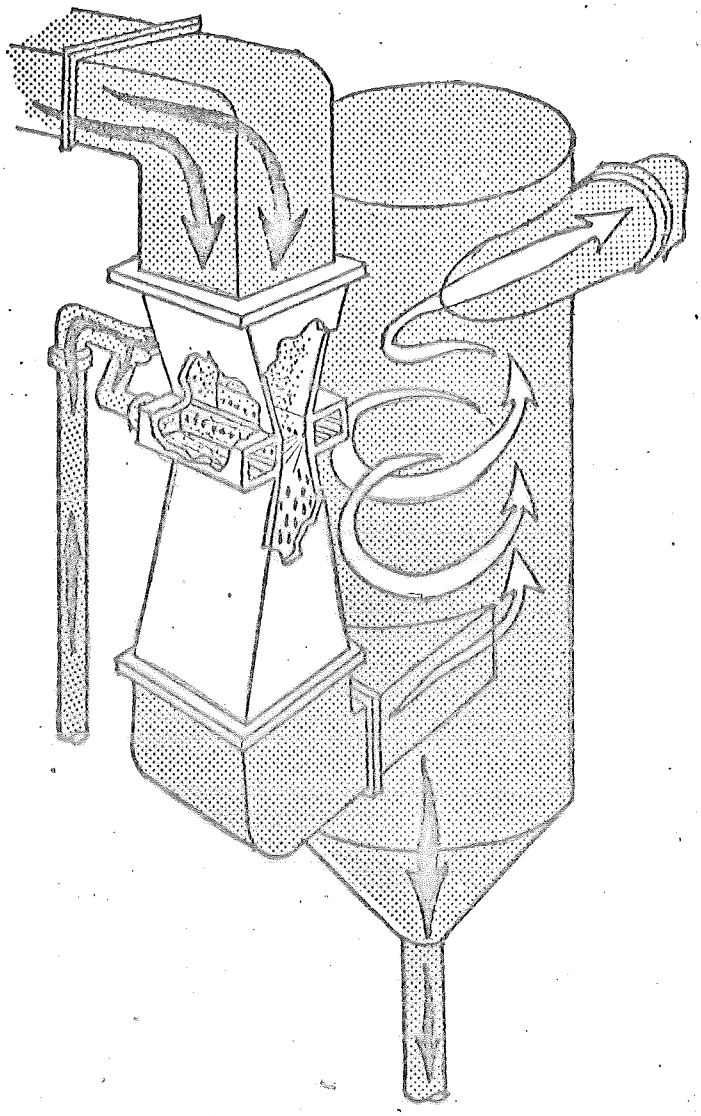
c) Condensação - se um gás é resfriado abaixo do seu ponto de orvalho passando por um coletor úmido, ocorre condensação da umidade, e as partículas agem como núcleos de condensação. Este aumento efetivo no tamanho da partícula torna a captação mais fácil. A condensação é um mecanismo importante somente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



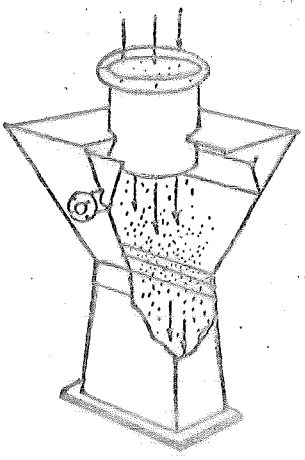
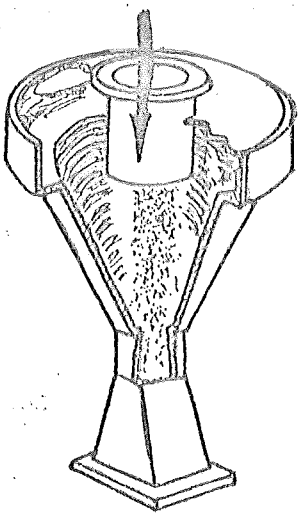


Fig 7 Lavador venturi com eliminador de gotas.



