



TOGETHER
for a sustainable future

OCCASION

This publication has been made available to the public on the occasion of the 50th anniversary of the United Nations Industrial Development Organisation.



TOGETHER
for a sustainable future

DISCLAIMER

This document has been produced without formal United Nations editing. The designations employed and the presentation of the material in this document do not imply the expression of any opinion whatsoever on the part of the Secretariat of the United Nations Industrial Development Organization (UNIDO) concerning the legal status of any country, territory, city or area or of its authorities, or concerning the delimitation of its frontiers or boundaries, or its economic system or degree of development. Designations such as “developed”, “industrialized” and “developing” are intended for statistical convenience and do not necessarily express a judgment about the stage reached by a particular country or area in the development process. Mention of firm names or commercial products does not constitute an endorsement by UNIDO.

FAIR USE POLICY

Any part of this publication may be quoted and referenced for educational and research purposes without additional permission from UNIDO. However, those who make use of quoting and referencing this publication are requested to follow the Fair Use Policy of giving due credit to UNIDO.

CONTACT

Please contact publications@unido.org for further information concerning UNIDO publications.

For more information about UNIDO, please visit us at www.unido.org



16522-S

Distr. LIMITADA

ID/WG.470/5

24 julio 1987

ESPAÑOL

ORIGINAL: INGLÉS

Organización de las Naciones Unidas para el Desarrollo Industrial

Primera Consulta sobre la Industria
de los Metales no Ferrosos

Budapest (Hungria),

30 de noviembre al 4 de diciembre de 1987

ALTERNATIVAS TECNOLÓGICAS PARA LA INDUSTRIA DEL
COBRE, PLOMO, ZINC Y ESTAÑO
EN LOS PAISES EN DESARROLLO *

preparado por
la Secretaría de la ONUDI

* El presente documento es traducción de un texto que no ha pasado por los servicios de edición de la Secretaría de la ONUDI.

Prefacio

Este documento presenta un estudio detenido de las tecnologías que se utilizan actualmente en los procesos de elaboración y recuperación, así como pautas de desarrollo nuevas e innovadoras de la industria del cobre, el plomo, el zinc y el estaño.

Este primer análisis de las tecnologías de los mencionados metales básicos puede constituir un punto de partida para estudiar la selección, modificaciones y creación de tecnologías futuras en los países en desarrollo.

El estudio se basa en el documento titulado "Technological Alternatives for Non-Ferrous Base Metals in Developing Countries" (Alternativas tecnológicas para la industria de los metales básicos no ferrosos en los países en desarrollo), preparado por Alexander Sutuiov, consultor de la ONUDI. El anexo I se fundamenta en el documento titulado "Technological alternatives for the Fabrication of Semi-finished and Finished Products of Copper" (Alternativas tecnológicas a la fabricación de productos acabados y semiacabados del cobre), preparado por Tamàs Gròf, consultor de la ONUDI.

INDICE

	<u>Página</u>
1.0 INTRODUCCION	5
2.0 ALTERNATIVAS TECNOLOGICAS, PERFECCIONAMIENTOS GENERALES EN MATERIA DE ELABORACION	6
2.1 Extracción	7
2.2 Trituración	11
2.3 Concentración	21
2.4 Hidrometalurgia	24
2.5 Pirometalurgia	26
3.0 TECNOLOGIAS DEL COBRE	27
3.1 Columna de flotación	29
3.2 Lixiviación bacteriana de sulfuros de cobre	36
3.3 Proceso SX/EW	38
3.4 Progresos de segregación	45
3.5 Tecnología del oxígeno	50
3.5.1 Proceso Outokumpu	52
3.5.2 Proceso INCO	52
3.5.3 Proceso Noranda	54
3.5.4 Proceso Mitsubishi	54
3.5.5 Proceso El Teniente	58
3.5.6 Debate	62
4.0 TECNOLOGIAS DEL PLOMO Y DEL ZINC	67
4.1 Proceso de fundición Imperial	68
4.2 Proceso de lixiviación y tostación de sulfatos (SRL)	68
4.3 Proceso Outokumpu	69
4.4 Proceso QSL	69
4.5 Proceso Kivcet	74
4.6 Debate	75
5.0 TECNOLOGIAS DEL ESTAÑO	78

INDICE (continuación)

	<u>Página</u>
5.1 Cambios en la elaboración	78
5.2 Flotación de estaño	80
5.3 Pirometalurgia del estaño	81
ANEXO I - Alternativas tecnológicas en la fabricación de productos acabados o semiacabados de cobre	85
I. Manufactura de alambre de cobre	85
A. Proceso Continuus-Properti	85
B. Proceso Southwire	88
C. Proceso de fundición Outokumpu	90
D. Proceso de fundición Secor	92
E. Contirod (Krupp-Hazelett)	93
F. Formación por inmersión en caliente General Electric ..	95
G. Proceso de colada por levitación, General Electric (GELEC)	98
H. Observaciones finales	98
II. Fabricación de chapas y flejes de cobre y aleaciones de cobre	102
A. Colada	102
B. Laminación	108
C. Recocido	113
D. Cortado en tiras, corte y nivelación	116
III. Fabricación de tubos, varillas y alambres de cobre y aleaciones de cobre	118
A. Fundición	118
B. Extrusión	118
C. Trefilado	119
D. Fabricación de tubos de cobre	125
Trefilado de alambre	125
IV. Otras tecnologías	126

1.0 INTRODUCCION

La situación mundial por lo que se refiere a los metales básicos que constituyen el objeto del presente estudio ha afectado en gran medida a la economía de muchos países en desarrollo en los que las industrias no ferrosas desempeñan un papel esencial en el proceso de desarrollo económico.

Desde el principio del decenio de 1980 la industria de los metales no ferrosos se ha enfrentado con graves problemas: precios bajos, que a veces han descendido hasta el nivel que prevalecía durante la depresión, si se calculan en dólares a valor constante; grave endeudamiento del sector, en el cual la proporción capital/endeudamiento alcanza en muchos casos valores cercanos al 50%; exceso de capacidad de producción instalada.

Estos factores negativos para las industrias no ferrosas han dejado sentir sus efectos en el proceso de reestructuración básica de la economía mundial. Las características principales de estos cambios se relacionan esencialmente con un descenso del consumo de materiales y de energía por unidad de PNB, que en muchos casos guarda relación con una utilización más racional de los materiales mediante procesos de miniaturización, sustitución y también a causa de un mayor incremento del sector de servicios en comparación con la producción industrial.

En dichas circunstancias, la demanda de metales básicos se ha estancado y, prácticamente sin ninguna excepción notable, las industrias de metales básicos comenzaron a acusar pérdidas de explotación desde 1981. Los países en desarrollo experimentaron una importante reducción de sus ingresos en divisas obtenidos mediante las exportaciones de productos de dichas industrias, y en muchos casos incluso tuvieron que conseguir nuevos préstamos para el servicio de la deuda originada por las industrias no ferrosas. La formación de capital en dichas industrias se redujo fundamentalmente a partir de los primeros años del decenio de 1980.

Sin embargo, la economía mundial acusó algunos cambios a partir del final de 1985. Los precios del petróleo comenzaron a descender de forma espectacular, lo que originó menores gastos de producción y aumentos de la demanda de productos. Otro factor digno de mencionarse es la disminución de los tipos de interés, que puede coadyuvar a un equilibrio mejor de la situación de la balanza de pagos en el mundo en desarrollo, aunque no baste para reactivar sus economías. Con un endeudamiento internacional tan enorme, muchos países en desarrollo no cuentan con suficientes reservas e ingresos para atender al servicio de su deuda y menos aún para iniciar un crecimiento económico de cierta importancia.

