

Alexandre Ponciano

***ESTUDO COMPARATIVO ENTRE AS CUBAS ELETROLÍTICAS DE
REDUÇÃO DE ALUMÍNIO NAS DIFERENTES AMPERAGENS
EXISTENTES NA COMPANHIA BRASILEIRA DE ALUMÍNIO***

Trabalho de Formatura apresentado ao
Departamento de Engenharia Metalúrgica
e de Materiais da E.P.U.S.P.

Orientador: Prof^{or} Erberto Francisco Gentile

DEDALUS - Acervo - EPMT



31800004105

São Paulo, 1994

ÍNDICE

| | |
|---|----|
| 1. Processo Hall-Heroult..... | 03 |
| 2. Descrição de uma Cuba Eletrolítica..... | 12 |
| 3. Situação Atual da Indústria de Alumínio Primário no Mundo..... | 21 |
| 4. Dados Obtidos na Indústria..... | 25 |
| 5. Discussão..... | 28 |
| 6. Conclusão..... | 32 |
| 7. Bibliografia..... | 33 |

1. PROCESSO HALL-HEROULT

Patenteado a pouco mais de cem anos, o processo Hall- Heroult é ainda hoje o único utilizado na produção industrial do alumínio primário. Esse processo tem por princípio a redução eletrolítica do óxido de alumínio dissolvido em um banho de sais fluoretados .

A figura 1 apresenta um diagrama esquemático do processo de redução de alumínio. A alumina é transportada à cuba eletrolítica, onde é reduzida a alumínio e oxigênio. Este processo de redução ocorre em cubas de eletrólise retangulares feitas de aço e revestidas com carbono, que é o catodo no processo de eletrólise. O anodo também feito de carbono, é colocado na parte superior da cuba.

A criolita, um sal duplo de fluoreto de sódio e alumínio (Na_3AlF_6) serve como eletrólito e solvente para a alumina. Esta é adicionada à cuba dissolvendo-se na criolita fundida. As cubas são aquecidas e operadas a uma temperatura de 950 a 980°C, sendo que o calor é gerado pela resistência elétrica entre os eletrodos. Durante o processo de redução, os íons que contém alumínio migram para o catodo onde são reduzidos a alumínio metálico. Devido à sua maior massa específica, o alumínio metálico líquido produzido deposita-se como metal fundido, abaixo da camada de banho eletrolítico. O alumínio líquido é extraído periodicamente por sifonamento, sendo levado para operação posterior nos fornos de fundição. Os íons oxigênio, também produzidos na redução da alumina, reagem com o carbono do anodo, formando dióxido de carbono e monóxido de carbono.

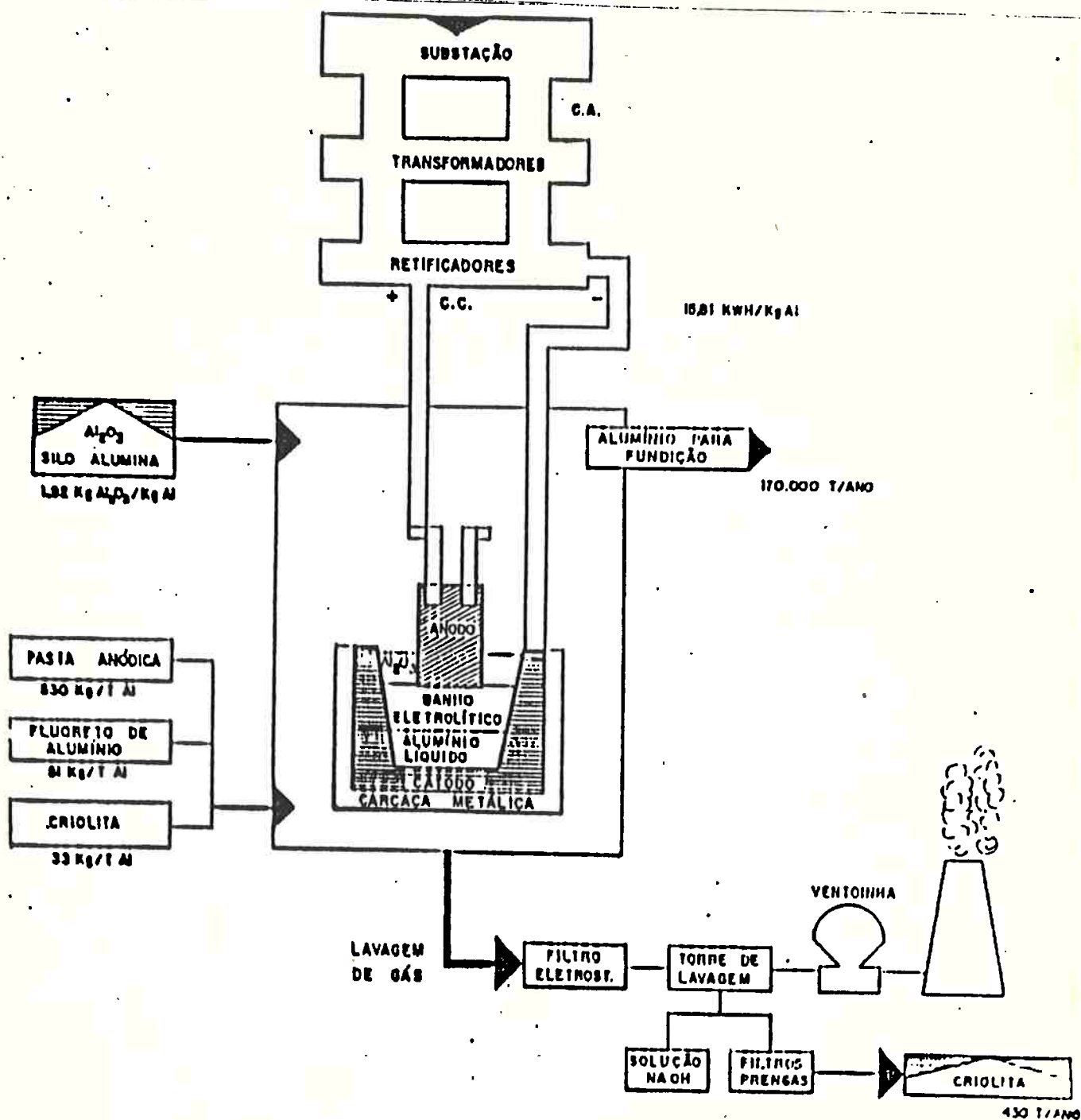
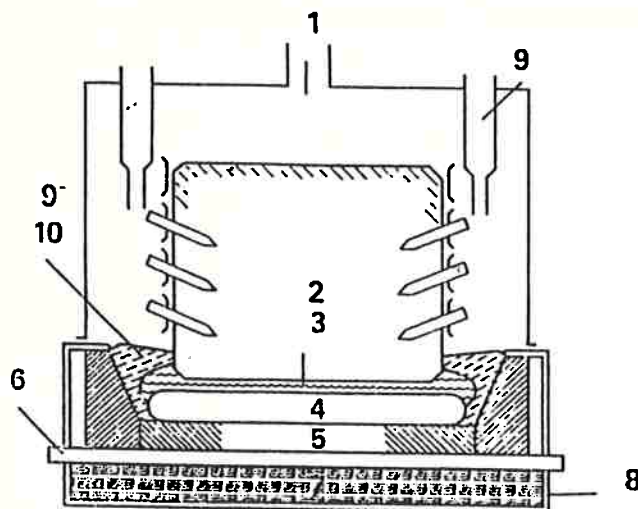