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

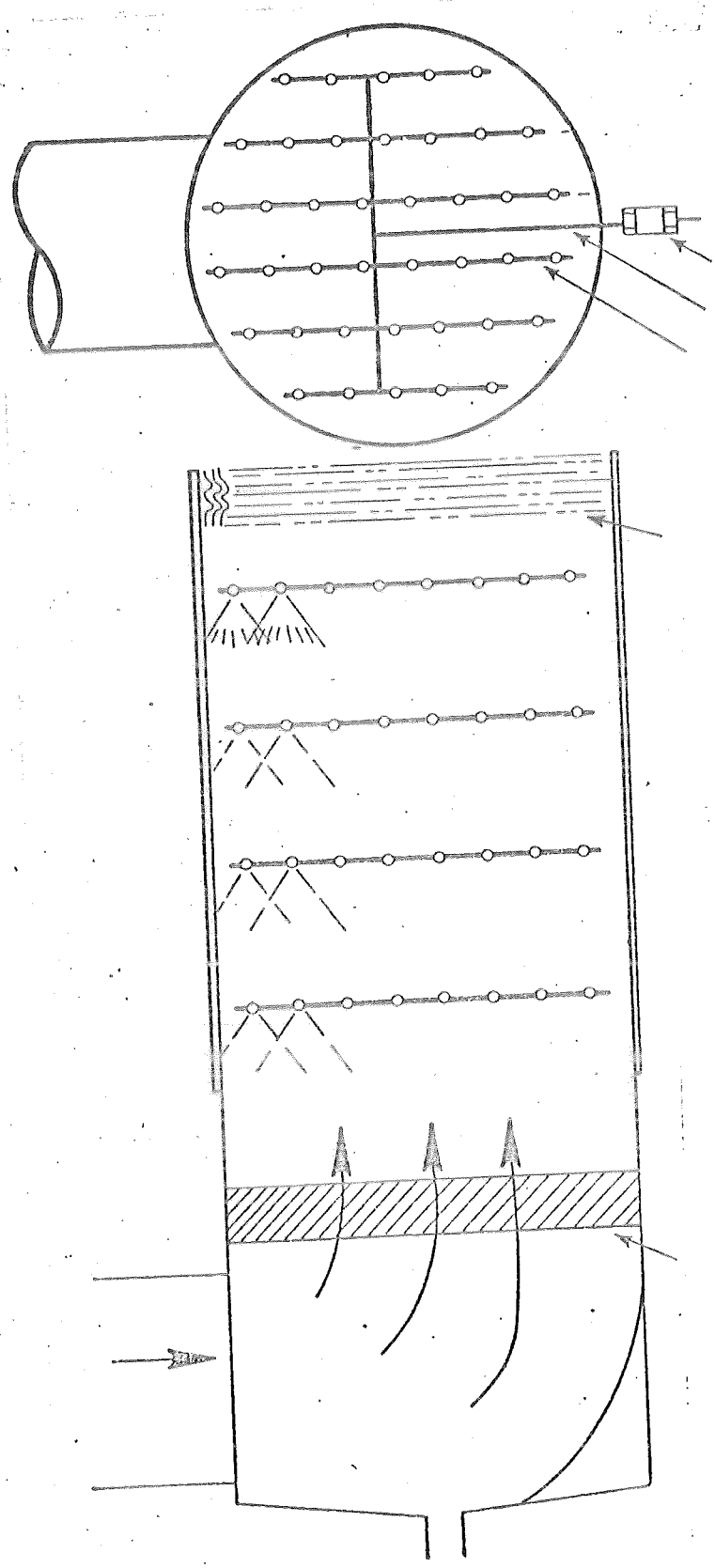


Fig. 8 - Torre de Spray

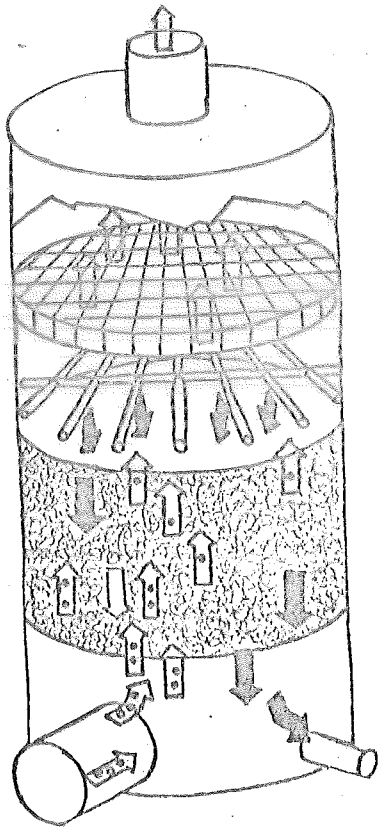


Fig. 8a - Torre de Recheio

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

As câmaras de borrifo 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 escoa 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 venturis de alta velocidade. Nos sistemas de alta pressão, são usadas pressões de 300 lb/in^2 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 secções 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

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

cia de contato, não estando nela incluidas 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 admensional, 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 1 - 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, independente do tipo do lavador. Esta relação é expressa por:

$N_t = \alpha . P_T^{\beta}$ onde α e β são parâmetros característicos da poeira coletada.

Alguns valores para α e β estão descritos na tabela 2.

A potência de contato, em Kw/(1000m^3/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 /(1000m^3/h), terá uma eficiência de coleta de:

$$N_t = \alpha \, P_T^{\beta} \quad \text{sendo } \alpha = 1,26 \text{ e } \beta = 0569$$

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

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

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

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

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 tamperatura dos gases a serem tratados.

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

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

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

V = Capacidade volumétrica do lavador (m^3/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 (m^3/h).

C_L = Custo do m^3 de líquido em Cr$/$m^3$.

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 onde o gás contaminado atravessa unidirecionalmente um tecido de maneira tal que as partículas de poeira fiquem retidas e o gás limpo saia para a atmosfera.

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

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

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 considerar 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 depositar, 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 - diferenciais 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 particu

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
Cálcário	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, $\Delta p = \Delta po + \Delta pd$ onde

$\Delta po = Ko V_f$

Sendo Ko - fator básico de resistência do tecido, dependente 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 filtragem

O cálculo de Δpd é dado pela equação:

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

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 filtragem

V_f - velocidade de filtragem

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

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

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.