La combinación de todos los factores mencionados exige que en los países en desarrollo se sigan nuevas estrategias de explotación de los metales no ferrosos, para que dichos países puedan aprovechar mejor sus recursos nacionales y puedan contribuir de forma decisiva a la creación de sistemas productivos más coherentes, mediante una consolidación de los vínculos que unen a dichas industrias con los demás sectores de la economía nacional. También han de promoverse actividades complementarias a nivel subregional y a nivel regional mediante actividades de cooperación. En este contexto la selección y perfeccionamiento de tecnologías representan un factor importante para la ejecución efectiva de nuevas estrategias, así como para el funcionamiento eficiente de las fábricas de metales no ferrosos.

En términos generales, los países en desarrollo han establecido ya una capacidad científica y técnica con la que desarrollar sus propias investigaciones en todas las esferas pertinentes de la producción de metales básicos. Algunos de estos laboratorios y centros de investigación se pueden comparar sin desdoro con las instituciones avanzadas del mundo industrial, aunque a veces necesiten personal más especializado. Ahora bien, es importante hacerse cargo de que toda la labor de investigación en esta esfera debe efectuarse, esencialmente, en laboratorios locales, de forma que la experiencia adquirida no salga del país, que es lo que sucede cuando se recurre a expertos extranjeros que se van del país una vez acabada su misión. A este respecto, los centros nacionales de investigación deben ser objeto de todo el apoyo y comprensión de sus gobiernos nacionales y de las instituciones internacionales.

Sugerimos que se tomen iniciativas con miras a desarrollar un esfuerzo autóctono de investigación por parte de los gobiernos interesados de países en desarrollo, con ayuda de las organizaciones internacionales, a fin de encauzar el desarrollo de nuevas tecnologías y de adaptar las recientes tecnologías a la producción de metales básicos no ferrosos, con miras a adecuar dichas tecnologías a la magnitud y recursos de los países en desarrollo, a mejorar la eficiencia y a reducir los costos. Semejante iniciativa podría ayudar también a los países en desarrollo a dominar dichas tecnologías y a integrar las actividades mineras y metalúrgicas de las industrias de metales básicos no ferrosos en el plano horizontal y en el plano vertical con otras actividades industriales, contribuyendo de esta manera al desarrollo industrial general de los respectivos países.

2.0 ALTERNATIVAS TECNOLOGICAS, PERFECCIONAMIENTOS GENERALES EN MATERIA DE ELABORACION

El agotamiento gradual de las menas de metales básicos de buena ley y la necesidad de extraer cantidades mucho mayores de minerales de baja ley con objeto de poder producir la misma cantidad de metales, ha conducido en los 15 a 20 últimos años a un encarecimiento considerable de los costos. Esto ha coincidido con otro encarecimiento de los costos de la energía, que entre 1972 y 1981 se multiplicaron por 10, así como con un encarecimiento sin precedentes de los costos laborales, en particular en los países desarrollados. Por ejemplo, en los Estados Unidos y en el Canadá el ingreso por una hora de trabajo en la industria del cobre aumentó de 3,35-3,85 dólares en 1970 a 9,20-9,50 dólares en 1979 y a 13,00-14,00 dólares en 1984. Si se incluyen los demás emolumentos correspondientes, estos salarios representan de 24 a 26 dólares por hora en 1984. A guisa de comparación, los salarios medios son de 13 dólares la hora en el Japón y de 2 a 3 dólares la hora en América Latina.

Desgraciadamente, este encarecimiento de los costos coincidió con un enorme exceso de producción de metales básicos y con una abrupta caída de los precios de dichos metales. Al principio se creyó que la situación era temporal, y la mayor parte de las empresas productoras concertaron importantes préstamos para hacer frente a las pérdidas. Sin embargo, esta estrategia resultó fatal para algunas de dichas empresas. Entre 1981 y 1985, los productores de cobre de los Estados Unidos perdieron nada menos que 3.000 millones de dólares, mientras que la mayor parte de las empresas que trabajaban en el sector de los metales básicos se endeudaban cada vez más hasta llegar a un punto en que la mayor parte de sus beneficios eran negativos.

No es de sorprender, por lo tanto, que el sector reaccionara con gran vigor a fin de reducir los costos de la mano de obra y de la producción, procurando optimizar las operaciones y mejorar la tecnología a fin de reducir los gastos de materiales, energía y mano de obra.

En este contexto, la tendencia general que se ha manifestado desde mediados del decenio de 1970, después de haber comenzado ya la crisis energética, ha consistido en aumentar la capacidad del equipo de extracción y trituración con miras a obtener reducciones en los costos de funcionamiento y de mantenimiento (las denominadas economías de escala); en intensificar los procesos químicos y pirometalúrgicos mediante la inyección de oxígeno, que permitía acelerar las reacciones y aumentar la capacidad de los hornos; en sustituir los procesos pirometalúrgicos caros que consumían mucha energía con procesos hidrometalúrgicos menos caros que recurrían en mayor medida a las reacciones químicas a temperaturas más bajas y con un tratamiento más completo de los materiales. Al mismo tiempo se introdujo la automatización de controles, la computadorización de operaciones y el desarrollo de altas tecnologías para la planificación, el desarrollo y la ejecución de actividades productivas con un mínimo de personal. La industria inició una rápida "limpieza de fachada", mediante una discreta revolución tecnológica, con objeto de asegurar su posible supervivencia.

2.1 EXTRACCION

En la extracción los perfeccionamientos tecnológicos van desde el uso de explosivos mejores y más eficientes hasta la utilización de perforadoras capaces de trabajar con más exactitud y dotadas de mayor movilidad. En los sistemas de manipulación de mineral, las mejoras van desde la utilización de trituradores móviles para su uso en los pozos hasta el desarrollo de parques de camiones gigantes y el empleo de medios de transporte de gran tonelaje (aparte de los trenes y de los camiones) y de cintas transportadoras muy grandes.

Se han vuelto a diseñar y se han mejorado los equipos de perforación y los explosivos utilizados a fin de poder conseguir perforaciones y deflagraciones más efectivas. Se ha reemplazado a las perforadoras de aire comprimido con perforadoras de rocas totalmente hidráulicas y sumamente eficientes, lo que ha originado un 50% de ahorro en el consumo de energía y un 25% en términos de eficiencia. Se ha reemplazado a todos los tipos de perforadoras antiguas con perforadoras rotativas de gran diámetro, y se han diseñado nuevas brocas rotativas de perforación mediante la utilización de nuevas aleaciones metálicas y de guarniciones especiales que aumentan el coeficiente de penetración, proporcionan una velocidad de perforación más uniforme, disminuyen el desgaste de los materiales y prolongan la vida útil de las brocas y aceros utilizados para la perforación.

En cuanto a los materiales explosivos, los explosivos químicos sufren la competencia de los explosivos nucleares, aunque, como es natural, estos últimos susciten una mayor desconfianza pública y mayores temores en la esfera de la seguridad. Entre los explosivos químicos, se han descubierto nuevas fórmulas metalizadas ANFO (Ammonium Nitrate Fuel Oil, o sea fuel oil de nitrato amónico), con proporciones diversas de partículas metálicas. Estas fórmulas permiten un desprendimiento enorme de energía química y poseen alto grado de resistencia al agua y a las temperaturas sumamente bajas. Además, los agentes de voladura metalizados no requieren la utilización de materias sensibilizadoras de alto poder explosivo.

De particular importancia ha sido el creciente uso de aditivos aluminicos en las lechadas a base de nitrato amónico, de empleo tradicional. Estos aditivos incrementan la energía y la sensibilidad de muchos explosivos. Los gránulos y el polvo de aluminio elevan la potencia de los explosivos y se utilizan como combustible para generar la detonación. En la actualidad se utilizan escamillas de aluminio en polvo para añadirlas a la mezcla explosiva y aumentar su sensibilidad a la iniciación de la detonación.