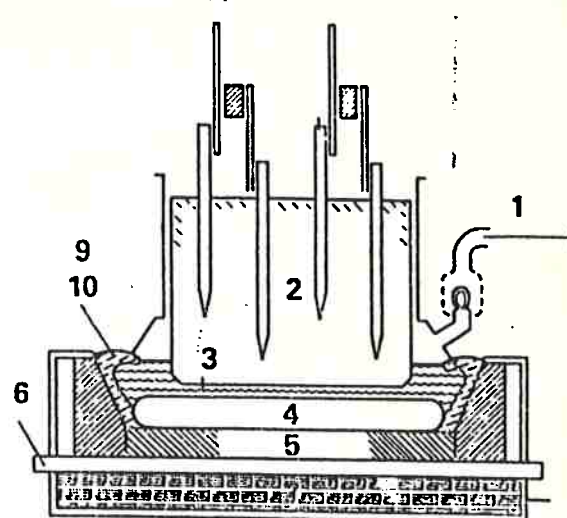
FIGURA 1

Na figura 2, são apresentados diagramas esquemáticos dos quatro tipos de cubas de eletrólise, usados na produção de alumínio:

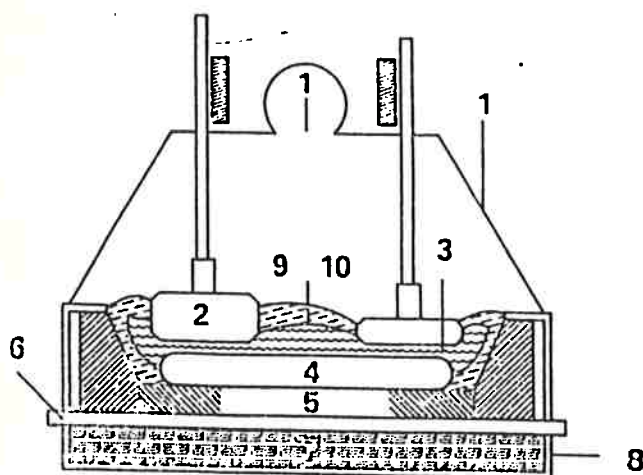
- HSS - Söderberg com pino horizontal
- VSS - Söderberg com pino vertical
- SWPB - pré-cozido trabalhado lateralmente
- CWPB - pré-cozido trabalhado no centro.



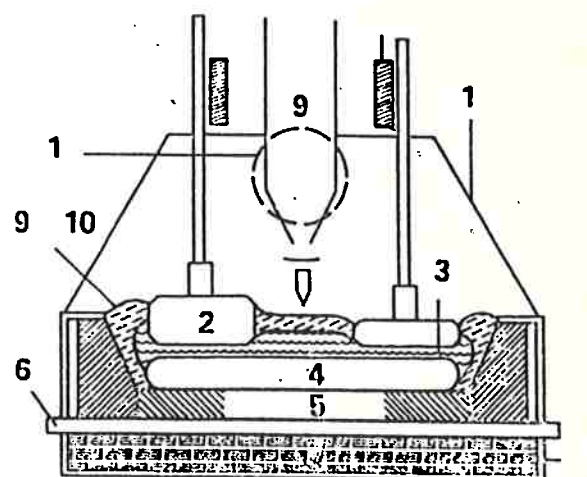
Soderberg pino horizontal



Soderberg pino vertical



Pré-cozido trabalhado lateralmente



Pré-cozido trabalhado no centro

- (1) Coletor das emissões
- (2) Anodo de carbono
- (3) Banho de criolita fundida
- (4) Alumínio líquido
- (5) Blocos catódicos de carbono

- (6) Barras catódicas
- (7) Isolamento refratário
- (8) Carcaça de aço
- (9) Alumina
- (10) Crosta - Banho solidificado

FIGURA 2

Alumina e criolita são adicionados periodicamente as cubas para repor material removido durante a operação. Além da criolita e da alumina, são usados alguns aditivos no banho eletrolítico para otimizar as condições de operação da cuba. O fluoreto de alumínio é adicionado para modificar a relação entre os fluoretos de sódio e de alumínio no banho. Com o abaixamento desta relação aumenta a eficiência de corrente e diminui o ponto de fusão do banho, permitindo a operação da cuba em temperaturas mais baixas. O fluoreto de cálcio e sais de lítio e magnésio são outros aditivos utilizados no banho com funções semelhantes.

A figura 3 mostra o fluxograma básico de uma sala de redução eletrolítica de alumínio em cubas de anodo Söderberg. A energia elétrica chega sob a forma de corrente alternada passando por retificadores que introduzem corrente contínua nas salas. A corrente chega aos fornos através de barramentos de alumínio, passando para o interior dos mesmos através das pontas anódicas. A corrente então passa pelo anodo atingindo o banho criolítico onde ocorrerá a eletrólise. Em seguida a corrente atravessa o banho metálico, os blocos catódicos sendo então captada pelas barras coletoras situadas no fundo do forno. A corrente passa então aos condutores dispostos paralelamente ao forno sendo levada para o próximo forno da série.

A figura 4 mostra a seção transversal de um forno de anodo Söderberg.