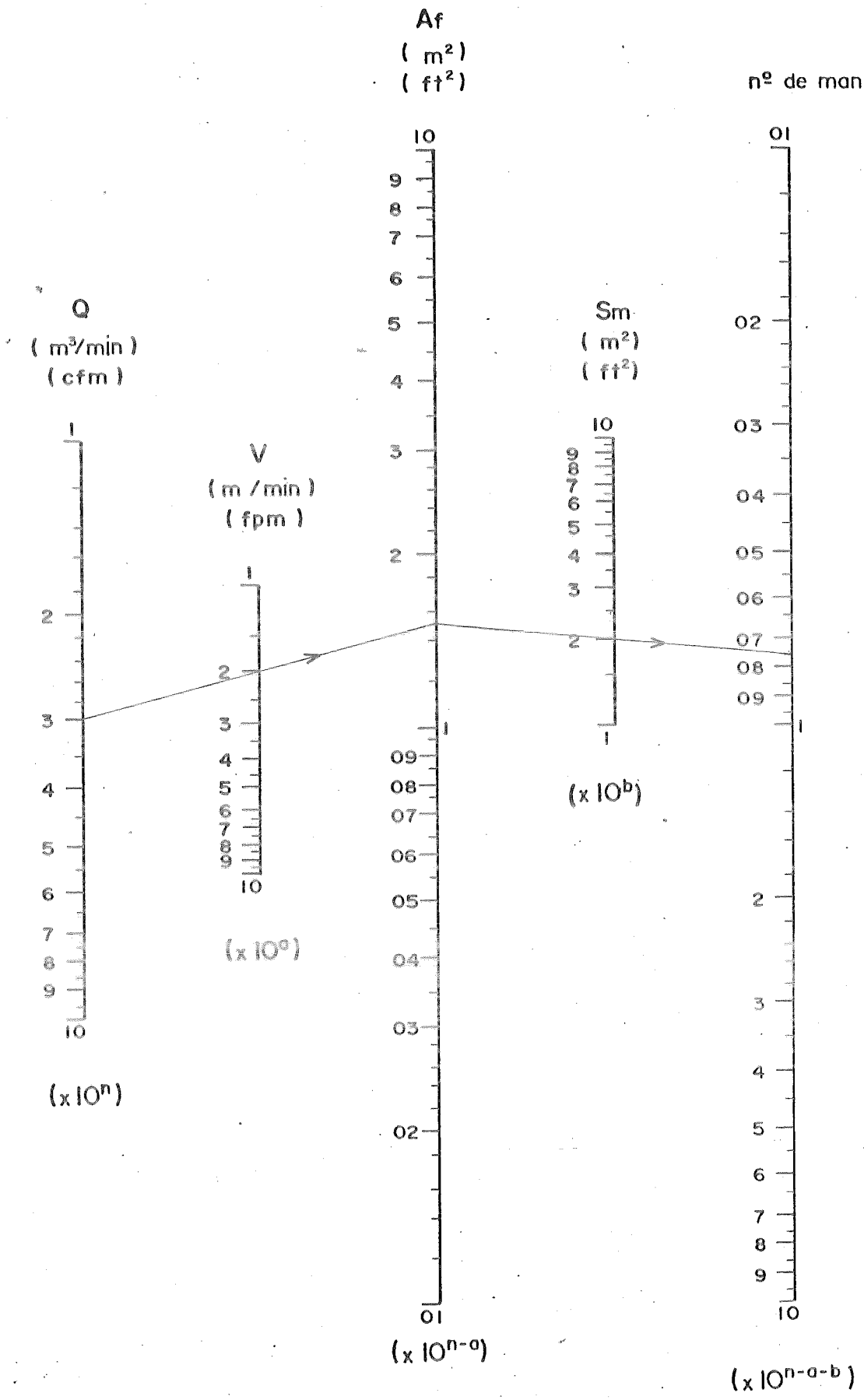


FIGURA 9 - Dimensionamento de Filtros de Tecido

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 terrada. 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 terrada. 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 calcárea 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 sairem da zona de interferência do eletrodo de coleta.

4.3.2.PARTÍCULAS DE ALTA RESISTIVIDADE

As partículas de alta resistividade ($> 2.10^{10}$ 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 coroma 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

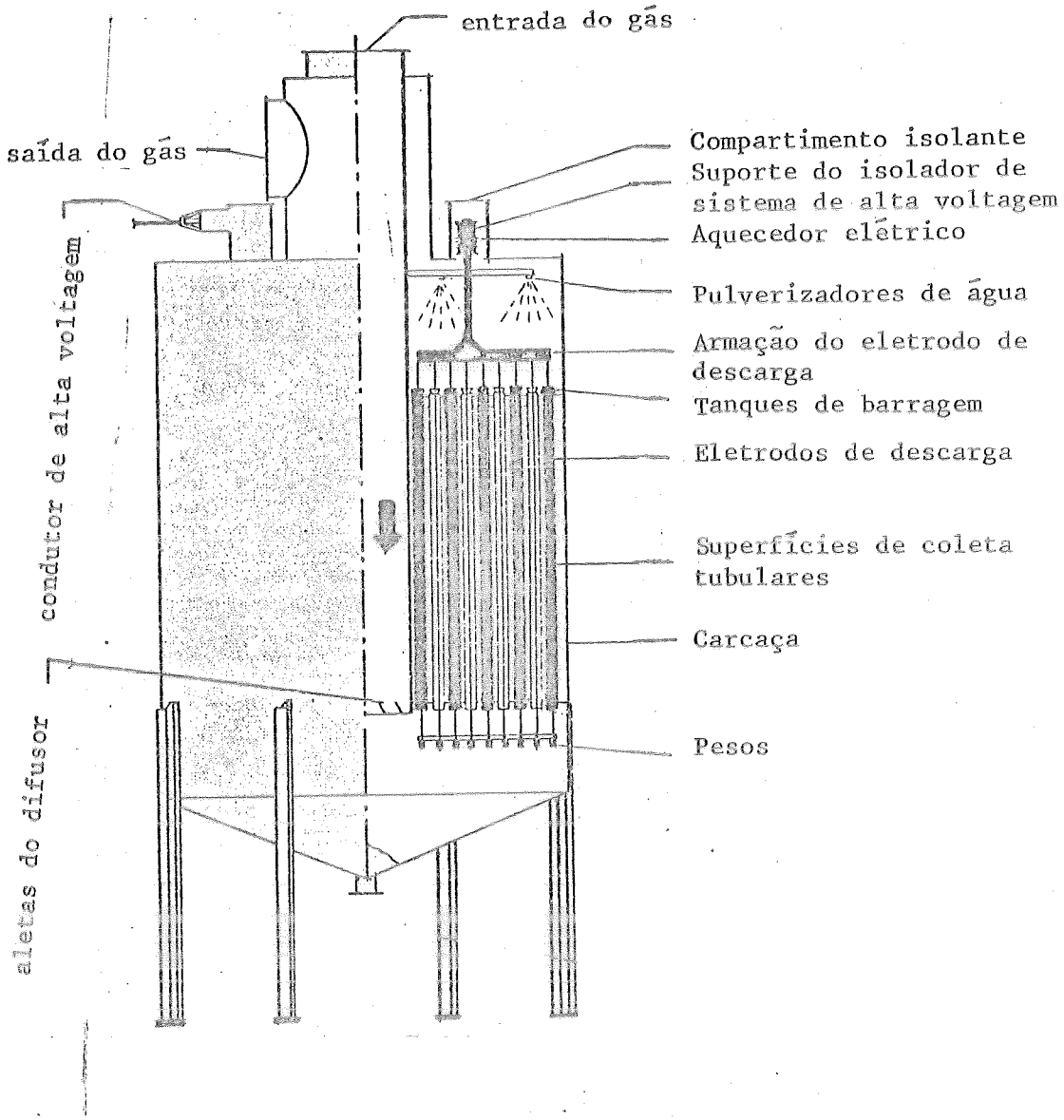
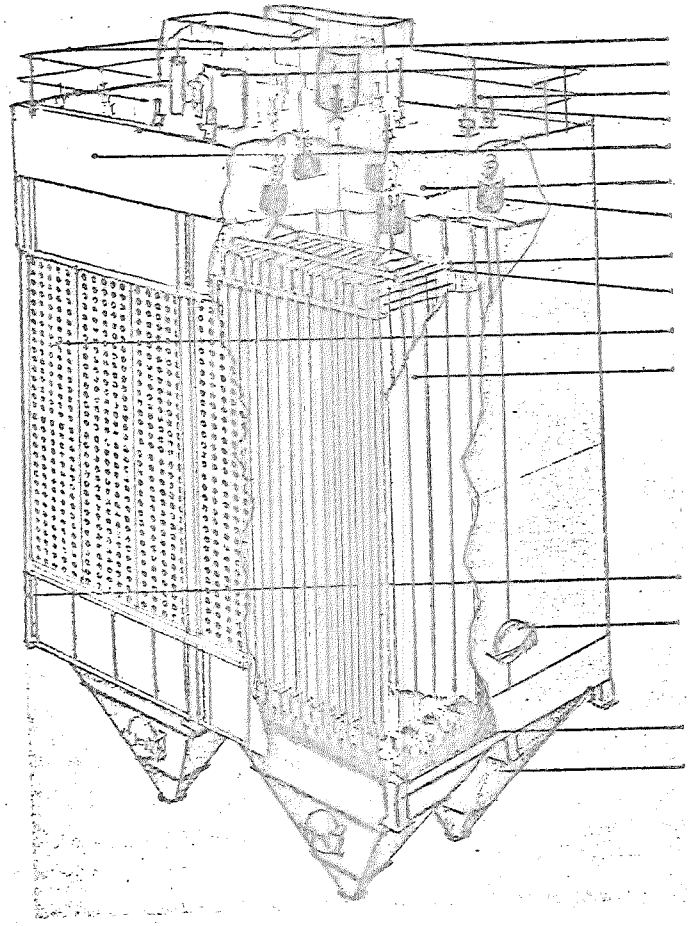