También se han conseguido perfeccionamientos sustanciales en materia de excavadoras y dragas de arrastre. Las excavadoras modernas son máquinas compactas, sólidas y eficientes que pueden trabajar día y noche sin interrupción con un coeficiente de disponibilidad del 90 al 95% a lo largo de años y años de servicio. Casi sin excepción trabajan con electricidad y no tienen competencia cuando se trata de extraer minerales en frentes de roca dura y en los casos en que es importante contar con máquinas capaces de trabajar en condiciones difíciles. En los últimos años se ha observado una preferencia por las grandes excavadoras eléctricas (de 12 a 25 yardas), que representan sin lugar a dudas las máquinas más apropiadas cuando se trata de explotar minas de roca dura a cielo abierto.

El transporte de minerales y desechos en las minas a cielo abierto se suele efectuar en la actualidad por medio de camiones, y la importancia de esta operación reside en el hecho de que a menudo representa la mitad de los gastos totales de minería. El rápido incremento de los gastos de equipo y piezas de recambio, junto con el encarecimiento sin precedentes de los combustibles, ha obligado a adoptar medidas rigurosas para reducir los gastos operativos y de mantenimiento. Un ejemplo de lo dicho ha sido la sustitución de los antiguos camiones de 35 y 85 toneladas por nuevos camiones de 100, 170 y 280 toneladas dotados de motores diesel de alta velocidad con potencias de arrastre de hasta 1.600 CV. La mayor parte de los motores están dotados de turbo-compresores posrefrigerados o con refrigeración intermedia. Recientemente se ha fabricado un camión de transporte de 350 toneladas, con motor diesel de baja velocidad, provisto de ruedas motorizadas y de cubiertas gigantes; estos camiones cuestan 1 millón de dólares cada uno.

La utilización de estos enormes camiones basculadores todo terreno plantea bastantes dificultades para el trazado y construcción de accesos en el interior de las minas, ya que dichos camiones, una vez cargados hasta arriba, pesan más de 600 toneladas. La fuerza de tracción para estos camiones la proporciona un motor de locomotora diesel de 3.300 CV, que alimenta un alternador eléctrico del cual dependen cuatro motores de tracción eléctrica montados en las ruegas traseras del camión. Este tipo de camiones tiene dirección trasera automática.

Estos camiones ofrecen ventajas y desventajas, que no permiten pronunciarse con claridad acerca de la conveniencia de aumentar más aún sus dimensiones. Es evidente que con ellos se reducen los gastos de explotación en términos de mano de obra, pero en cambio el costo de los neumáticos es enorme. Por otra parte, los gastos de inversión en el caso de un camión de 200 toneladas son probablemente tres veces más altos que el caso de un camión de 100 toneladas. Como ya se ha indicado, las grandes dimensiones de los camiones obligan a construir vías de transporte muy anchas en los pozos de la mina, y máquinas de cargar de grandes dimensiones, así como instalaciones de servicio apropiadas. Un camión gigante de éstos que por una u otra razón no pueda funcionar resulta sumamente caro en términos de capital malgastado y de producción retrasada.

En cuanto a sus aspectos positivos, los camiones gigantes tienden a generar aumentos de productividad que rebasan la proporción de su capacidad con relación a la de los camiones corrientes. Gracias a ellos se reduce el tiempo de espera en los puestos de carga y descarga, así como la necesidad de personal de explotación y de reparación.

Los altos costos del combustible dieron origen a una nueva tendencia en favor de abandonar el combustible convencional y pasar a la energía eléctrica, y en las minas en las cuales el suministro de energía hidroeléctrica era barato, como por ejemplo en la mina Palabora de Sudáfrica, se recurrió al empleo de camiones a base de trole. Sin embargo, la actual bajada de los precios del petróleo quizá reste interés de momento a este sistema de tracción.

Lo caro que resulta el transporte por camiones ha inducido en los últimos años a elaborar un nuevo sistema a base de trituradoras portátiles y cintas transportadoras para sacar el mineral y los desechos del pozo de la mina. El uso de cintas transportadoras en gran escala no es una nueva tecnología, ya que se practica desde hace años en zonas muy diferentes. Sin embargo, su combinación con una trituradora semiportátil o portátil, que facilita el rápido acceso a la zona de extracción y que proporciona material del tamaño adecuado para el transporte por cinta, es más reciente. Esta tecnología requiere evidentemente que haya un túnel que permita llegar con facilidad al fondo del pozo, si el pozo es profundo. En la práctica, una cinta transportadora de 150 cm puede acarrear unas 8.000 toneladas por hora y utiliza neumáticos radiales para transmitir la tracción a los rebordes laterales de la cinta transportadora. El último adelanto tecnológico en esta esfera es la construcción de cintas transportadoras de tramo único que permiten cubrir distancias ilimitadas mediante la utilización de unidades de tracción intermediarias. Esto suprime la necesidad de tener que transferir el material transportado de una cinta a otra, que es lo que sucede en el caso de las cintas transportadoras de tramo múltiple, en las cuales los costos de transferencia alcanzan proporciones exageradas.

En la minería subterránea, que puede ser sumamente onerosa cuando se utilizan métodos de tajo y relleno o de socavación y relleno y cuando las vetas son pequeñas y no se pueden utilizar sistemas eficientes de excavación de frentes rocosos, es normal que constantemente se introduzcan innovaciones de explotación. Inco, que solía explotar minas de veta pequeña en Ontario, ha introducido ahora el sistema de minería vertical en retirada (VRM), que es un método de minería a granel que requiere menos mano de obra, es más seguro y resulta menos costoso que las técnicas tradicionales. La VRM ha posibilitado la introducción de explosiones craterígenas y el empleo de perforadoras en el interior del barrenado (ITH); también ha eliminado el sondeo vertical en ranura y la voladura en ranura, con lo cual se obtiene una mejor fragmentación del mineral. La próxima generación de equipo de minería estará diseñada para el trabajo continuo, lo que incluirá el uso de dispositivos avanzados de manipulación mecánica, electrificación, automatización y microprocesadores. Las operaciones se verán facilitadas mediante la utilización de técnicas perfeccionadas de detonación y de control del suelo. Inco ha establecido una empresa denominada Continuous Mining Systems Ltd., para que diseñe, fabrique y comercialice los prototipos de su equipo, que además de la perforadora ITH incluye una máquina continua de carga y una locomotora subterránea con telemando, que funciona con baterías. También está ensayando una nueva trituradora portátil de quijadas, de dimensiones compactas, para uso subterráneo.

Los telemandos permiten efectuar operaciones sencillas de explotación y control desde lugares seguros situados detrás, a la derecha o a la izquierda de la máquina perforadora. También permiten que un minero opere más de una perforadora al mismo tiempo. Las perforadoras poseen actualmente dispositivos de control hidráulico del pivote de perforación, lo que permite perforar con mayor precisión.

La máquina de carga continua puede desplazar hasta 1.000 toneladas horarias de escombros quebrados, o sea 10 veces más que las cintas transportadoras corrientes, mediante la utilización de un borde oscilante patentado conectado a la cinta. A medida que la máquina va penetrando en la pila de escombros, el reborde da fluidez al material porque cambia constantemente el ángulo de reposo de la pila. Esto reduce la fuerza de penetración y regula la caída del material en una corta cadena transportadora, al mismo tiempo que deja limpia la calzada por la que se desplaza la máquina.

Para mejorar la eficiencia de la manipulación de materiales, se recurrió a estacionar una unidad portátil de trituración con quijadas en una zona de excavación. Esta unidad, que sólo cuesta el 10% de lo que cuestan las trituradoras estacionarias subterráneas, se puede desmontar y volver a montar, lo que permite utilizarla rápidamente y sin dificultades en diferentes planos de trabajo.