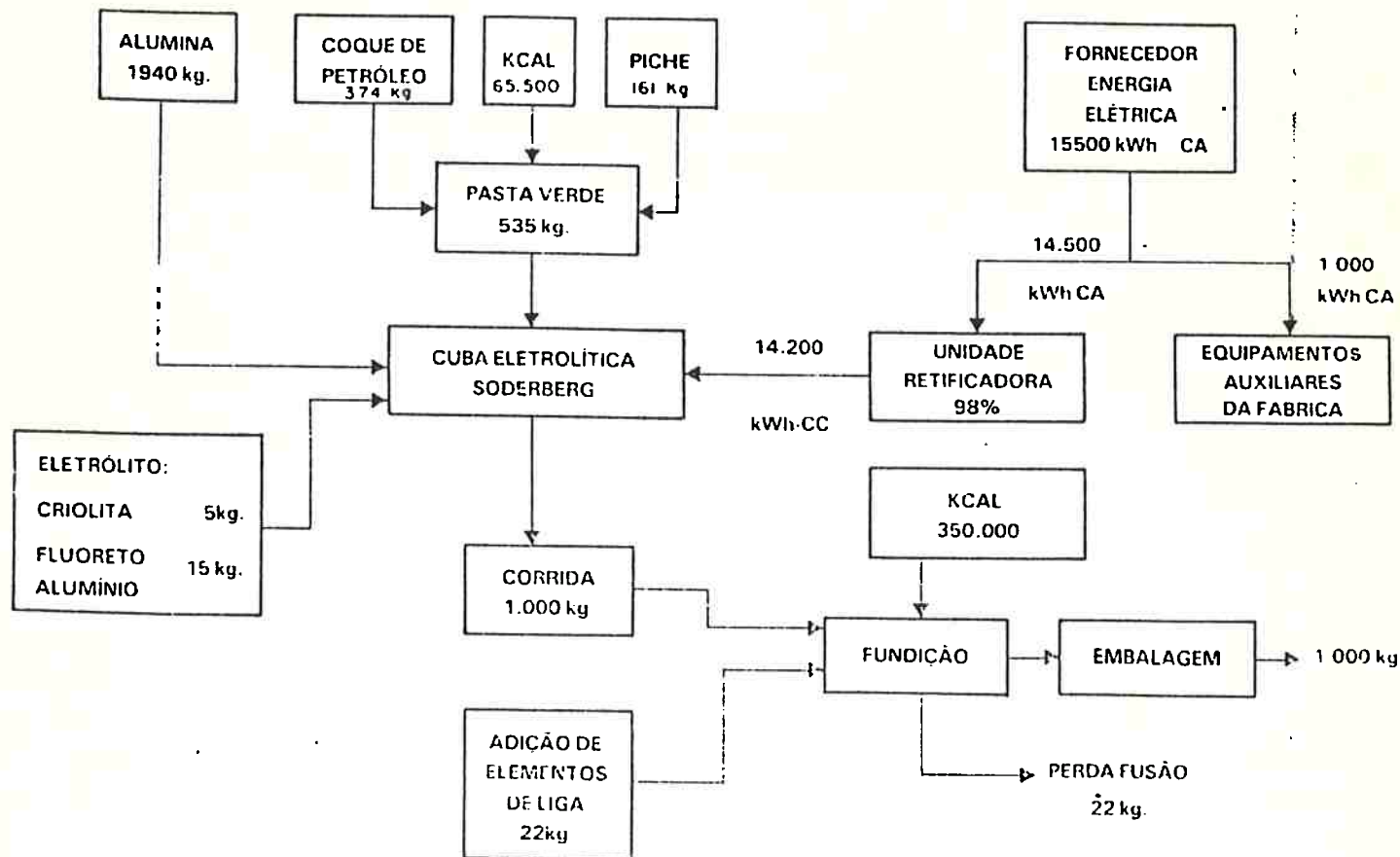


FIGURA 3

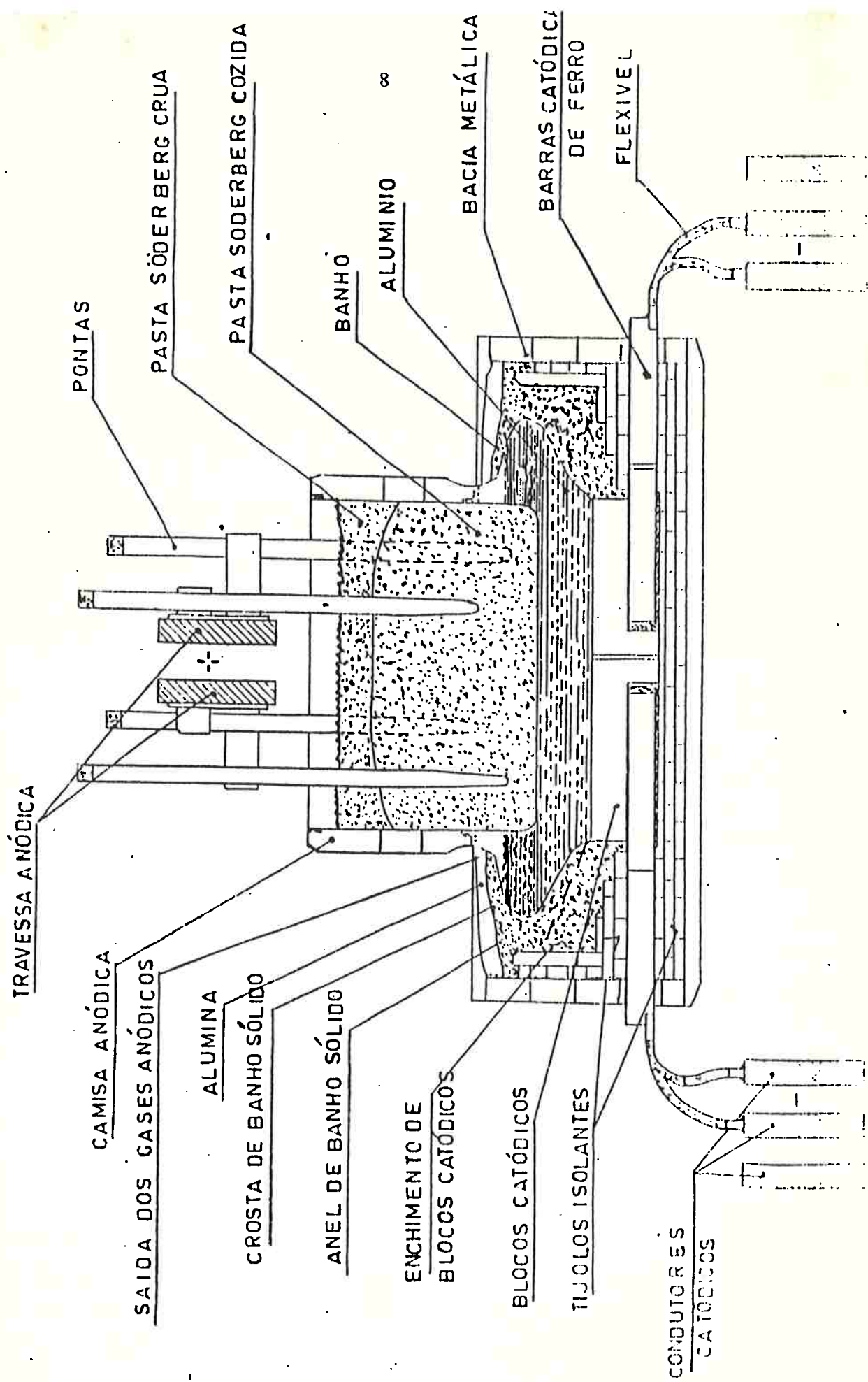


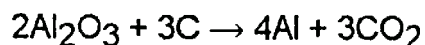
FIGURA 4

Mecanismo da eletrólise

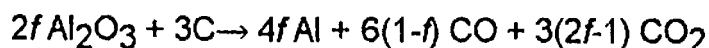
Ainda hoje, a explicação exata do mecanismo de eletrólise existente nos fornos de redução de alumínio não é bem conhecida. Tenta-se no entanto explicá-lo através dos fenômenos observados.

A eletrólise é regida pela lei de Faraday, nela 96.500 Coulomb depositam no catodo um equivalente-grama de alumínio, ou seja, 9 gramas de metal. Porém a quantidade de metal depositada será menor uma vez que sempre ocorrerão perdas energéticas no processo. A relação entre a quantidade de metal reduzida por um Faraday e a quantidade teórica que deveria ser reduzida nos introduz o conceito de eficiência de corrente.

No banho em fusão, algumas moléculas dissociam-se em íons. Quando estas chegam respectivamente ao anodo e ao catodo, ocorrem reações secundárias. A reação global que traduz este fenômeno é mostrada abaixo:



No entanto, uma parte do alumínio catódico solubiliza-se no banho de maneira a se reoxidar através do contato com CO_2 anódico. Essa reoxidação é a maior causa da redução no rendimento energético do processo. A reação abaixo representa um pouco melhor a realidade:



Esta reação explica a composição dos gases anódicos, a eficiência de corrente inferior a um e o consumo de alumina por tonelada de alumínio produzido, ou seja, 1890 kg/t que traduz a relação entre os pesos moleculares.

Por outro lado, leva a um consumo de carbono de $333/f$ kg/t, inferior ao consumo real, e um consumo nulo dos produtos de flúor.