FIGURA 10 - Precipitador Eletrostático de Eletrodos Tubulares

13-1-040/1

BIBLIOTECA
CETESB - COMPANHIA DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL



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

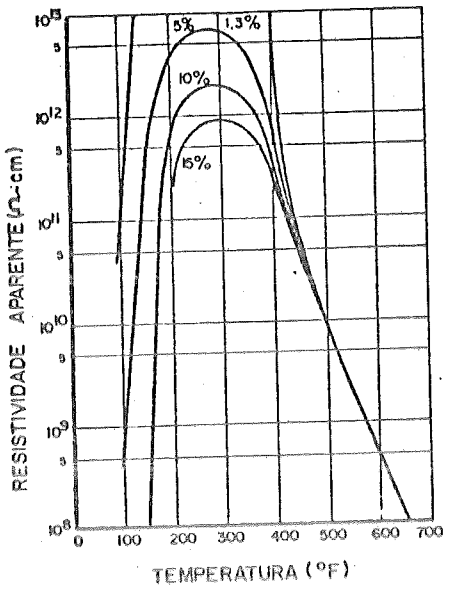


FIGURA 12 A curva representa a resistividade superficial de fumos de chumbo provenientes de uma sinterização

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:

$$\eta = 100 \ (1 - e^{-\frac{As.Wp}{Q}})$$

onde: η = eficiência do precipitador (%)
As = área superficial total de coleta (m^2)
Wp = 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 rearraste das partículas que aumenta com o aumento da velocidade do gás.

O fator Wp 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 700ºF - normal 1000ºF - alta 1300ºF - 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 (teoricamente não existe limite de tamanho da partícula a ser coletada)

. pós podem ser coletados a seco para recuperação de material valioso.

. baixa perda de pressão e temperatura

. operam continuamente e exigem pequena manutenção

. podem ser usados a altas temperaturas

. coletam névoas ácidas e partículas de alcatrão que são difíceis de coletar por outros métodos

. podem coletar materiais extremamente corrosivos 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 20μ. São comumente aplicados nas usinas termoelétricas, plantas de cimento, acierias, 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 m^3/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 recursos a serem empregados no controle da poluição, utilizando-os da maneira a mais racional.

A estimativa dos investimentos deve partir da definição dos níveis de redução de poluentes desejada, a fim de minimizar a aplicação.

Algumas medidas podem ser tomadas para reduzir as emissões, destacando-se entre elas o estudo e reformulação dos processos industriais. Contudo, em muitos 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 econômicos.

Uma análise técnica é necessária em cada caso, baseando-se nas fases do processo de produção, tipos de carga, potência elétrica aplicada, duração e intensidade 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 processos industriais, disponíveis no mercado são: precipitadores eletrostáticos, lavadores, filtros de tecido e ciclones.

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 desvantagens 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.)

- Peças 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)

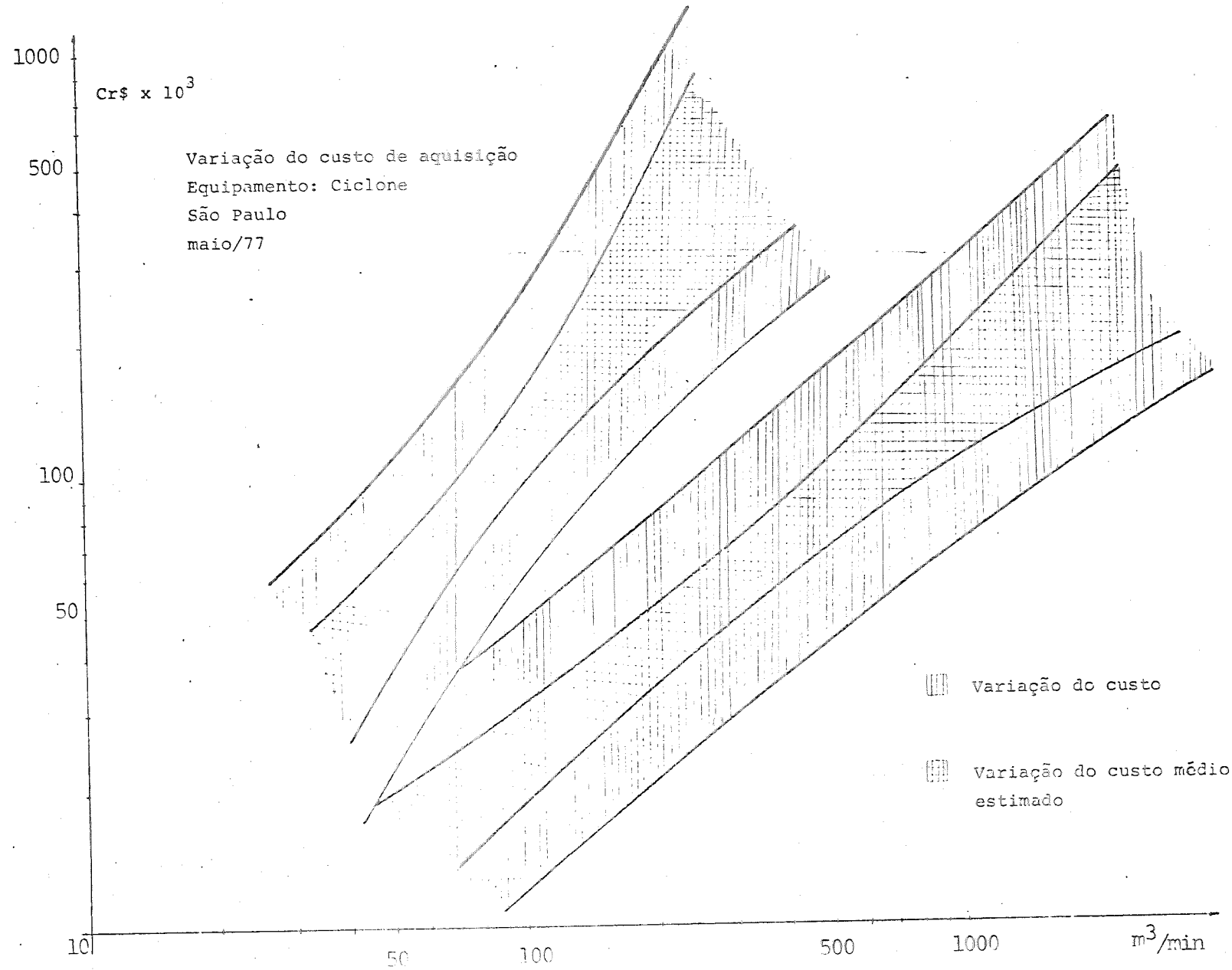
Através do estudo sobre custos de equipamentos, efetuado em São Paulo em fins de 1976, pode-se estimar um custo médio para cada tipo de aparelho. Os custos apresentados para os equipamentos de controle, foram reajustados de acordo com o Índice Geral de Preços, publicado pela revista Conjuntura Econômica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