No hay duda de que estas innovaciones se traducirán en una reducción sustancial de los costos. A continuación se verá cómo el perfeccionamiento gradual de la tecnología ha permitido reducir los costos de minería en una gran mina de cobre en los seis últimos años, en términos de dólares por tonelada de mineral:

	1980	1981	1982	1983	1984	1985
Perforación	0,25	0,22	0,12	0,10	0,12	0,11
Detonación	0,66	0,63	0,32	0,30	0,32	0,32
Carga	0,55	0,54	0,30	0,26	0,40	0,39
Transporte	1,72	1,60	1,21	1,06	1,15	1,10
Trituración y almacenamiento	0,48	0,49	0,42	0,40	0,39	0,40
Otros conceptos	0,51	0,48	0,41	0,45	0,46	0,45
TOTAL \$/t	4,17	3,96	2,8	2,57	2,84	2,77

Algunos de estos costos acusaron también la influencia de la evolución de los tipos de cambio de la moneda nacional y del dólar de los Estados Unidos, pero en conjunto la evolución de los costos se debió principalmente a una mayor eficiencia de la fuerza laboral y a una utilización más efectiva de los materiales y de las tecnologías.

Los costos de extracción en varias minas chilenas, expresados en dólares por tonelada métrica de mineral, registraron los siguientes cambios:

	1980	1981	1982	1983	1984	1985
Chuquicamata	4,17	3,96	2,78	2,57	2,84	2,77
El Teniente	2,70	2,55	2,98	2,63	2,40	2,08
El Salvador	4,86	4,05	3,25	2,73	2,50	2,04
Andina	2,88	2,65	2,39	3,35	3,84	2,59
Promedio	3,88	3,80	2,89	2,67	2,74	2,43

2.2 TRITURACION

Las operaciones de trituración representan más del 50% de los costos generales de extracción (trituración propiamente dicha, pulverización, clasificación, concentración, decantación). Estas operaciones consumen energía y materiales, y hay que resolver problemas de pérdida excesiva de materiales durante la pulverización y de exceso de pulverización, que dan resultados operacionales y metalúrgicos perjudiciales para el funcionamiento de la planta y para la recuperación de material.

Las operaciones de clasificación suelen incluir operaciones intermedias de trituración que se efectúan después de haber eliminado material que ya se ha reducido a una dimensión especificada, con miras a evitar el exceso de pulverización, la producción de mineral demasiado menudo y un consumo excesivo de energía, al mismo tiempo que se mejora la recuperación metalúrgica en los procesos de concentración.

A este respecto, en los dos últimos decenios ha tenido lugar en casi todos los países un cambio fundamental en la tecnología de clasificación, que ha consistido en sustituir la tecnología de clasificación a base de planos inclinados y cubetas por el empleo de dispositivos hidrociclónicos. El sistema hidrociclónico neerlandés se desarrolló inicialmente para la clasificación húmeda de carbones, pero a partir de mediados del decenio de 1950 ha desempeñado un papel cada vez más prometedor en la clasificación y pulverización de rocas duras, llegando a reemplazar casi por entero a los sistemas tradicionales de clasificación. Las enormes ventajas de los dispositivos hidrociclónicos consisten en su capacidad de clasificar y separar eficazmente a los minerales menudos, el escaso consumo de piezas de recambio, el tamaño pequeñísimo del equipo, que permite duplicar la capacidad de pulverización sin ocupar más espacio, y su facilidad de adaptación a los controles automáticos del circuito de pulverización.

El principio de funcionamiento de un dispositivo hidrociclónico se indica en la figura 1, y en el diagrama 1 se expone su control automático de las operaciones. La pulpa de excavación, descargada por los molinos de bolas, se inserta tangencialmente en un cilindro ciclónico en condiciones de presión determinadas y, por acción de las fuerzas centrífugas, se separa en una fracción del producto más gruesa, que baja a lo largo de las paredes del cono en forma de flujo inferior, mientras que la fracción más fina que permanece junto a la zona de entrada de aire, es empujada hacia la parte superior del cilindro. El sistema es susceptible de control automático a base de mantener el orificio del ápice a un valor de densidad constante de flujo inferior, lo

que determina el tamaño de las partículas del flujo superior. En las operaciones en gran escala se utiliza a los dispositivos ciclónicos instalándolos en baterías de varias unidades cada una.

Mediante la reducción de la pulverización excesiva de los minerales, los dispositivos hidrociclónicos disminuyen de forma significativa el consumo de energía en dichos circuitos y, por ser fáciles de controlar y operar, representan un sustituto muy adecuado de los sistemas tradicionales de clasificación. En la mayor parte de las fábricas ha tenido lugar ya la sustitución de los clasificadores tradicionales por sistemas hidrociclónicos. Sin embargo, en muchos países en desarrollo y más particularmente en las antiguas instalaciones de pulverización, se siguen utilizando aún los clasificadores de tipo tradicional. Esto ofrece una buena oportunidad para mejorar considerablemente los costos y el funcionamiento de las plantas de pulverización, así como para poder destinar más espacio a la expansión de su capacidad.

También se han efectuado importantes adelantos en la trituración propiamente dicha. Los encargados de la molienda han soñado siempre con poder reducir los costos de trituración y pulverización, que representan prácticamente el 50% del total de los costos de elaboración de minerales. Dos problemas principales han atraído la atención en esta esfera: a) la posibilidad de reducir el consumo de energía, y b) la posibilidad de reducir al mínimo el consumo de acero en los procesos de trituración y pulverización.

Por lo que se refiere al principal problema, se ha determinado que en la actualidad sólo una fracción pequeñísima de la energía consumida en los procesos de trituración se utiliza realmente para reducir el tamaño de las partículas, mientras que la mayor parte de dicha energía -probablemente del 98 al 99%- se disipa en forma de energía térmica, como consecuencia de la rápida tendencia de los enlaces moleculares e iónicos rotos durante el proceso de trituración a aglomerarse de nuevo. Los esfuerzos por resolver este problema mediante la adición de productos químicos especiales que impidan dicha reaglomeración no ha dado más que resultados poco dignos de mención, y las economías de energía conseguidas no han pasado del 7 al 10%.

A continuación se centró la atención en la posibilidad de simplificar el propio sistema de trituración y pulverización mediante la modificación de los molinos de tambor tradicionales y pasando del empleo de cargas de bolas de acero para la pulverización a la utilización de la propia roca. En el pasado, los denominados molinos de piedras, que utilizaban cantos rodados de los ríos como instrumento de pulverización, eran bastante populares, porque ahorraban la utilización de acero para las barras y las bolas y, lo que es aún más importante, porque evitaban la contaminación de la pulpa con hierro. Esto condujo a la idea de la pulverización autógena, que consiste en la pulverización del mineral mediante el propio mineral, en vez de tener que utilizar cuerpos de pulverización especiales, metálicos o no metálicos, pero diferentes del propio mineral. Los primeros intentos por introducir el uso industrial de dichos molinos se hicieron en la industria del oro sudafricana. En ese país, los denominados molinos autógenos AEROFALL de gran diámetro se introdujeron en los últimos años del decenio de 1950 y en los primeros años del decenio de 1960, con gran éxito. Sin embargo, la pulverización autógena no siempre es apropiada para la trituración y pulverización de grandes trozos de rocas por su propia acción, cuando se presentan deficiencias en los medios rocosos o cuando los medios rocosos ofrecen cambios de calidad. En este caso el buen funcionamiento de la operación requiere que se añadan grandes bolas de

