

EVOLUÇÃO DOS PROCESSOS DE METALURGIA EXTRATIVA DO COBRE TENDO EM VISTA AS POSSIBILIDADES DE APLICAÇÃO NO BRASIL (1)

Eng. Tharcisio D. de Souza Santos (2)

RESUMO

Como consequência do grande progresso industrial do país nos últimos anos, tem aumentado continuamente o consumo de cobre, atingindo atualmente cêrca de 40.000 toneladas por ano. Até o momento não produz o Brasil qualquer quantidade dêsse metal. Os recursos conhecidos de minérios de cobre no Brasil são relativamente pequenos e as jazidas que podem ser lavradas se situam em três distritos, separados um dos outros por consideráveis distâncias. Provavelmente algumas dessas jazidas podem ser exploradas atualmente, mas a limitação da escala de produção obriga algumas adaptações dos processos clássicos da metalurgia extrativa. O autôr passa em revista alguns desenvolvimentos recentes, encarando-os sob o ponto de vista sua possível aplicação no Brasil.

1. INTRODUÇÃO

Constitue atualmente o cobre o metal não-ferroso mais importante para o Brasil, sob o ponto de vista de tonelagem de consumo e de valor de importações. O grande desenvolvimento industrial que tem tido o país nos últimos anos tem determinado considerável aumento de consumo dêsse metal. O consumo nacional em 1943 atingia apenas cêrca de 18.000 t (1) e estimativas recentes feitas em São Paulo mostraram que as necessidades atuais se elevam a cêrca de 40.000 t.

Visto como não há ainda produção nacional de cobre, todas as necessidades dependem de importações. Decorre assim que a indústria de transformação de cobre no Brasil, pela inexistência de produção nacional, não só contribue de forma apreciável na exportação de divisas escassas, como também, vê-se em precária situação de estabilidade

(1) Trabalho apresentado ao 7.º Congresso Anual da Associação Brasileira de Metais, C. T. n.º 179, Pôrto Alegre, 1951.

(2) Membro ABM; Professor interino de Metalurgia dos Metais Não-Ferrosos, Escola Politécnica da Universidade de São Paulo; Engenheiro Chefe da Divisão de Metalurgia, Instituto de Pesquisas Tecnológicas, São Paulo, SP.

em épocas que, como a que atravessa o mundo atualmente, se caracterizam por pronunciado desbalançamento entre produção e consumo. No passado, quando eram ainda modestas as necessidades do país, menos favoráveis eram as condições para o estabelecimento de uma indústria de cobre que utilizasse minérios nacionais. Bem outra agora é a situação, quando o consumo nacional já atinge um apreciável nível de consumo, permitindo agora, e em face das dificuldades de obtenção de cobre no exterior, cogitar de utilizar as reservas com que conta o país, que, embora escassas, podem permitir o estabelecimento da indústria em pequena escala.

Desde o término da última guerra tem se feito sentir intensamente o desbalançamento entre a produção e o consumo de quasi todos os metais não-ferrosos, exclusão feita apenas para o magnésio e para o alumínio, para este durante curto período. O aumento de consumo dos metais não-ferrosos em todo o mundo nesta quadra não tem sido acompanhado de igual aumento de produção e menos ainda de descoberta de apreciáveis reservas novas nos distritos principais ou de descobertas de novos distritos de importância.

Bastante desfavorável é para o Brasil o computo das reservas conhecidas de minérios de cobre. Entretanto, convém frisar que, dada a inexistência de uma indústria metalúrgica capaz de absorver minérios de cobre nacionais, não há nem mesmo grande estímulo para a determinação de eventuais reservas adicionais nos distritos conhecidos, nem incentivo para descoberta de outras ocorrências que possam existir em muitas regiões do país.

As principais jazidas de minérios de cobre se situam em três distritos principais: o de Camaquã-Seival, Rio Grande do Sul, o de Caraiba, Norte da Bahia, e de Itapeva, Sul de São Paulo.

Têm sido realizados, de alguns anos para cá, alguns trabalhos de prospecção das principais jazidas desses distritos, relatados na literatura técnica especializada. As reservas conhecidas desses distritos foram recentemente compulsadas por alguns especialistas (2) e (3), que trouxeram a um debate sobre o assunto a valiosa contribuição da experiência pessoal nas jazidas daquelas regiões.