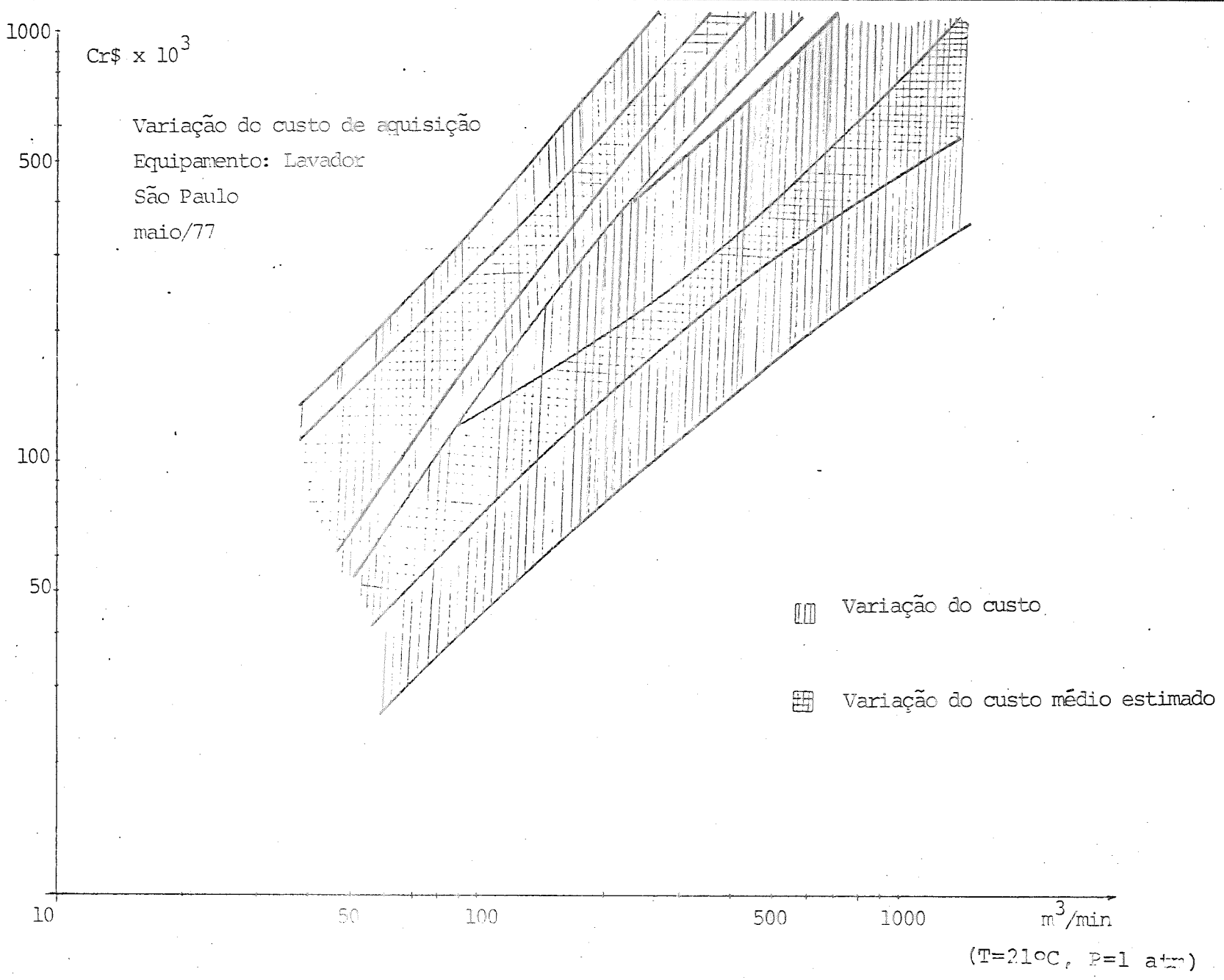
CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