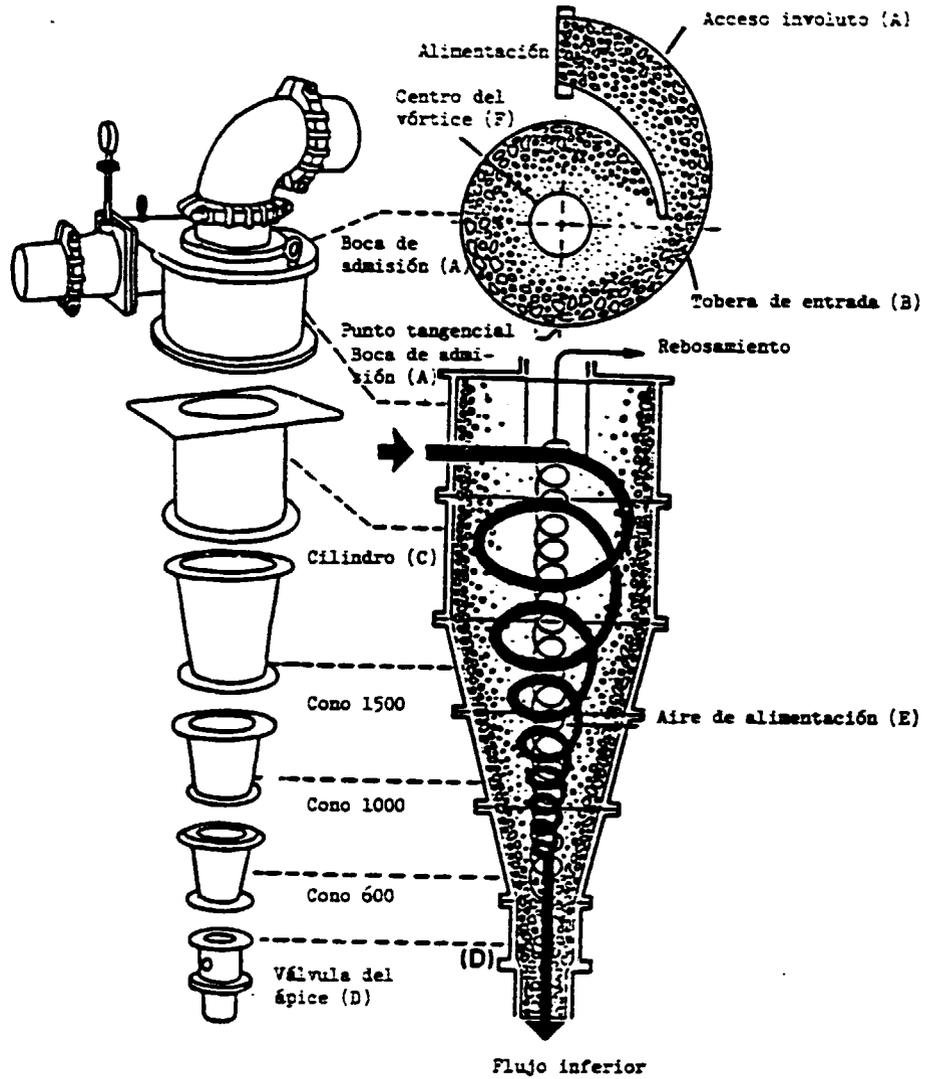


Figura 1: Diagrama esquemático del sistema hidrociclónico Webco

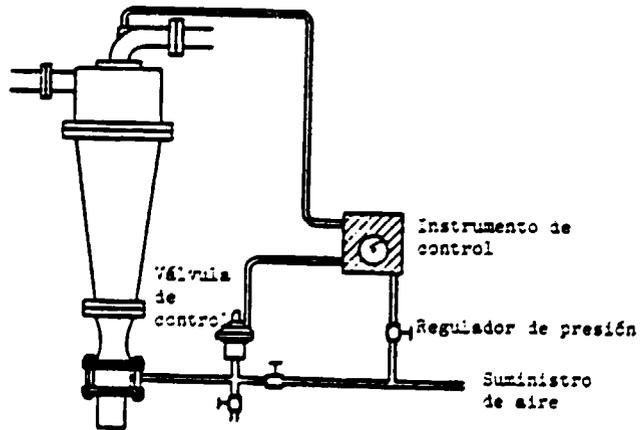


Diagrama 1: Control automático del orificio del ápice para asegurar un control constante de la densidad del flujo inferior

molienda de acero en cantidades que representen entre el 2 y el 10% del volumen total. En la actualidad, la mayor parte de los molinos semiautógenos utilizan menos del 5% volumétrico de dichas bolas de acero, mientras que los molinos de bolas tradicionales utilizan un 45% volumétrico de cargas de bolas.

La utilización de bolas de acero en los molinos autógenos tiene por finalidad reducir la energía total que se requiere para moler los productos primarios de trituración, o incluso los minerales extraídos de la mina, hasta que alcancen un diámetro de partícula que se preste a su ulterior elaboración. Los productos de un molino semiautógeno se pueden moler aún más en un molino de bolas o de piedras, o pueden revestir ya la forma de producto acabado listo para las operaciones de flotación u otras operaciones de concentración. En la mayor parte de las explotaciones de cobre porfirico, en las que se tratan diariamente cantidades tan grandes como 20.000 a 150.000 toneladas, los molinos semiautógenos pueden reemplazar de hecho a las operaciones secundarias y terciarias de trituración e incluso a la fase de pulverización en molinos de barras, como se indica en el diagrama 2.

En la práctica, por ejemplo en Chile, la introducción de molinos semiautógenos en lugar de los sistemas clásicos de trituración en tres fases o de los circuitos de pulverización en dos fases, representa una reducción de los costos de pulverización, incluidos el ahorro de energía y los costos de los medios de pulverización y otros, que de un nivel de 1,51 dólares por tonelada quedan reducidos a unos 0,99 dólares por tonelada, o sea que se puede reducir prácticamente un tercio de los costos, como se indica en el cuadro 1 adjunto.

El concepto de pulverización semiautógena (SAG) resulta prometedor por emplear circuitos más sencillos, por eliminar los complicados problemas que plantea la trituración de productos menudos, y porque posiblemente permita un tratamiento barato de minerales cuya explotación resultaría de lo contrario antieconómica. Unos cuantos ejemplos de lo antedicho los ofrecen las pasadas experiencias con circuitos SAG en las plantas de pulverización Pima y Bagdad de Arizona, en la planta Henderson del Colorado, las plantas Gibraltar y Lornex en Columbia Británica y Chuquicamata, y la planta prevista en el proyecto de mina Escondida en Chile. El proyecto Los Bronces, desarrollado por la Disputada, que es una filial de Exxon, prevé asimismo la utilización de pulverización SAG.

En vista de la importancia de los yacimientos de cobre porfirico en países en desarrollo de América Latina y de otras regiones, parece ser muy conveniente prestar la debida atención a este perfeccionamiento tecnológico que, sin duda alguna, reducirá no solamente los costos de producción sino también los costos de inversión. El uso adecuado de esta tecnología requiere que se ensayen y estudien detenidamente las propiedades de las rocas. Esto se puede llevar a cabo en el mismo país, si se cuenta con laboratorios debidamente equipados. Por ejemplo, en Chile se cuenta ya con una importante experiencia a este respecto.