Como geralmente acontece em numerosos distritos minerais novos, não é em geral possível determinar de início reservas de minério do vulto que seria de desejar para implantação de uma indústria metalúrgica. Essa observação é particularmente verdadeira para o Brasil, onde, reconhecidamente, é ainda escasso o interesse pela indústria mineral. É sobretudo o trabalho de desenvolvimento, determinação de reservas adicionais, levado paralelamente ao de extração, que tem sido o responsável pela constituição das verdadeiras minas. Parece provável que as reservas conhecidas nas jazidas dos três distritos enumerados já possam constituir uma base para o início da industrialização, e que, uma vez estabelecida, trabalhos de desenvolvimento possam determinar reservas adicionais ponderáveis. Essa atitude ante o proble-

ma parece poder conduzir a resultados mais rápidos que outra, qual seja a de fazer depender o início de aproveitamento de completa determinação de reservas, por onerosa e, sobretudo, lenta.

Grandes distâncias separam um dos outros distritos enumerados de minérios de cobre. Ambos os extremos, o de Camaquã-Seival e o de Caraíba, distam cerca de 2.000 km do central, o de Itapeva, favoravelmente situado em relação a São Paulo, principal centro consumidor de metais não-ferrosos do país. Situando-se esses depósitos a menos de 500 km do litoral, seria possível se pensar em uma usina de metalurgia central, que recebesse dos extremos cobre bruto (blister, preto ou de precipitação, ou ainda eventualmente matte) para ulterior processamento.

No estado atual do conhecimento dos minérios existentes nos três distritos enumerados, provavelmente pouco teriam em comum os processos para obtenção do cobre bruto. Assim, apenas poderiam ser comuns os processos de refino, ou no máximo, de produção de cobre blister. No distrito de Camaquã-Seival predominam minérios sulfuretados, parecendo inteiramente subordinados os minérios oxidados; no de Itapeva, ao contrário, predominam minérios oxidados de elevado teor, em ganga calcárea ou dolomítica; do de Caraíba, minérios oxidados de baixo teor, de ganga silicosa. Essas diferenças são essenciais sob o ponto de vista dos processos mais indicados, o que contribue para aumentar a complexidade do problema.

Enquanto não vierem a ser desenvolvidas reservas adicionais eventualmente existentes, a limitação da escala de produção inicial impõe uma série de restrições acerca dos processos metalúrgicos a serem adotados. É assim bastante provável que usina ou usinas que venham a ser estabelecidas no país nesse estágio inicial tenham de se adaptar às circunstâncias peculiares de cada distrito, e, assim adotar soluções que podem diferir apreciavelmente das soluções clássicas adotadas em todos os grandes distritos do mundo. Em consequência, o delineamento das operações deverá ser cuidadosamente examinado, sem se dever ater excessivamente às linhas essenciais dos processos clássicos. Essa questão deve ser devidamente encarecida, uma vez que, em face de condições tão diversas, como são as do país comparadas às de outros países produtores, e acrescida ainda das diferenças que trás a modestia da escala de produção, a simples transplantação de práticas e processos, poderá conduzir a dificuldades que podem atenuar a exequibilidade das iniciativas.

Visando de algum modo contribuir para o esclarecimento das questões envolvidas em eventual industrialização das reservas brasileiras de minérios de cobre, ainda que para suprir uma fração das necessidades do país, procurou o autôr, em sùmula, passar em revista os processos clássicos, chamar a atenção sôbre detalhes em que o fatôr escala impõe consideráveis restrições, e finalmente, examinar alguns progressos relativamente recentes que, ao seu ver, poderiam aqui ter justificado emprego.

2. APANHADO SÓBRE OS PROCESSOS CLÁSSICOS

A metalurgia extrativa do cobre a partir de minérios e concentra-dos comporta numerosas soluções, cada qual determinada pela natureza dos minerais e da ganga, pelas fontes de energia que cada região dispõe de forma mais econômica, e finalmente, pela escala de produção.

Deixando de lado os minérios chamados piríticos, de restrita ocorrência no mundo, os minérios sulfuretados, geralmente concentráveis por flutuação, são modernamente tratados em fornos de reverbero de grande capacidade para produção de matte. Os grandes fornos modernos para matte de cobre asseguram considerável aproveitamento do conteúdo térmico dos gases e atingem grande eficiência; de longa data suplantaram os fornos de cuba em todas as grandes usinas do mundo. Entretanto, esta solução, hoje clássica, exige escala mínima bastante elevada e muito superior àquela que se poderia pensar ao se estabelecer um início de indústria de cobre no país.