O consumo de carbono aumenta em parte devido a existência da reação de Boudouart entre o carbono do anodo e o gás carbônico: $C + CO_2 \rightleftharpoons 2CO$, cuja importância depende da carbo-oxirreatividade U do anodo e por outro lado da combustão pelo ar tanto maior quanto a oxi-reatividade V do anodo. O consumo real de carbono é portanto de $(333/f) \times (1+U+V)$ kg/t sendo $(U+V)$ da ordem de 0,06 para anodos pré-cozidos e 0,18 para anodos Söderberg.

A alumina introduzida no banho, vai sendo consumida com o tempo. Quando o teor de alumina decresce abaixo do nível de 2%, o processo eletrolítico é alterado. Nesse instante gases contendo flúor formam-se no anodo ao invés de CO_2 e não se desprendem, constituindo uma fina película isolante de gás. Nesse momento a tensão na cuba sobe bruscamente a 30-50V. É necessária então a introdução de alumina com agitação para que o processo normal recomece. Esse é o chamado efeito anódico o qual é responsável pelo consumo dos produtos de flúor.

Fica claro que os fatores mais importantes relacionados aos custos do processo são a eficiência de corrente, o rendimento de energia e o consumo de carbono do anodo.

Para obter-se uma boa eficiência de corrente a experiência mostra que a temperatura de trabalho do forno deve ser baixa, a distância interpolar não deve ser muito pequena e a agitação do banho metálico deve ser mínima. Para melhorar o rendimento de energia é necessário diminuir a voltagem dos fornos e aumentar a eficiência de corrente. A voltagem total da cuba pode ser dividida a grosso modo em três partes: tensão efetiva para eletrólise; queda de tensão

devida ao anodo, catodo, condutores e contatos; queda de tensão devido ao banho. Para diminuir o consumo de carbono é necessária uma carbo-oxirreatividade mínima (tendência do carbono do anodo a se oxidar) e obter uma eficiência de corrente elevada.

Vemos assim que é necessário a manutenção de um rendimento de energia conveniente, através da obtenção de baixas voltagens e também de uma distância interpolar(distância entre o fundo do bloco anódico e o alumínio metálico) adequada já que a mesma pode atuar no sentido de diminuir os rendimentos de energia do processo, por facilitar a reoxidação do metal já reduzido.

2.DESCRICÃO DE UMA CUBA ELETROLÍTICA (HSS)

As cubas de redução são compostas basicamente por duas partes fundamentais, o anodo e o catodo tendo o banho criolítico como interface, os quais são subdivididos conforme descrito abaixo:

1- Anodo : - Cruzeiro ou travessa anódica

- Pontas anódicas
- Camisa anódica
- Bloco anódico

2- Banho criolítico

3- Catodo : - Metal

- Bacia metálica
- Blocos catódicos
- Barras catódicas
- Condutores

Cruzeiro ou travessa anódica

São barramentos condutores feitos de alumínio. A corrente elétrica vinda dos retificadores é introduzida nas salas através desses barramentos que dispostos em pares e longitudinalmente sobre as as cubas , possibilitam a introdução de corrente elétrica nas mesmas.

As altas amperagens necessárias à indústria do alumínio exigem condutores robustos o que explica a grande secção dos feixes de placas condutoras. Além disso, essas altas amperagens criam grandes campos magnéticos ao redor das cubas, gerando problemas de agitação das partes fundidas do forno o que é

extremamente prejudicial ao rendimento energético. Esse problema será discutido mais detalhadamente no decorrer do trabalho.

Pontas anódicas

Têm a função de introduzir corrente elétrica no bloco anódico, sendo fixas à travessa anódica. Além disso sustentam fisicamente o bloco anódico. Nas salas fornos de 120 kA da Companhia Brasileira de Alumínio(CBA), existem 58 pontas anódicas em cada forno. Essas 58 pontas distribuem-se em 4 carreiras (seções longitudinais) do forno, a saber:

Carreira : A - 14 pontas

B - 15 pontas

C - 15 pontas

D - 15 pontas

Além disso, essas pontas são colocadas no anodo em diferentes camadas ditas estratos. Nesses fornos são 6 estratos, cada um 7cm acima do anterior. As pontas que ficam no extrato mais baixo distam aproximadamente 25cm do fundo do anodo. Essa distância é chamada de flanco , figuras 5 e 6.