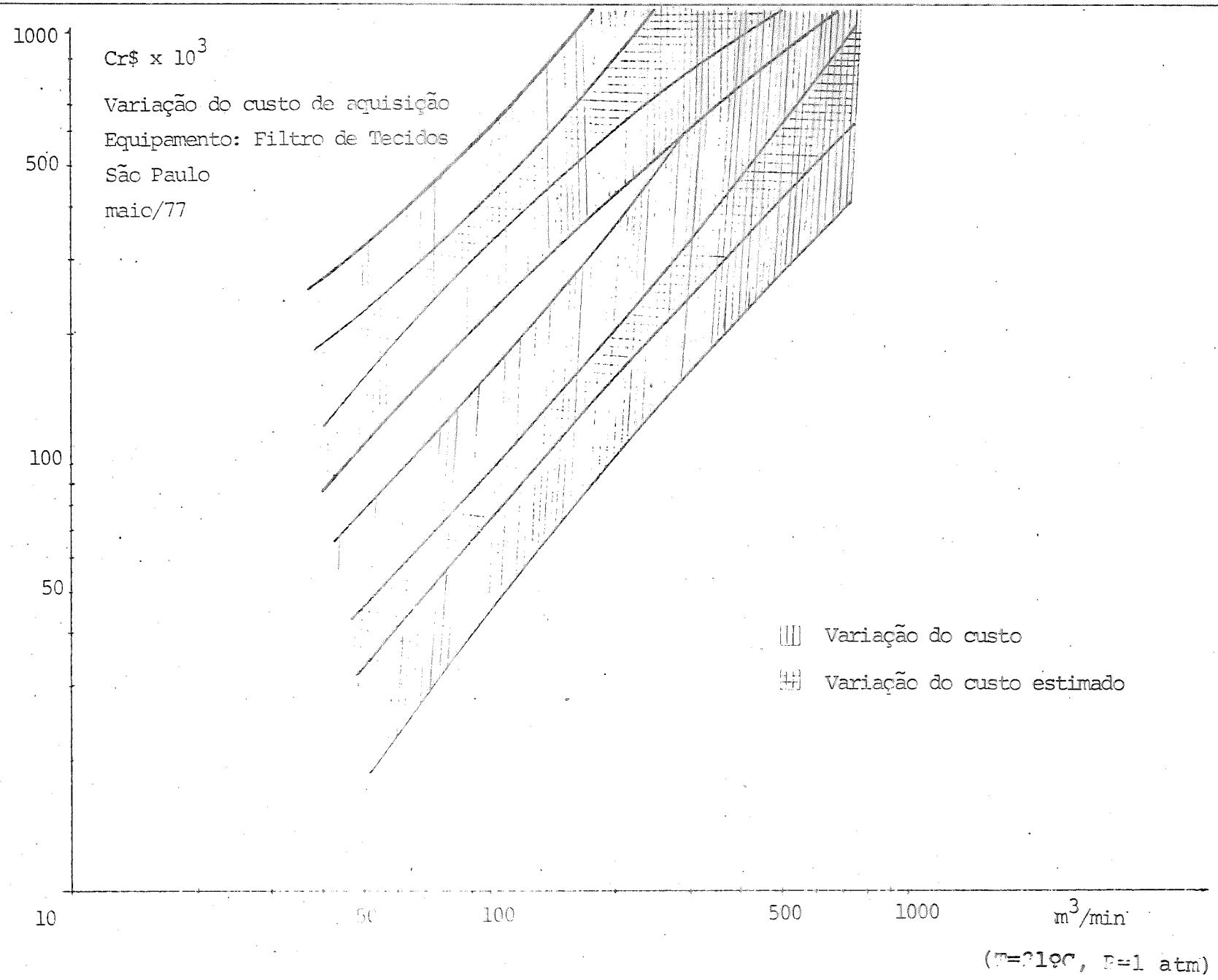
Os valores apresentados nos gráficos a seguir, foram determinados para o custo de aquisição, sendo este uma função da vazão projetada dos equipamentos.

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.


1000
500
100
50
10
Cr$ x 10^3
Variação do custo de aquisição
Equipamento: Ciclone
São Paulo
maio/77
50
100
500
1000
m^3/min
(T=21°C, P= 1 atm)
Variação do custo
Variação do custo médio estimado


1000
Cr$ x 10^3
Variação do custo de aquisição
Equipamento: Lavador
São Paulo
maio/77
500
100
50
Variação do custo
Variação do custo médio estimado
10
50
100
500
1000
m^3/min
(T=21°C, P=1 atm)


1000
500
100
50
10
Cr$ x 10^3
Variação do custo de aquisição
Equipamento: Filtro de Tecidos
São Paulo
maio/77
50
100
500
1000
m³/min
(T=21ºC, P=1 atm)
Variação do custo
Variação do custo estimado

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 definido 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:

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

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 eletrostáticos 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.

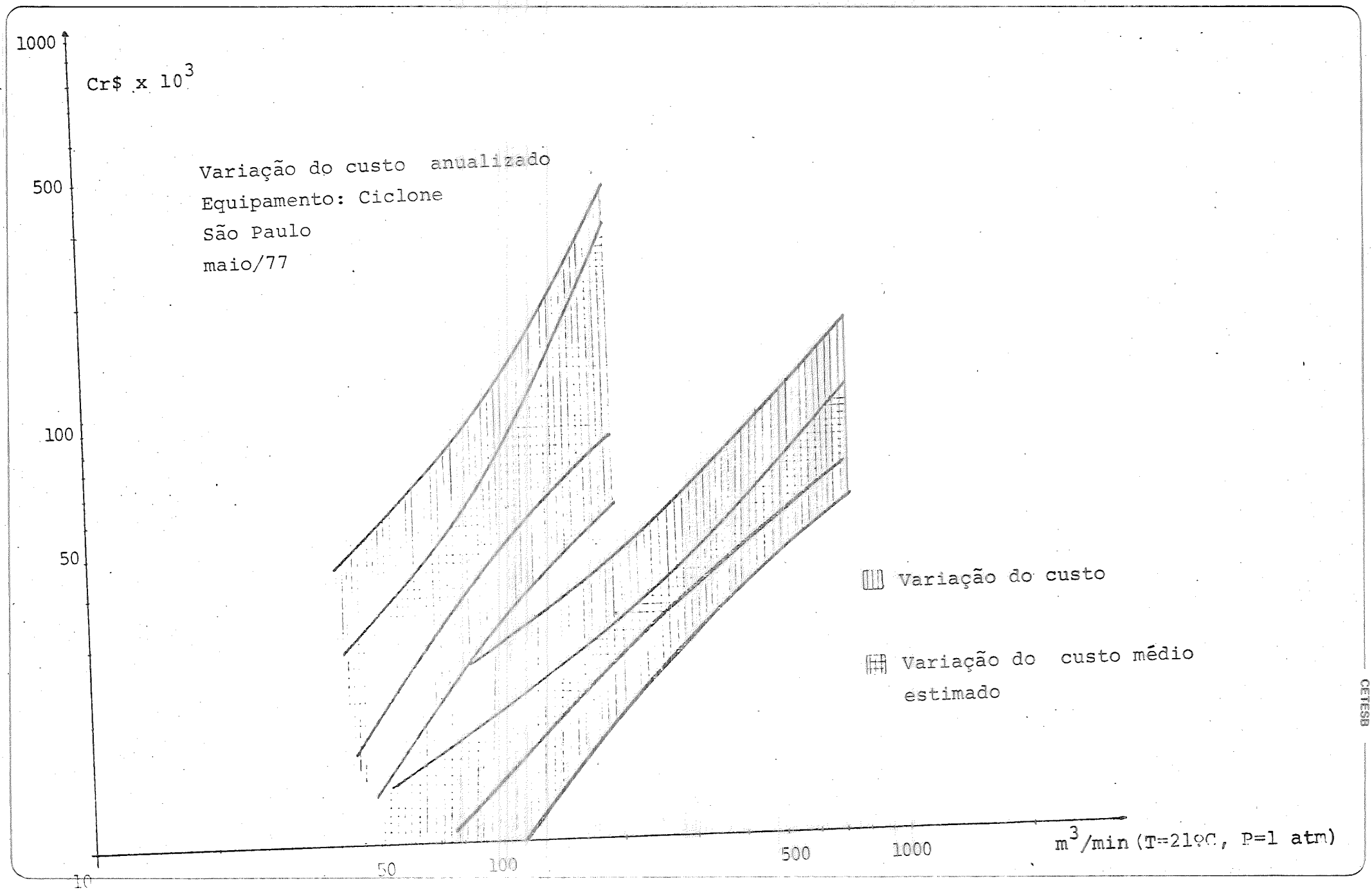
O custo de manutenção para o filtro de tecido é composto de despesas relativas à reposição de mangas danificadas, serviços nos ventiladores, mecanismo de agitação e esvaziamento dos depósitos.