A conversão dos mattes de cobre (com a composição mais conveniente, o que depende também de condições locais) a cobre blister é, em todas as usinas, conduzida em conversores, preferivelmente os de tipo Peirce-Smith. Os conversores são, sabidamente, fornos extremamente sensíveis à sua capacidade. Por isso, abaixo de determinada capacidade, não só não é econômico seu emprego, como também torna-se a operação extraordinariamente dificultada, mormente na face de conversão do metal branco a blister.

O refino ao fogo do cobre blister, ou de cobre preto, pode assegurar a produção de cobre refinado que satisfaz às especificações habituais, desde que não ultrapasse de 0.003 % o teor de bismuto, de 0.05 % o de níquel e que não contenha teores apreciáveis de metais raros, que, por sua perda, interferissem na economia do processo. É o refino ao fogo feito em grandes fornos de reverbero em todas as grandes usinas do mundo. Pelas mesmas razões já aduzidas, não são tais fornos utilizáveis economicamente abaixo de certa escala.

O refino eletrolítico, imprescindível quando o cobre blister contém bismuto, níquel e metais preciosos, fornece catodos que necessitam posteriormente ser fundidos para que possuam os lingotes a serem obtidos determinado teor de oxigênio. Os fornos de catodos, aparelhos nos quais é conduzida esta última operação, são ainda fornos de reverbero (a não ser, a recentemente, na usina de Copper Cliff, da International Nickel Company of Canadá, Ltd.). Mais uma vez, tais fornos dificilmente poderiam ser utilizados com economia e eficiência abaixo de determinada capacidade.

Considerando agora os minérios oxidados, devem ser distinguidas duas classes principais: uma, a dos minérios de elevado teor, genericamente de mais de 8 % de cobre, outra, a de minérios de baixo teor, genericamente de menos de 8 %. Como natural, nada de rígido tem o limite inferior dos minérios de baixo teor. Condições locais e sobretudo a escala de produção determinam a distinção. Para os primeiros —

relativamente raros no mundo — é clássica a redução a cobre metálico, cobre preto chamado; fornos de cuba com camisas de água podem ser utilizados com êxito, muito embora se tenha recentemente, como a usina de Lubumbaschi, Congo Belga, preferido empregar fornos de reverbero. Em virtude do elevado teor de ferro existente no cobre preto, o problema de refino oferece algumas dificuldades e tornando mesmo imprescindível o refino ao fogo previamente ao refino eletrolítico, se este fôr necessário. Cumpre notar aqui que, ao contrário dos minérios sulfuretados, para minérios oxidados não existem ainda, no estado atual da técnica de concentração de minérios, processos econômicos e eficientes para a sua concentração. Daí resulta que não é possível se contar com teor de cobre tão elevado na carga como seria de se desejar. Assim é necessariamente grande a produção de escória e relativamente grande a perda de cobre na escória.

Para os minérios de cobre de baixo teor, inconcentráveis como se disse anteriormente, outra solução não existe afora a adoção de processos hidrometalúrgicos. Como evidente, a natureza da ganga condiciona o solvente a ser empregado. Por isso, o processo de lixiviação por ácido sulfúrico diluído (em boa parte regenerado na decomposição eletrolítica, se se adotar a decomposição eletrolítica do sulfato como meio de obtenção do metal) pode ser aplicado somente aos minérios cuja ganga não é solúvel ou não participa das reações com o solvente. Assim, para minérios oxidados de ganga calcárea ou dolomítica não podem ser economicamente tratados por ácido sulfúrico. Raramente os minérios oxidados deixam de estar associados a parte, pequena embora, de minérios sulfuretados. Para a solubilização de alguns destes, há necessidade de recorrer à ação solvente do sulfato férrico. A redução do sulfato de cobre, obtido após a purificação das soluções de lixiviação, pode ser obtida ou por precipitação química, por ferro geralmente, quando resulta o chamado «cobre de cementação», ou por decomposição eletrolítica, por eletrólise em anodos insolúveis, resultando depósito catódico em tudo semelhante ao depósito obtido no refino eletrolítico com anodos solúveis de cobre blister ou de cobre preto previamente refinados até certo ponto. O refino prévio de cobre blister ou de cobre preto exige, geralmente, o emprego de fornos de reverbero. A lixiviação dos minérios de teor muito baixo e desde que possua o minério certos requisitos físicos e químicos, somente é econômica por percolação, o que exige apreciável mecanização das operações; por isso, não pode ser empregado abaixo de certa escala. Já minérios de alto teor podem ser tratados com vantagem por agitação, o que de certa forma simplifica a seqüência das operações, tornando-as menos sensíveis ao fator escala.