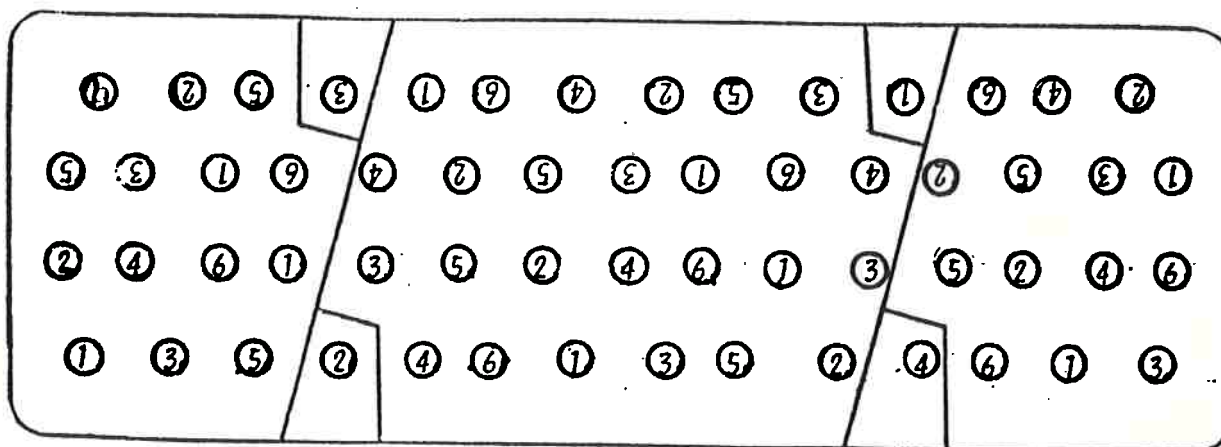


FIGURA 5

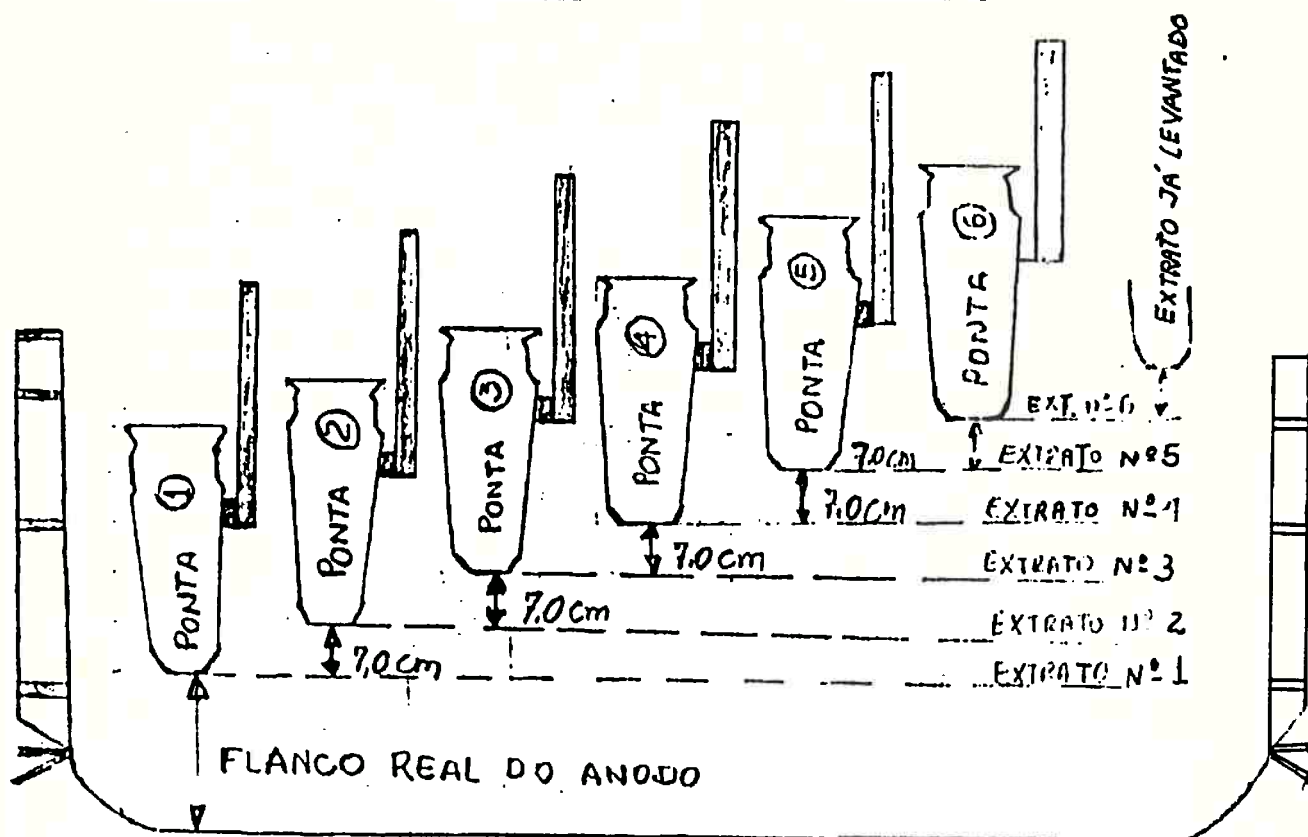


FIGURA 6

Os estratos de 1 a 4 possuem 10 pontas cada um, enquanto os estratos 5 e 6 tem 9 pontas cada um. A cada dia o bloco anodico é consumido em aproximadamente 1,5cm. A cada 5 dias as pontas do estrato mais baixo são levantadas 7cm acima do estrato que naquele instante for o mais alto.

A distribuição uniforme das pontas nos diferentes estratos pelo forno, objetiva uma distribuição de corrente uniforme pelo anodo. Experiências com 10 estratos são feitas em alguns fornos objetivando uma distribuição decorrente mais uniforme, tendo mostrado bons resultados. Porém, a implantação dessa prática gera um aumento de serviço de pessoal, devido ao aumento da frequência de levantamento de pontas.

Camisa anódica

Feita em aço, tem apenas função estrutural de recipiente do bloco anódico.

Bloco anódico

É composto essencialmente pela chamada pasta Söderberg, a qual é uma mistura de coque e piche, na proporção aproximada de 70-30. O coque destinado à fabricação de pasta é triturado em moinhos de bola e separado em quatro classes de acordo com a granulometria. Existe então uma proporção de mistura dessas quatro diferentes classes. Em seguida essa mistura é sinterizada juntamente com uma porcentagem determinada de aglomerante (piche) formando a pasta Söderberg.

Essa pasta é adicionada no interior da camisa anódica sendo assim cozida pelo calor existente na cuba o qual é gerado pela corrente elétrica que passa no mesmo (efeito Joule). A parte superior do bloco anódico mantém-se pastosa, solidificando a medida que vai descendo. Assim, têm-se uma fase superior pastosa, uma fase intermediária semi-pastosa e uma fase solidificada em contato com o banho criolítico (figura 7).

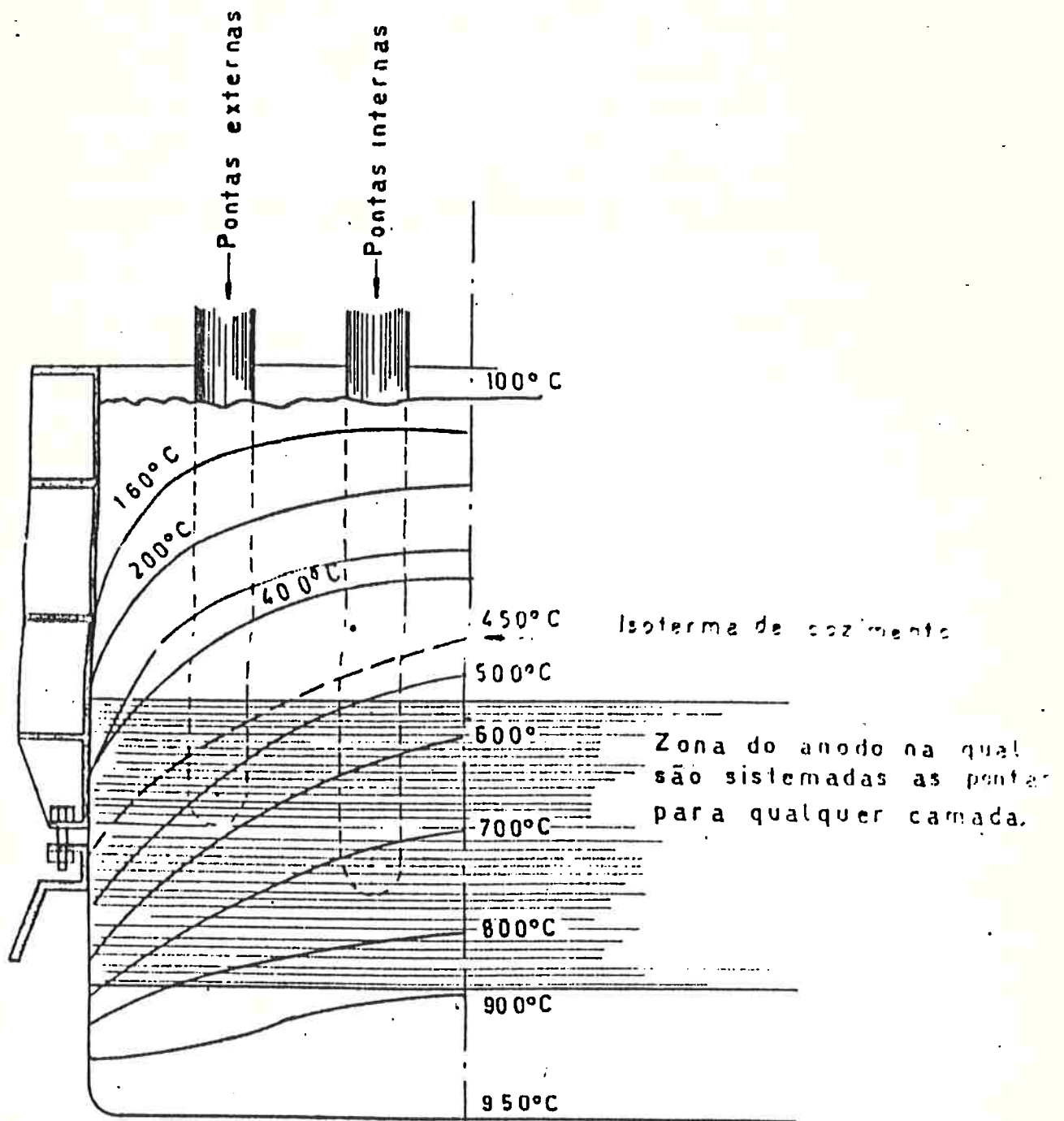


FIGURA 7

Banho criolítico

O processo Hall-Heroult é baseado na capacidade da criolita de dissolver alumina, permitindo a eletrólise. No entanto além da criolita e da alumina, o banho criolítico contém via de regra aditivos que objetivam maior eficiência da eletrólise.