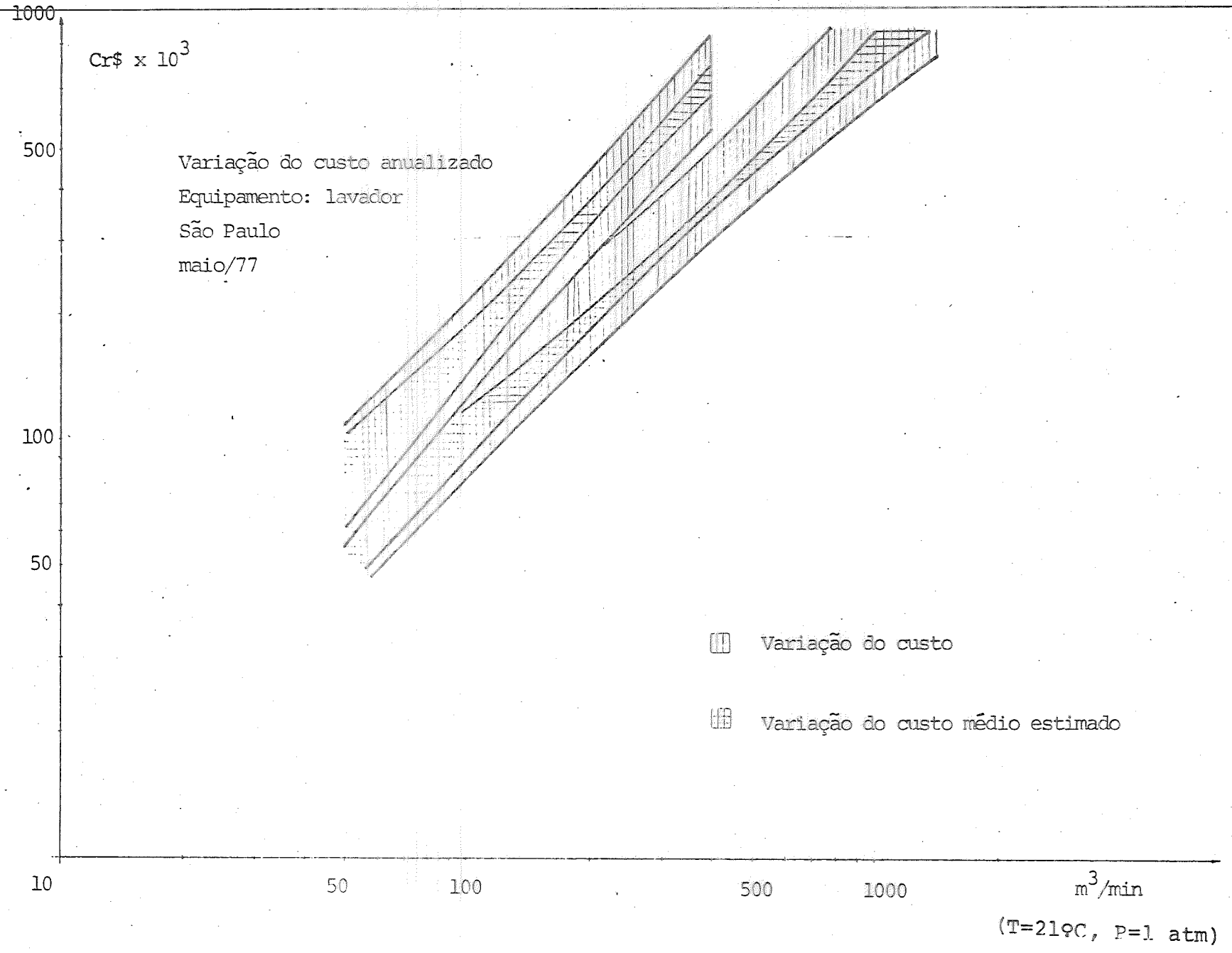
Para os lavadores o custo é relativo aos serviços no motor, ventilador e bombas, reposição de bicos ejetores, filtros e limpeza nas tubulações.

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.