Cuadro 1

Costos comparados: pulverización corriente y molienda autógena

(todos los costos se expresan en dólares de los EE.UU. por tonelada métrica)

	<u>PULVERIZACION CORRIENTE</u> <u>EN DOS FASES</u>			<u>PULVERIZACION</u> <u>SEMIAUTOGENA</u>		
	<u>Volumen</u>	<u>Costo</u> <u>unitario</u>	<u>Costo</u> <u>total</u>	<u>Volumen</u>	<u>Costo</u> <u>unitario</u>	<u>Costo</u> <u>Total</u>
Consumo de energía	8,3 kwh	0,045	0,373	7,4	0,045	0,333
Consumo de forros de revestimiento	0,091 kg	1,92 kg	0,175	0,083	1,92/kg	0,159
Consumo de bolas	0,83 kg	0,71 kg	0,589	0,11 kg	0,71/kg	0,078
Fuerza laboral y supervisión			0,077			0,065
Depreciación y amortización			0,210			0,320
Costos de mantenimiento			0,081			0,035
Costo total por tonelada de mineral			1,505			0,990

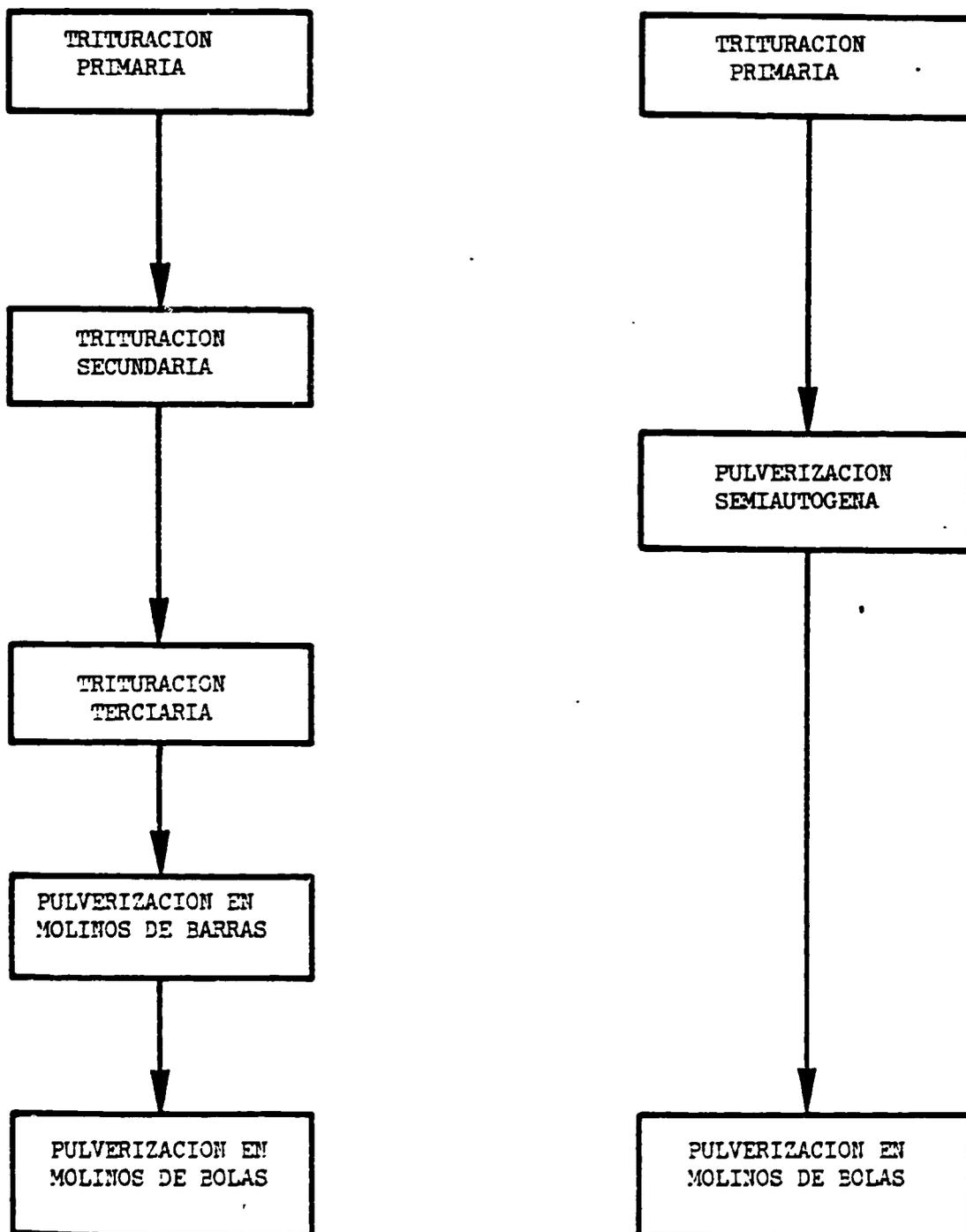
La figura 2 y el diagrama 3 muestran, respectivamente, una sección transversal del sistema de pulverización aerofall y el funcionamiento de dicho sistema en un circuito seco. El conducto de alimentación lleva directamente al molino, que efectúa la pulverización autógena en régimen de rotación rápida. Un ventilador de aspiración, situado encima del sistema, impulsa a los materiales molidos muy finos a través de un clasificador vertical y de colectores ciclónicos, mientras que el excedente de aire y las partículas muy dispersas van a parar a un tubo de escape. La corriente de aire utilizada se somete a precalentamiento a fin de asegurar la sequedad de los materiales. En el diagrama 4 se muestra el plano de operaciones en un sistema aerofall de circuito cerrado.

El diagrama 5 muestra un sistema de pulverización semiautógena, tal y como se suele ensayar en los laboratorios de investigación con diferentes minerales, mientras que en el diagrama 6 se puede apreciar el plano de operaciones de la pulverización semiautógena en una gran planta de cobre de los Estados Unidos.

Las cifras que figuran a continuación son una indicación del adelanto general efectuado en estos últimos años en las tecnologías de pulverización de las minas de cobre chilenas, que se refieren tanto a la trituración como a los costos de flotación en términos de dólares por tonelada de mineral:

	1980	1981	1982	1983	1984	1985
Chuquicamata	3,65	3,16	2,06	2,07	2,12	1,86
El Teniente	3,33	2,72	2,43	2,09	2,09	1,84
El Salvador	4,15	2,94	2,15	2,10	2,04	1,91
Andina	3,37	2,70	2,14	2,07	2,05	2,16
Promedio	3,40	3,20	2,20	2,08	2,09	1,89