O aditivo mais importante do banho eletrolítico é o fluoreto de alumínio (AlF_3). Verifica-se que o aumento do excesso desse aditivo aumenta a eficiência de corrente, porém a explicação desse fenômeno não é exata. O fator mais direto é a diminuição da temperatura de fusão do banho, o que leva a uma diminuição da temperatura de operação nas células eletrolíticas. Porém o fator que parece ser mais importante para o aumento do rendimento, é a diminuição da solubilidade do alumínio no banho com o aumento do excesso de fluoreto de alumínio. Pois com a diminuição da solubilidade do alumínio no banho, dificulta-se o efeito de reoxidação do metal já reduzido. O aumento do excesso de AlF_3 , porém, também diminui a solubilidade da alumina, tornando mais difícil o controle da alimentação dessa matéria-prima.

O fluoreto de cálcio (CaF_2), é outro aditivo sempre presente em banhos criolíticos comerciais devido à presença de óxidos de cálcio na alumina. Este aditivo diminui a temperatura de fusão bem como a condutividade do banho.

Aditivos como MgF_2 e LiF são alternativamente adicionados sendo no entanto menos constantes. Ambos diminuem a temperatura de fusão do eletrólito, porém o fluoreto de lítio é mais eficiente, ocorrendo o mesmo com a relação à diminuição da solubilidade do metal no banho eletrolítico. O fluoreto de magnésio aumenta mais rapidamente a tensão interfacial metal-banho, porém a tensão interfacial não influencia na eficiência de corrente. O efeito da viscosidade na eficiência de corrente também não é significativo. A vantagem do uso de fluoreto

de lítio porém, resulta do aumento da condutividade elétrica do banho, que é diminuída pelo MgF_2 . Conclui-se que uma combinação de LiF e MgF_2 é a melhor solução devido ao alto custo de sais de lítio.

A composição química do banho portanto, contribui de maneira significativa para a eficiência de corrente. Para operar com composições químicas favoráveis, é necessário controlar mais estritamente o banho e a adição de alumina.

Metal

É o próprio alumínio que é depositado no catodo após a eletrólise da alumina. A quantidade de alumínio retirada diariamente de um forno é aproximadamente 10% do total de metal contido na bacia catódica (lastro do forno).

Bacia metálica

Forma a cuba propriamente dita sendo confeccionada em aço e revestida de refratário sílico-aluminoso

Blocos catódicos

São empilhamentos de placas retangulares de grafite que formam a soleira do forno. Nos espaços existentes entre os empilhamentos é socada uma pasta a base de antracito.

Barras catódicas

São barras de aço-carbono fixadas na parte inferior dos empilhamentos, longitudinalmente aos mesmos. A cada empilhamento é fixada uma barra através de um processo dito engusamento (soldagem através de gusa). Essas barras também chamadas barras coletoras, têm a função de captar a corrente elétrica proveniente do processo de eletrólise, passando-a aos barramentos catódicos dispostos paralelamente à cuba.

Condutores catódicos

Assim como a travessa anódica são feitos de alumínio, tendo a função de conduzir a corrente elétrica coletada no fundo do forno até a travessa anódica do próximo forno da linha.

Influência dos efeitos magnéticos

Devido ao alto nível de corrente utilizado em células eletrolíticas modernas, a influência de efeitos magnéticos não pode ser desprezada. Os campos magnéticos criados pela passagem de corrente são suficientemente fortes para causar movimentação contínua no metal líquido e no banho eletrolítico, além de distorções na interface metal-banho e na superfície livre do banho. Além dos campos magnéticos existe, uma geração contínua de bolhas de gás na interface banho-anodo. Assim, temos campos magnéticos complexos que atuam no comportamento da célula eletrolítica através da movimentação e distorção de superfícies líquidas, regidos por princípios hidrodinâmicos.

Existem maneiras de se minimizar esse efeito. Uma dessas maneiras é a utilização de condutores auxiliares dispostos paralelamente aos barramentos

condutores dos fornos. Por esses condutores auxiliares faz-se passar corrente elétrica no sentido inverso aos barramentos principais de forma a criar-se um campo magnético que atue no sentido de anular o campo magnético já existente.

Uma maneira mais moderna de evitar-se esses problemas é através do próprio projeto, feito de maneira que a disposição dos barramentos condutores anulem os campos magnéticos criados, sem a necessidade de barramentos auxiliares.

3.SITUAÇÃO ATUAL DA INDÚSTRIA DE ALUMÍNIO PRIMÁRIO NO MUNDO

Para aferição da melhor tecnologia, provada pelo uso, a análise dos novos projetos implantados no mundo ocidental, têm sido o melhor documento disponível, tabela 1. Os grandes projetos de produção de alumínio primário exigem grandes investimentos, de centenas de milhões de dólares, chegando e ultrapassando algum deles o nível de um bilhão de dólares e em geral, dependem de financiamento em altas proporções, 60 a 80% do total. Esses projetos para serem implantados, dependem do convencimento dos bancos ou de sindicato de bancos de que a tecnologia já foi testada e é a melhor disponível.

O tabela 1, mostra a relação dos projetos mais recentes de produção de alumínio primário no mundo ocidental de 1980 até 1987. A análise desses projetos, mostra que a melhor tecnologia de eletrólise, deve ter os seguintes parâmetros:

- anodos pré-cozidos;
- arranjo de cuba lado a lado;
- uso da alumina "Sandy" de alta reatividade ao flúor;
- fornos fechados;
- controle computadorizado da operação;
- alimentação pontual da alumina;
- amperagem de 180kA ou superior;

Não está sendo adotada em novos projetos, desde mais de 10 anos, a tecnologia Söderberg de cozimento dos anodos no próprio forno, sendo a última expansão da CBA, a sala 120kA IV, uma das poucas exceções nesse período.

Os fornos com anodo Söderberg, dispensam as operações de cozimento , utilizando calor dissipado da operação eletrolítica. Porém, a operação de limpeza dos efluentes gasosos se torna muito mais difícil e menos eficiente pela presença de compostos carbonosos , provenientes da destilação do piche aglomerante da pasta anódica, fato este que gerou restrições nos últimos anos por parte das autoridades de saúde de alguns países que não permitem a aprovação de novos projetos nos quais se adote essa tecnologia.

Dos 17 projetos relacionados na tabela 1, os dois mais avançados são o da PUK de sua fábrica metropolitana de Saint Jean de la Maurienne, de 280kA, e o da Alcoa, de Portland no estado de Victoria na Austrália, com 275kA. Ambas foram energizadas em 1986/1987, permitindo uma produção de mais de 2 toneladas por forno/dia, com eficiências de corrente média da ordem de 95%.

A grande maioria dos novos projetos, 11 deles, adotaram amperagens entre 175 e 180kA, com uma produção forno/dia de cerca de 1300kg, também com altas eficiências de corrente que se tornaram possíveis com a alimentação pontual quase contínua de alumina e com o controle computadorizado da operação atuando principalmente sobre a distância anodo-catodo, a adição de alumina e na supressão de efeitos anódicos.