Os minérios oxidados de ganga calcárea ou dolomítica somente podem ser tratados com economia pelo processo de lixiviação de amônia e carbonato de amônio. Esse processo exige acurado controle das condições de lixiviação e de decomposição, além de considerável dispêndio de energia térmica. Por isso não é plausível que possa ser ope-

rado com êxito em pequena escala. O processo fornece óxido de cobre, a ser ulteriormente reduzido. Essa etapa oferece algumas dificuldades, mormente quando levada a efeito em fornos de reverbero.

O apanhado feito serviu para encarecer as características próprias de cada processo, determinado até certo ponto pelo minério, pelas condições locais, e, principalmente, pela escala de produção.

3. APANHADO SÔBRE ALGUNS NOVOS PROGRESSOS NA METALURGIA DO COBRE

A literatura especializada estrangeira tem trazido algumas contribuições de grande valôr potencial para solucionar alguns dos difíceis problemas que caracterizam, nesta fase, eventuais iniciativas para o estabelecimento da indústria de cobre baseada em minérios nacionais. De outro lado, alguma experiência que tem tido o autôr, em trabalhos preliminares e necessariamente limitados, lhe permitem alguns comentários sôbre certos detalhes. Visam estes, mais que relato de alguma prática que tem tido — e que não caberia neste trabalho — chamar a atenção sôbre possibilidades que se lhe afiguram merecedoras de consideração.

1. *Fornos de sinterização para minérios oxidados de alto teor*

Afim de melhor condicionar a carga para as reações que têm lugar na descida da coluna dos fornos de redução para a produção de cobre preto, tem sido geralmente reconhecida a grande melhoria decorrente da utilização de carga constituída por sinter, parcialmente fluxado ou não. A utilização direta de minérios in-natura trás inconvenientes vários e a remoção destes é feita por meio de uma operação de sinterização. Do processo de sinterização resulta geralmente redução parcial que favorece o funcionamento do forno de redução.

Há muitos anos já que tem sido comprovado que a obtenção de sinter com as características desejáveis melhor pode ser obtida pelos processos que utilizam o princípio de ustulação descendente («down-blast roasting»). Entretanto, os fornos clássicos para tal operação, os Dwight-Lloyd, bem como fornos mais recentes Greenawalt e AIB-Holmberg (4) têm geralmente capacidades diárias da ordem de 300 t/dia por unidade. Tais fornos exigem apreciável mecanização, o que constitue grande inconveniente, mormente nos distritos localizados nas áreas do interior do país, e onde são escassos os recursos de manutenção mecânica.

Os fornos Mace, desenvolvidos há alguns anos, e que utilizam o mesmo princípio, constituem a solução para as iniciativas de pequena escala. O autôr utilizou-os em 1940 ao construir a Usina Experimental de Apiaí, para produzir sinter de minérios de chumbo; neles realizou algumas experiências de produção de sinter para matte de cobre, a partir de concentrados de flutuação que obteve lá a partir de miné-

rios da mina de Camaquã, Rio Grande do Sul, bem como para produção de cobre preto, a partir dos mesmos concentrados e de minérios oxidados de alto teor da mina de Itapeva, São Paulo. Em virtude dos bons resultados de utilização desses fornos pelo autor naquela usina, em muitas outras iniciativas vieram a ser empregados com êxito. A Plumbum S. A., em sua usina de chumbo de Adrianópolis (Panelas), Paraná, empregou até recentemente um conjunto de seis unidades, substituídos agora, em virtude do aumento da capacidade daquela usina, por um forno Dwight-Lloyd. Posteriormente, em 1944, o autôr utilizou com grande êxito forno semelhante para a sinterização de concentrados finos de cassiterita para uma pequena usina localizada nos arredores do Rio de Janeiro. Em contribuição apresentada a esta Reunião (5) aborda o autôr esse caso particular. A Usina Experimental de Apiaí, posta novamente a funcionar após longo período de paralização, contará em breve com mais três unidades Mace na sua secção de sinterização.

Os fornos Mace, a despeito de exigirem maior mão-de-obra por unidade de produção que os outros fornos citados, aliam as vantagens de simplicidade, flexibilidade, contrôle individual e dispensam mecanização de carregamento. O custo de instalação por tonelada de capacidade diária é apreciavelmente menor que de fornos de maior capacidade unitária.

2. *Fornos de cuba de camisa de água para redução de sinters e para produção de matte de cobre*

Para a obtenção de cobre-preto ou de matte de cobre em escala de produção relativamente pequena, de menos de 300 t/dia de carga como exemplo, não é aconselhado o emprego de fornos de reverbero. Em consequência, e afora o emprego dos fornos elétricos mais adiante mencionados, a única solução reside na utilização de fornos de cuba de camisa de água pelo menos nas regiões inferiores do forno onde as temperaturas passam de 500°C.