Diagrama 2. Pulverización convencional y pulverización semiautógena



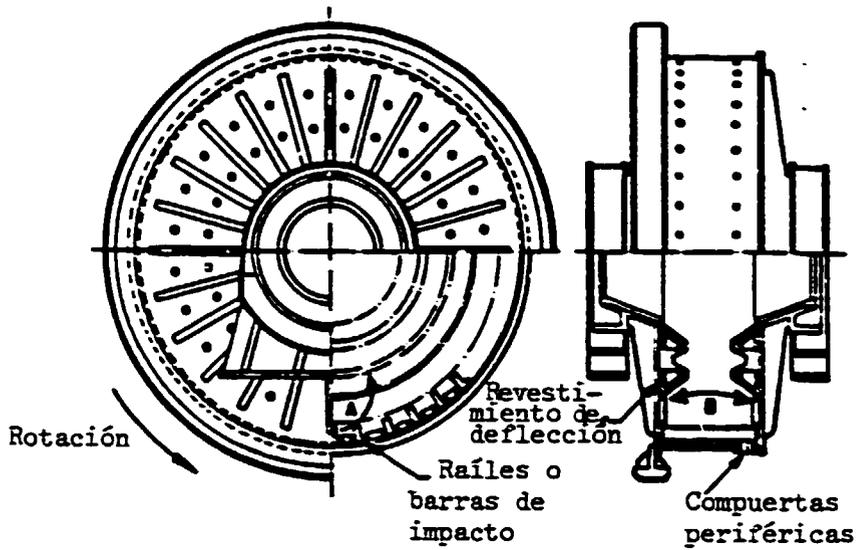


Figura 2. Sección transversal de una planta de pulverización de Aerofall

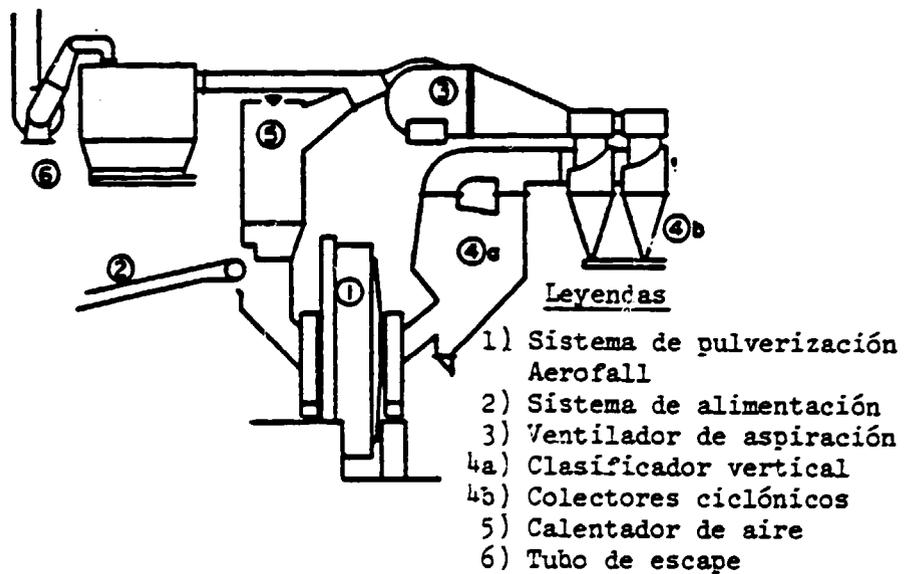


Diagrama 3. Funcionamiento de un sistema Aerofall

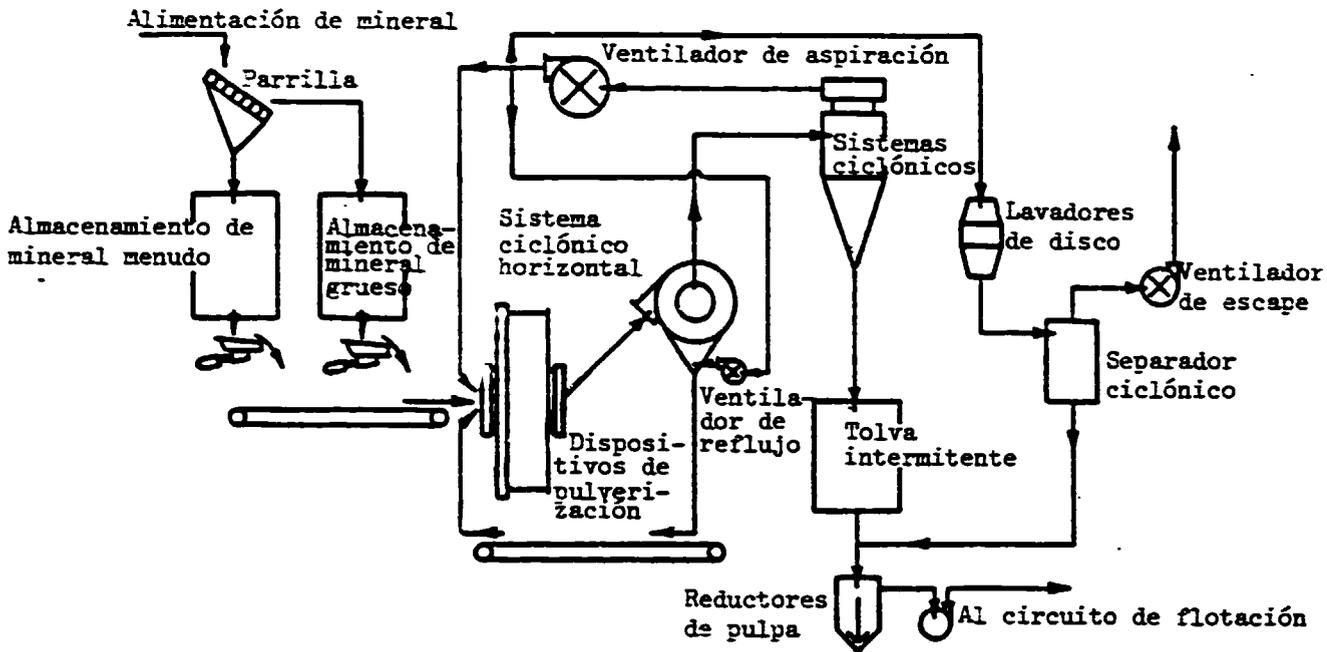


Diagrama 4. Diagrama de operaciones de un sistema de pulverización en circuito cerrado