O aumento progressivo da amperagem das células eletrolíticas têm permitido, com o aumento de produção por unidade, substancial redução dos investimentos, o qual é da maior importância para reduzir o custo de produção. O consumo mundial médio de 1986 de 16.410 kWh/t é cerca de 17% maior do que o consumo possível dos projetos novos.

Deve-se mencionar que o mínimo teórico de consumo de energia elétrica a 970 °C, é de 6,5 kWh/kg, de acordo com cálculos termodinâmicos. O rendimento

atual da eletrólise é, portanto, de cerca de 50%, se considerado o nível de consumo de energia de 13 kWh/kg em corrente contínua do melhor processo atual. Os fornos de redução ainda dissipam cerca de 50% da energia que usam e devem poder ainda serem melhorados. As melhorias, entretanto, estão se tornando cada vez mais difíceis de serem obtidas. Há indicações, segundo relatam pesquisadores do problema, da possibilidade de uma modesta redução de cerca de 1 kWh/kg, ou seja de 13 para 12 kWh/kg, que talvez seja conseguida nos próximos anos.

| PAÍS | DATA INÍCIO | PROJETO | CAPACIDA- DE 1000tpa | kA | SUPRIDOR TECNOLOGIA | ARRANJO (side by side) |
|------------|----------------|----------------------|-------------------------|------------|--------------------------|-------------------------------|
| BRASIL | 1984 | ALUMAR | 110 135 | 180 | ALCOA | PFPB, fechado |
| BRASIL | 1985 1986 | ALBRAS | 80 80 | 135 150 | MITSUI/PUK MITSUI/PUK | SWPB, aberto PFPB, fechado |
| AUSTRÁLIA | 1986 | ALCOA PORTLAND | 150 | 275 | ALCOA | PFPB, fechado |
| CANADÁ | 1980 | ALCAN GRANDE BAIE | 170 | 180 | ALCOA | PFPB, fechado |
| FRANÇA | 1986 | ST. JEAN | 90 | 280 | PUK | PFPB, fechado |
| AUSTRÁLIA | 1983 | TOMAGO | 235 | 180 | PUK | PFPB, fechado |
| CANADÁ | 1986 | BECANCOUR | 235 | 180 | PUK | PFPB, fechado |
| ÍNDIA | 1987 | ANGUL | 230 | 180 | PUK | PFPB, fechado |
| NORUEGA | 1982 | KARMOY | 60 | 180 | PUK | PFPB, fechado |
| CANADÁ | 1985 | BECANCOUR | 110 | 180 | PUK | PFPB, fechado |
| AUSTRÁLIA | 1982 | BOYNE | 208 | 175 | SUMITOMO | SWPB, fechado |
| INDONÉSIA | 1982 | ASAHAN | 225 | 165 | SUMITOMO | PFPB, fechado |
| BRASIL | 1982 | VALESUL | 91 | 150 | REYNOLDS | CWPB, fechado |
| ALEMANHA | 1980 | TÜGING | 80 | 180 | VAW | PFPB, fechado |
| INGLATERRA | 1982 | LOCHHABER | 38 | 180 | PUK | PFPB, fechado |
| IUGUSLÁVIA | 1981 | MOSTAR | 92 | 145 | PUK | SWPB, fechado |
| EE. UU. | 1980 | MT. HOLLY | 180 | 180 | ALCOA | PFPB, fechado |
| | | TOTAL | 2.599 | | | |

PFPB- pré-cozido com alimentação pontual
SWPB- pré-cozido trabalhado lateralmente
CWPB- pré-cozido trabalhado no centro

TABELA 1

4. DADOS OBTIDOS NA INDÚSTRIA (CBA)

TABELA 2

| DADOS DIMENSIONAIS - BACIA METÁLICA | | | |
|--|-------|-------|--------|
| | 64 kA | 86 kA | 120 kA |
| Largura [mm] | 3940 | 4100 | 4400 |
| Comprimento [mm] | 5680 | 7660 | 8300 |
| Altura [mm] | 1380 | 792 | 1460 |
| Volume [m ³] | 30,88 | 24,87 | 53,32 |

TABELA 3

| DADOS DIMENSIONAIS - ANODO | | | |
|-----------------------------------|-------|-------|--------|
| | 64 kA | 86 kA | 120 kA |
| Largura [mm] | 2100 | 2000 | 2600 |
| Comprimento [mm] | 4400 | 5900 | 6900 |
| Altura [mm] | 1400 | 1400 | 1450 |
| Área [m ²] | 9,24 | 11,80 | 17,94 |
| Nº pontas | 42 | 40 | 58 |

TABELA 4

| DADOS DE PRODUÇÃO E CONSUMO | | | |
|---|-------|-------|--------|
| | 64 kA | 86 kA | 120 kA |
| Prod. por forno/dia [kg] | 470 | 594 | 852 |
| Prod. por área de anodo [kg/m ²] | 50,86 | 50,3 | 47,6 |
| Densidade de corrente [A/cm ²] | 0,71 | 0,71 | 0,66 |
| Voltagem por forno [V] | 4,58 | 5,04 | 4,38 |
| Densidade de pontas (nº/m ²) | 4,5 | 3,4 | 3,2 |
| kW/h por kg Al (c.c.) | 15,36 | 17,20 | 14,63 |
| Eficiência de corrente | 88,9 | 87,6 | 88,5 |
| Temp. média banho [oC] | 956 | 962 | 955 |

TABELA 5

DADOS CARACTERÍSTICOS

| | 64 KA | 86 KA | 120 KA |
|--------------------------------------|-------|-------|--------|
| Produção total diária [t] | 81 | 34 | 121 |
| Lastro [t] | 4,5 | 8 | 10 |
| Vida média dos fornos [dias] | 825 | 855 | 750 |
| Amperagem média [kA] | 65,6 | 84,2 | 119 |
| Consumo de alumina [kg / t Al] | 1955 | 1993 | 1962 |
| Consumo de criolita [kg / t Al] | 32 | 53 | 35 |
| Consumo de AlF_3 [kg / t Al] | 39 | 45 | 43 |
| Consumo de CaF_2 [kg / t Al] | 2 | 2 | 1,7 |
| Consumo de pasta [kg / t Al] | 543 | 551 | 520 |
| Perdas anódicas [V] | 0,55 | 0,69 | 0,49 |
| Perdas catódicas [V] | 0,47 | 0,76 | 0,62 |
| Total de fornos | 174 | 58 | 144 |
| Fornos em operação | 172,3 | 57,8 | 142,2 |

5.DISCUSSÃO

Antes de uma análise dos dados obtidos, faz-se necessário um esclarecimento sobre a sequência em que os três tipos de salas fornos (64 kA, 86 kA e 120 kA), foram implantados na CBA. A primeira linha de fornos a entrar em operação foi a de 86 kA, de tecnologia Elken, Norueguesa, sendo portanto a mais antiga e a menor das salas com 58 fornos. Em seguida vieram os fornos de 64 kA, de tecnologia Monte Catini, italiana. E por último, as salas fornos de 120 kA hoje em número de 4, de tecnologia PUK, francesa, as quais são responsáveis por aproximadamente 80% do alumínio produzido na companhia.

Apesar das tecnologias distintas existente nessas salas, todos os fornos em operação, são do tipo Söderberg com pinos verticais. Os dados fornecidos pela indústria, referem-se à média anual de 1993 das salas 86 kA, 64 kA e 120 kA (tabelas 2, 3, 4 e 5).