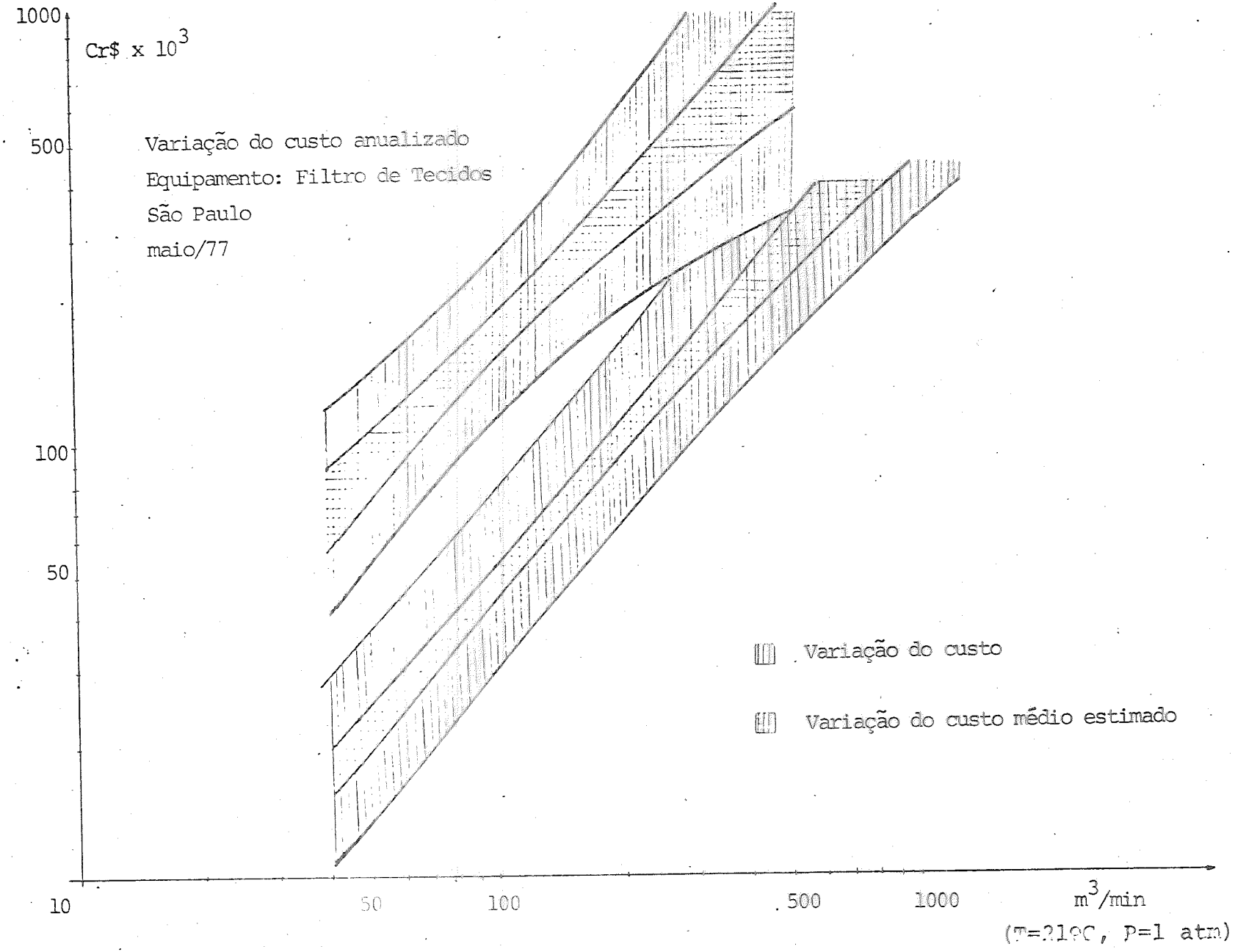

1000
Cr$ x 10^3
500
100
50
Variação do custo anualizado
Equipamento: Ciclone
São Paulo
maio/77
Variação do custo
Variação do custo médio estimado
10
50
100
500
1000
m^3/min (T=21°C, P=1 atm)



Variação do custo anualizado
Equipamento: lavador
São Paulo
maio/77

Variação do custo

Variação do custo médio estimado


1000
Cr$ x 10^3
500
100
50
10
50
100
500
1000
m^3/min
(T=21°C, P=1 atm)
Variação do custo anualizado
Equipamento: Filtro de Tecidos
São Paulo
maio/77
Variação do custo
Variação do custo médio estimado

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 m^3/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 despezas 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.

CETESB - CIA. DE TECNOLOGIA DE SANEAMENTO AMBIENTAL
BIBLIOTECA

REFERÊNCIAS E BIBLIOGRAFIA

01. DANIELSON, John A. Air Pollution Engineering Manual 2nd N.C., E.P.A., May 1973.

02. U.S. Environmental Protection Agency Compilation of Air Pollutant Emission Factors 2nd. N.C., January

03. Inst. & Nat. Air Pollution Control Administration Air Pollution Aspects of Brass and Bronze Smelting and Refining Industry - Nov./69 - NITS - PB 190 259

04. ARAUJO, Luiz A. Siderurgia São Paulo, Edit. FTD.

05. ANDRADE, Adelino C., COSTA Luiz C. e ESCANHOLA, J.C. Custos de Controle São Paulo, CETESB, Proj. 22/76

06. ESCANHOLA, J.C., ANDRADE, Adelino C. e FORNAZARO, A. Prazos de Projeto, Fabricação e Instalação de ECP. São Paulo, CETESB, 1977.

07. Associação Brasileira de Alumínio - Anuário Estatístico 1975/1976.

08. Associação Brasileira de Cobre - Informativo ABC nº 5 São Paulo - Novembro 1977.

09. CONSIDER Atualização dos Estudos do Mercado Brasileiro de Metais Não Ferrosos. São Paulo, 1977.

10. MINERAÇÃO TABOCA e Outros, A Política do Estanho e o Desenvolvimento Nacional. Sigesp, São Paulo 1977.

11. TECNOMETAL - Estudos e Projetos Industriais S/A Estudo Sobre o Setor de Fundição, Relatório nº 1, Mercado Nacional, Rio de Janeiro Novembro 1975.

125 pag.

Data Aquis.: 24/07/02
Indic.:
Livraria:
Preço: R$
Data Tomb.: 24/07/02

CETESB – COMPANHIA DE TECNOLOGIA
DE SANEAMENTO AMBIENTAL

BIBLIOTECA

Se este livro não for devolvido dentro do prazo regulamentar, o leitor ficará sujeito às penalidades do regulamento da biblioteca.

O prazo poderá ser prorrogado se não houver pedido para este livro.