Numerosas firmas especializadas da Europa e dos Estados Unidos têm construído fornos desse tipo para capacidades de carga diárias que vão de 15 a 1.200 toneladas por dia. Para fornos de pequena capacidade, de 15 a 50 toneladas de carga por dia, a experiência já obtida no Brasil com os fornos Mace de redução são grandemente animadoras. Tais fornos foram também introduzidos no país pelo autôr, quando instalou na Usina Experimental de Apiaí o início da produção de chumbo em 1940, com pequena unidade de 12 toneladas de carga por dia. Logo após a instalação de uma segunda unidade, com a capacidade de 40 toneladas de carga por dia naquela Usina, e com os excelentes resultados obtidos, mormente quando se considera que o combustível empregado era, como o é até hoje naquela Usina, o carvão vegetal, duas firmas de São Paulo que se dedicam à metalurgia de chumbo secundário, principalmente aproveitamento de placas de acumuladores, encomendaram e instala-

ram unidades iguais à primeira citada. Posteriormente, em 1944, a Plumbum S. A. para sua usina de chumbo adquiriu unidade igual à segunda do Apiaí; esse forno tem funcionado em excelentes condições até agora. Pouco depois, a Companhia Brasileira de Cobre e que pretendia produzir matte de cobre em Utinga, nos arredores da cidade de São Paulo, com os concentrados que iria obter em suas minas de Camaquã e Seival, Rio Grande do Sul, adquiriu unidade pouco maior que a segunda de Apiaí, contando entretanto com cadinho projetado para matte de cobre; essa unidade não chegou a funcionar. Finalmente, em 1949 a Plumbum S. A. montou um novo forno Mace de 200 toneladas de carga por dia; essa unidade ainda não entrou em funcionamento. Um dos pequenos fornos inicialmente destinado à metalurgia de chumbo secundário foi depois, por orientação do autôr, modificado para redução de concentrados de cassiterita previamente sinterizados, tendo funcionado em boas condições.

Resulta do apanhado que, embora extremamente modestas ainda no Brasil as iniciativas de metalurgia extrativa de metais não-ferrosos, têm logrado os fornos Mace se impôr, pelas vantagens inegáveis que apresentam sobre similares de outros fabricantes. O principal característico dos fornos Mace de redução é a adoção da ventaneira contínua, de secção ajustável, o que permite não só regular as condições de redução como também melhor controlar a formação de crostas que venham a ser formadas nas regiões baixas da coluna. É interessante observar aqui que a experiência obtida na grande usina de chumbo de Port Pirie, Austrália, pela Broken Hill Associate Smelters Proprietary Co. Ltd., recentemente relatada por White (6) demonstrou as vantagens decorrentes do aumento do número de ventaneiras nos fornos de cuba de redução. Os novos fornos dessa usina, e que representam o resultado da evolução desde o forno experimental construído em 1935, empregam dupla linha de ventaneiras, em dois níveis diferentes, próximos. A patente original Mace de ventaneira contínua constitui, por assim dizer, o limite de aumento do número de ventaneiras.

O autôr em 1941 produziu cobre preto na Usina de Apiaí a partir de sinter de concentrados de flutuação que lá obteve, e, em 1943, em outro forno Mace então existente em São Paulo, fez uma nova experiência com minério oxidado de alto teor, de Itapeva. Nenhuma dificuldade encontrou em obter cobre preto de baixo teor em ferro 1,2 e 0,6 %, respectivamente, e os teores de cobre na escória não foram excessivos (1,2 %) se se considerar que se tratava de pequeno forno de 12 t/dia de capacidade.

Convém mencionar aqui as modificações radicais do projeto dos fornos de cuba preconizadas há pouco por Stewart (7). Embora não existam literatura dados acêrca do resultado de funcionamento de tais fornos, é de se crer que venham a melhorar consideravelmente as condições de operação, pela diminuição dos espaços habitualmente ocupados pelas crostas.

3. Forno elétrico Westly para produção de mattes de cobre

Nos países pobres em combustíveis utilizáveis em fornos de reverbero, como o Brasil, excelente solução pode ser encontrada no emprego dos fornos elétricos Westly, aperfeiçoados e desenvolvidos pela Elektrokemisk A.B., de Oslo, Noruega.