A observação dos dados de produção por forno/dia, nos mostram que quanto maior a amperagem do forno maior é a produção de alumínio. Isso se explica pelo fato de que com a elevação da corrente elétrica, a área do anodo pode ser aumentada sem que ocorra diminuição da densidade de corrente, aumentando assim o nível de eletrólise no banho e consequentemente a deposição de metal. Pode-se verificar esse fato pela área de anodo dos 3 tipos de fornos. No entanto, ao compararmos a produção por área de anodo, vemos que os fornos de 120 kA apresentam os menores valores. Isso é decorrência da menor densidade de corrente efetuada na marcha desses fornos. Essa densidade de corrente inferior em relação aos fornos de 86 kA e 64 kA, conduz também a um menor consumo de anodo (pasta Söderberg), e aliado ao controle mais eficiente da distância interpolar, possibilita temperaturas mais baixas do eletrólito o que é energeticamente favorável ao rendimento do processo. Além disso a manutenção de temperaturas elevadas gera problemas operacionais como a desagregação de partículas de carbono do bloco anódico.

A voltagem ou queda de tensão medida em cada cuba, é a variável mais utilizada como parâmetro de consumo de energia elétrica. Pode-se dividir a queda de tensão no forno em alguns componentes, deixando mais clara a contribuição de cada um deles no consumo de energia total da cuba. A tabela 6 abaixo mostra a contribuição de cada uma das partes do forno, em porcentagem, na queda de tensão do mesmo (valores típicos):

TABELA 6

| | |
|------------------------------------|-------|
| Externo (barramentos, contatos) | 3,4% |
| Anodo | 6,9% |
| Polarização | 12,9% |
| Banho | 38% |
| Eletrólise | 25,9% |
| Catodo | 10,1% |
| Outros | 2,8% |

Podemos observar que a maior parcela de voltagem na célula eletrolítica está relacionada com a queda de tensão no eletrólito (banho criolítico). A maneira mais utilizada para se reduzir as perdas relacionadas com esse fator, está na redução do espaçamento interpolar, já mencionado (distância de regulagem). Essa é uma das razões que explicam os menores valores de voltagem nos fornos de 120 kA. Nessa linha o controle da distância anodo-catodo (distância interpolar) se faz automaticamente o que não ocorre nos fornos de 64 e 86 kA. Outro fator que contribui para as menores voltagens verificadas nos fornos de 120 kA, é a menor densidade de corrente efetuada nesses fornos (tabela 4).

A maior produtividade dos fornos de 120 kA, devido à sua maior área de anodo, aliado aos menores valores de voltagem já discutidos faz com que esses

fornos produzam alumínio com gasto de energia elétrica inferior aos demais). É o que nos mostram os dados referentes ao consumo de energia elétrica por quantidade de alumínio produzido (kWh/ kgAl).

Uma outra variável que deve ser relevada e aqui discutida, é o número de pontas anódicas por área de anodo. Como se sabe, essas pontas são responsáveis pela sustentação do anodo e pela introdução de corrente elétrica no mesmo. A disposição destas no bloco anódico é feita de maneira a otimizar a distribuição de corrente no mesmo. Essa homogeneidade visa a introdução de corrente por toda a superfície do banho criolítico, evitando-se pontos de alta densidade de corrente onde a mesina está sendo desperdiçada, em contra partida com pontos onde a densidade de corrente é insuficiente para proporcionar a eletrólise. Visando essa melhor distribuição as pontas são alocadas estrategicamente em diversas posições e alturas (estratos) do anodo (figuras 5 e 6). Como foi mostrado, os fornos de 64 kA são os que apresentam a maior relação pontas anódicas / área de anodo, e isso deverá atuar no sentido de possibilitar a essas cubas um maior aproveitamento efetivo da corrente elétrica nela introduzida. Isso pode ser traduzido em maiores valores de eficiência de corrente que são realmente verificados nesses fornos.

COMENTÁRIOS FINAIS

A impossibilidade de obtenção de dados periódicos (mês a mês) ou mesmo dos desvios das médias anuais fornecidas, impediu um tratamento estatístico de dados. Dessa forma, o presente trabalho limitou-se a discutir os dados obtidos através do confronto com a teoria. Através da indicação do sentido de atuação de algumas variáveis do processo tentou-se explicar alguns resultados obtidos para os 3 tipos de cubas eletrolíticas consideradas.

A obtenção de dados periódicos (por exemplo mês a mês), e posterior tratamento estatístico dos mesmos poderá possibilitar uma maior interrelação entre as variáveis consideradas (utilização de gráficos), possibilitando um trabalho mais quantitativo.

6. CONCLUSÃO

A tendência de amperagens cada vez maiores nas cubas eletrolíticas é explicada pela necessidade de fornos mais produtivos com maiores áreas de anodo, aliado ao fato de que cada vez mais os efeitos maléficos dos campos magnéticos criados por essas altas correntes têm sido controlados. Em vista disso os fornos de 120 kA são os mais produtivos e os que requerem a menor quantidade de energia elétrica para a produção de alumínio, dentre os fornos considerados (conforme nos mostram os dados de kWh/kg Al, tabela 4).

Os fornos de 64 kA apesar de pouco produtivos se comparados com os de 120 kA, apresentam consumo de energia e insumos comparáveis aos mesmos, apresentando inclusive eficiência de corrente superior. Já os fornos de 86kA, apesar de terem uma maior produção por forno do que os de 64 ka, justificada pela maior amperagem, apresentam níveis de rendimento e consumo que fogem ao padrão dos demais, o que põe em dúvida a viabilidade de operação comercial desses fornos. Deve-se no entanto levar em consideração que dois terços da energia elétrica consumida nas instalações da Companhia Brasileira de Alumínio, é gerada por hidroelétricas do próprio grupo o que barateia profundamente os custos relacionados ao principal insumo da produção. Isso pode sugerir a explicação pela qual a sala 86 kA ainda não tenha sido sucateada.

No contexto internacional, a CBA está ainda muito aquém da melhor tecnologia hoje existente para produção de alumínio primário. Como já foi visto em capítulo anterior, opera-se hoje nas instalações mais modernas com eficiências de corrente de 95% e com consumo de energia elétrica de 12,9 kWh / kgAl, o que está muito acima dos 88,9% de eficiência de corrente e 14,63 kWh / kgAl nas melhores condições da companhia.

7.BIBLIOGRAFIA

1. BARRAND, PIERRE; GARDEAU, ROBERT. Enciclopédia del Alumínio, Grupo Pechiney. Ed. URMO.
2. WILEY, JOHN & SONS. Production of Aluminium and Alumina. Ed. A.R BURKIN.
3. MACHADO, R.C. Apontamentos da história do alumínio primário no Brasil. Ouro Preto, Fundação Gorceix.
4. FILHO, ANTÔNIO CALDEIRA BRANT. Tecnologia de produção de alumínio pelo processo Hall-Hérault - Desenvolvimento para otimização de energia elétrica. Metalurgia -ABM,vol 44,fev 1988.
5. MARTINS, LUIZ CARLOS BARRETO. Revisão do estágio atual da tecnologia do processo Hall-Hérault. Metalurgia ABM, vol 42, maio 1986.
6. BOSSHARD,E.; FRANKE, A. Situação atual da indústria de alumínio primário- Relatório ABAL,1988.
7. COMPANHIA BRASILEIRA DE ALUMÍNIO. Desenhos e dados fornecidos,maio 1994.