Sob o ponto de vista metalúrgico, o forno elétrico para matte é semelhante ao forno de reverbero; aliás, o primeiro modelo devido a Westly resultou da modificação de um forno de reverbero. Apresenta entretanto as vantagens de ser muito flexível quanto à capacidade, permitir excelente regulação de temperatura e produzir pequeno volume de gases de elevada concentração em SO_2 , facilmente utilizados em instalação para ulterior aproveitamento; em consequência do pequeno volume de gases, uma vez que não há diluição com produtos da combustão como nos fornos de reverbero, pequena é a proporção de sólidos que é por eles arrastada mecânicamente.

Nos fornos Westly o calor é fornecido pela resistência oferecida pela escória à passagem da corrente. O primeiro forno construído por Westly em 1922 para a usina da A.S. Sulitjelma Gruber, na Noruega, (8) era forno retangular, alongado. Paralisado na crise de 1929, foi depois reconstruído para a potência de 2500 kVA e empregava 3 eletrodos Soderberg de 860 mm de diâmetro. O consumo de energia desse forno era de 530 kWh/t de carga sólida fria e o consumo de eletrodos de 2,5 a 3 kg/t. Em 1938 foi descrito o forno Westly construído pouco antes para a companhia Outokumpu Oy, em Imatra, Finlândia (9). Esse forno é circular, cilíndrico, como o são habitualmente os fornos elétricos, e dispunha de 3 eletrodos Söderberg de 1420 mm de diâmetro; sua potência instalada era de 9.000 kVA. A capacidade desse forno é de 220 t/dia de carga com 5.000 kVA e de 450 t/dia com 8.000 kVA. O consumo de energia é de cerca de 480 kWh/t de carga sólida, equivalente para a carga empregada, a cerca de 5.000 kWh/t de cobre blister obtido do matte. O consumo de eletrodos é de cerca de 3 kg/t. Apesar de relativamente baixo o teor de cobre na carga o forno assegura excelente separação da escória, que não contem mais que 0,6 % de cobre.

Mais recentemente (10) a empresa Boliden, na Suécia, utilizou um forno Westly-Elektrokemisk de 4.000 kVA empregando 3 eletrodos de 1000 mm de diâmetro. A carga é constituída por 93 % de ustulados frios e 7 % de escória fria do conversor. Apesar de ser unidade relativamente pequena, sua capacidade se eleva a 280 t/dia de carga, produzindo matte de 45 a 55 % de cobre, com o consumo de energia de apenas 375 kWh/t de carga.

Dois fornos Westly-Elektrokemisk de 12.000 kVA cada foram postos em funcionamento em 1943 pela Petsamo Nikkeli Oy, Finlândia (atualmente zona de ocupação) para produção de matte de cobre e níquel. Cada um desses fornos teria a capacidade de 750 toneladas de carga por dia com consumo de energia de cerca de 600 kWh/t.

O grande progresso havido nos fornos elétricos para matte de cobre e a generalizada carência de combustíveis no Brasil, torna o forno Westly-Elektrokemisk naturalmente indicado para muitas regiões do Brasil, para a área de São Paulo principalmente.

4. *O conversor fixo da Messina Development Co.*

A conversão de mattes de cobre em escala correspondente à produção mensal de 625 t/mês de cobre refinado, em conversor fixo de revestimento básico, foi levada a efeito com inteiro êxito técnico e econômico pela The Messina (Transvaal) Development Co. Ltd., em Messina, África do Sul, segundo a descrição devida a Knickerbocker (11).

Em virtude da escala relativamente pequena daquela usina, cerca de 20 t/dia de cobre refinado, correspondente a tratamento de cerca de 80 t/dia de concentrados de flutuação de 10 a 12 % de água, 37 % de cobre, 12 % de enxôfre e 14 % de ferro, era pouco indicado o uso de conversores habituais. Segundo o autôr do trabalho citado, essa usina pretendia empregar inicialmente, para a obtenção do cobre blister, o processo de inter-reação entre ustulado e matte, de forma a resultar blister, em forno de reverbero. As dificuldades encontradas no decorrer das experiências levaram a abandonar a idéia e a tentar a realizar a conversão em um dos fornos de reverbero, devidamente modificado.

Um dos fornos disponíveis, de 3300 mm de largura e 4500 mm de comprimento, foi modificado de forma a poder funcionar como conversor fixo, continuando a contar com os combustores de carvão pulverizado. Para isso, a parede do lado dos combustores foi modificada para comportar uma placa resfriada atravessada por 7 ventaneiras situadas de forma a ficarem imersas 450 mm no banho líquido. As ventaneiras dispunham de válvulas Dibble de esfera para periódica limpeza das acreções de matte e de cobre blister formadas nos períodos correspondentes da sopragem.

O detalhe importante para a manutenção dessas ventaneiras reside na excelente idéia que tiveram os responsáveis por essa usina em constituir uma ventaneira resfriada por óleo, de elevado ponto de fulgôr («Velocite C», 150°C). As ventaneiras tinham o diâmetro de 31,2 mm (1 1/4") na parte em contacto com a carga líquida, e 50,8 mm (2") na parte externa ligada à válvula Dibble e ao conduto de alimentação. O fechamento e o resfriamento da ventaneira eram assegurados por um tampão tronco-cônico co-axial, formado por um tubo de aço sem costuras, dentro do qual existia outro tubo, também co-axial, de latão. O tampão era continuamente resfriado por circulação de óleo, introduzido sob a pressão de cerca de 6 atmosferas com a vazão de cerca de 40 l/min; o óleo era encaminhado pelo tubo central de latão, voltando pelo espaço anular entre êsse tubo e o de aço. No caso de rupturas, que se verificaram algumas vezes, narra o autôr, o óleo era incendiado sem maiores consequências dentro do forno. A idéia adotada com êxito, de empregar camisa resfriada por um líquido que se in-

flame sem explodir ao contacto com o banho líquido, é realmente excelente e poderá ser utilizada em numerosos outros casos onde existam riscos semelhantes.

A duração obtida para tais ventaneiras atingia a cerca de 2500 toneladas de cobre blister.

O conversor fixo de revestimento básico assim constituído pela modificação do forno de reverbero tinha sua fonte térmica assegurada pelos combustores de carvão pulverizado. Aceso o forno e uma vez atingida a temperatura necessária para receber a carga de matte, produzida em forno ao lado e nele carregada por gravidade, por meio de calha, era iniciada a sopragem da fase escorificante; terminada esta e retirada a primeira escória, nova carga de matte era feita, repetido o ciclo até que o volume de metal branco («white metal») houvesse atingido o nível desejado. Para a segunda fase da conversão do metal branco a cobre blister, de insuficiente balanço térmico como é sabido, eram novamente acesos os queimadores de carvão pulverizado, assegurando-se dessa forma a manutenção das temperaturas necessárias.

5. Refino de cobre em forno elétrico

Muito embora houvessem sido feitas anteriormente algumas tentativas para a utilização de fornos de arco direto nas operações de refino de cobre, foi somente em 1936 (11) que as experiências da The International Nickel Co. of Canadá lograram êxito industrial. O trabalho original de Waddington e Bischoff (12) descreve com razoável detalhe o novo processo. Utilizam dois fornos de 4.000 kVA de alimentação intermitente, mantido sempre volume de cobre líquido, e um forno de indução de 125 kW para controle de vasamento. Os catodos obtidos na usina de refino eletrolítico são carregados nos dois fornos por meio de máquinas de carregar. A fusão é contínua e o vasamento é ajustado por um forno de indução que recebe fluxo contínuo do metal refinado, com o necessário controle do teor de oxigênio residual. Dentre as vantagens enumeradas pelos autores do trabalho devem ser ressaltadas as seguintes: 1) perfeita uniformidade dos lingotes; 2) ausência de contaminações pelos gases de combustão; 3) melhor controle das operações, dependendo menos da prática dos operadores, como acontece no processo de refino em forno de reverbero de catodos; 4) grande flexibilidade de operação; a menor capacidade utilizável em fornos de reverbero, segundo os autores, seria de 300 toneladas por carga, ao passo que no forno elétrico é possível sem grande perda de eficiência utilizar momentaneamente capacidades muito inferiores.

No começo de junho do ano corrente tiveram início nas Instalações Experimentais de Metalurgia do Instituto de Pesquisas Tecnológicas, conduzidas pelo Eng. Fernando Alvares de Toledo Piza e pelo autor, as primeiras experiências para refino de sucata de cobre, sob a forma de fios usados, em forno elétrico básico Heroult de 1,5 toneladas de capacidade. Esse forno emprega eletrodos de 130 mm (5 1/8") de

diâmetro e conta com transformador de 400 kVA com variação de taps de 90 a 180 volts. Têm sido produzidos lingotes para laminação («wire-bars») e os primeiros resultados obtidos têm sido muito animadores. Convem frisar aqui que, afóra a experiência da The International Nickel Co., em refino de catodos, não existe na literatura técnica qualquer referência à utilização de fornos elétricos para refino de sucata de cobre.

4. CONCLUSÕES

1. No estado atual do conhecimento das reservas existentes no distrito de Camaquã-Seival, de Itapeva e de Caraiba, e tendo presente as atuais dificuldades de importação de cobre, já é possível pensar em instalar usinas de pequena capacidade para um início de produção. Apesar das dificuldades que decorrem das grandes distâncias que separam as jazidas desses três distritos, seria desejável que uma parte das operações de metalurgia e refino pudessem ser feitas em uma usina central, afim de aumentar a capacidade, tornando-a, nessas fases do processo, mais econômica.

2. É de se prever que, com o estabelecimento de usina ou usinas de cobre no país, venham a ser propiciadas condições que estimulam não só o desenvolvimento de novas reservas em distritos conhecidos como também a pesquisa e descoberta de eventuais novas ocorrências.

3. Em virtude de condições locais e da pequena escala que possivelmente será instalada na usina ou nas usinas que vierem a ser construídas, a escolha dos processos e o delineamento das operações devem ser objeto de cuidadoso estudo que tire partido de condições locais e de novos progressos havidos na metalurgia do cobre.

4. Para usinas iniciais para produção de matte de cobre ou de cobre preto parece recomendável o emprego de fornos Mace de camisa de água. Para a área de São Paulo e para outras regiões do país que contem com adequado suprimento de energia elétrica a baixo preço parece justificado o emprêgo dos fornos elétricos Westly-Elektrokemisk.

5. Para as operações de refino ao fogo recomendam-se a adoção de fornos elétricos tipo Heroult, consoante com os resultados que vêm sendo obtidos no Instituto de Pesquisas Tecnológicas.

BIBLIOGRAFIA

1. SOUZA SANTOS, T. D. DE — **A indústria brasileira de transformação de cobre**. S.P.I. — Boletim do Setor da Produção Industrial, São Paulo, 1943, reproduzido em *Mineração e Metalurgia*, vol. 8, n.º 45, pg. 214, Rio de Janeiro, 1944.
2. CENTRO MORAES REGO — **Segunda Semana de Debates sobre Problemas Minero-Metalúrgicos do Brasil**, Boletim n.º 7, pgs. 193-218. Centro Moraes Rego, São Paulo, 1949.
3. CENTRO MORAES REGO — **Terceira Semana de Debates sobre Problemas Minero-Metalúrgicos do Brasil**, Boletim n.º 8. Centro Moraes Rego, São Paulo, 1951.

4. HOLMBERG, A. — **O processo «A.I.B.-Holmberg» de sinterização de minério de ferro**, ABM — Boletim da Associação Brasileira de Metais, Vol. n.º 2, n.º 5, pg. 37-43, São Paulo, 1946.
5. SOUZA SANTOS, T. D. DE — **Alguns novos processos de metalurgia do estanho tendo em vista sua possibilidade de aplicação no Brasil**, C. T. n.º 179 a ser apresentado ao 7.º Congresso Anual da Associação Brasileira de Metais, Porto Alegre, 1951.
6. WHITE, L. A. — **The Development of the Lead Blast Furnace at Port Pirie, South Australia**, pg. 1221, Transactions, American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, vol. 188, New York, 1950.
7. STEWART, J. S. — **A Blast Furnace for Solving Blast Furnace Problems**, Engineering & Mining Journal, vol. 144, n.º 7, pgs. 64-68, New York, 1943.
8. SEM, M. — **Electric Smelting in the Westly Furnace**, Engineering and Mining Journal, vol. 140, n.º 1, pg. 47, New York, 1939.
9. SEM, M e COLLIN, F. C. — **Electric Smelting Points Way to Lower Costs**, Engineering & Mining Journal, vol. 148, n.º 8, pgs. 86-88, New York, 1947.
10. MAKINEN, E. — **Outokumpu Copper Mine and Smelter, Finland** — Mining and Metallurgy, fevereiro, New York, 1938.
11. KNICKERBOCKER, R. G. — **The Messina Basic Stationary Converter**, pgs. 140-148, Transactions, American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, vol. 106, New York, 1936.
12. MILLER, H. J. — **The Fire Refining of Copper**. The Refining of Non Ferrous Metals, Symposium, pg. 181. The Institution of Mining and Metallurgy, Londres, 1950.
13. WADDINGTON, R. H. e BISCHOFF, J. C. — **The Electric Furnace Melting of Copper**, pg. 199, Transactions Canadian Institute of Mining and Metallurgy, vol. 49, Montreal, 1946.