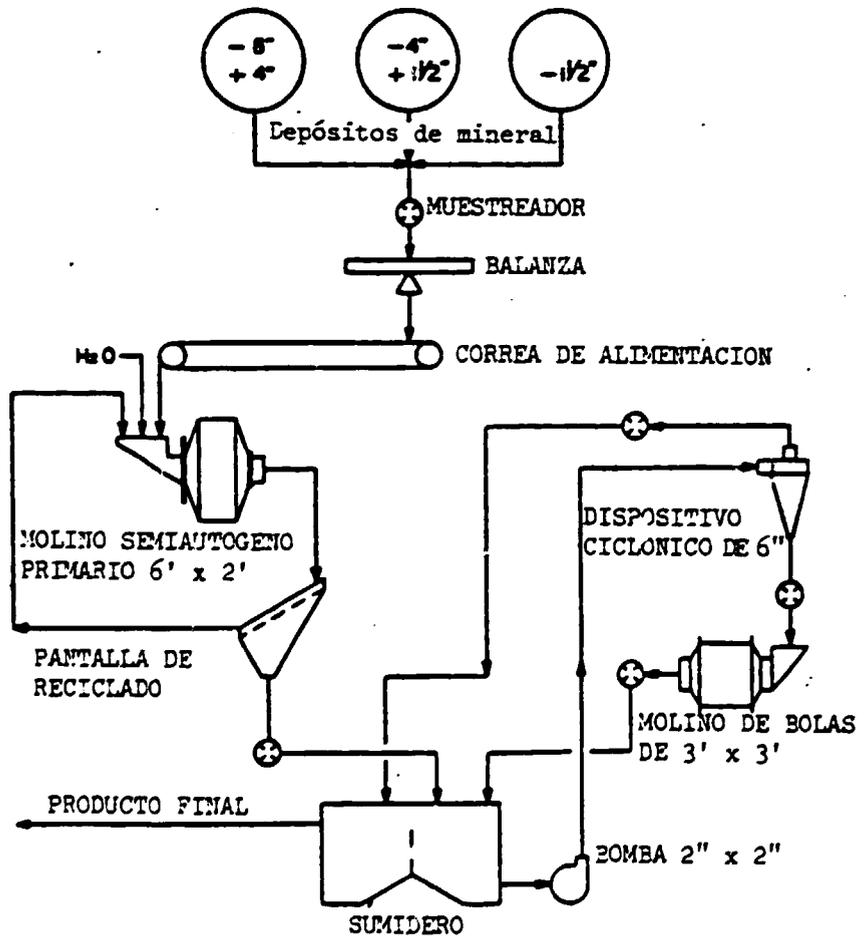


Diagrama 5. Diagrama de operaciones de pulverización semiautógena

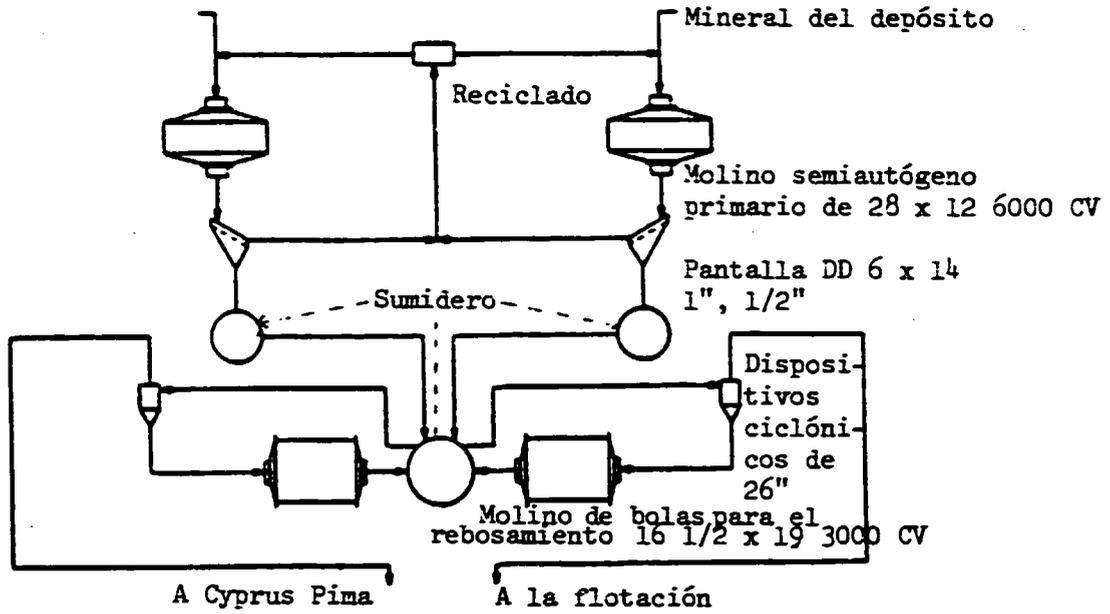


Diagrama 6. Diagrama de operaciones de pulverización semiautógena en la mina Pima

2.3 CONCENTRACION

En la esfera de la concentración se ha adelantado mucho en el aumento de las dimensiones del equipo, en particular por lo que se refiere a las máquinas de flotación que han alcanzado en la actualidad dimensiones colosales de 1.000 pies cúbicos y más (hay máquinas de hasta 1.250 pies cúbicos). Hace solamente unos cuantos años, las máquinas corrientes no tenían más que de 100 a 350 pies cúbicos. El impacto tecnológico de las células gigantes estriba en que reducen los costos de funcionamiento y mantenimiento, pero en lo fundamental no se ha introducido ninguna innovación importante.

Sin embargo, en los últimos años se ha elaborado en el Canadá un sistema de nueva tecnología para reemplazar a las tradicionales células de flotación. Se trata del denominado sistema de flotación en columna. El concepto presenta una serie de ventajas por lo que se refiere a la separación de diferentes minerales, particularmente en la industria del cobre y en lo que se refiere a la recuperación de subproductos del molibdeno. Además, esta máquina se ha utilizado para la flotación de minerales de cromita y de fluorita, e incluso se ha ensayado para la recuperación de cobre a partir de sus minerales y concentrados. En este contexto la máquina parece ofrecer un gran potencial de funcionamiento que, sin embargo, está aún por evaluar. Este aparato parece ser muy interesante para la concentración y separación de productos muy finos.

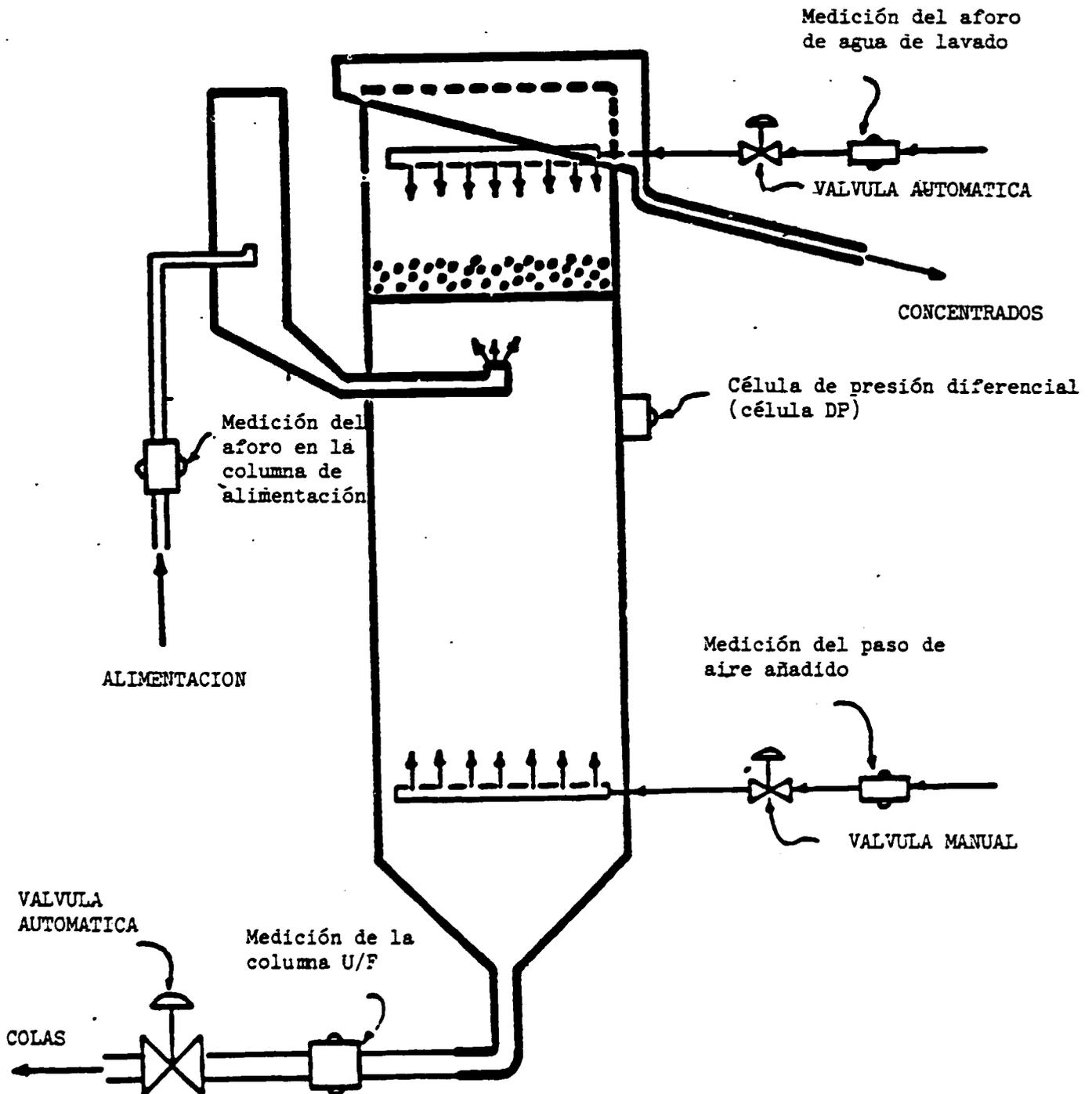
La figura 3 muestra el principio sobre cuya base funciona la columna de flotación. Esta columna tiene aproximadamente 12 metros de largo por uno de diámetro. La alimentación de la columna de flotación se efectúa aproximadamente a 3 metros del borde de rebosamiento y entra en contacto con un lecho de burbujas efervescentes. A continuación los minerales tratados por medios químicos (por reactivos de flotación) flotan, y las gangas o los minerales comprimidos se depositan al margen de la columna. Las burbujas cargadas de mineral salen de la pulpa y forman una columna de espuma, que se conserva mediante una suave corriente de infiltración de agua de lavado que limpia la espuma antes de que llegue al borde de rebosamiento.

La principal característica de esta columna es que no contiene partes móviles, y que los sólidos quedan en suspensión por la acción de las burbujas efervescentes. Hay tubos de pulverización que desembocan unas pulgadas por debajo de la superficie de la espuma. La finalidad del agua es doble. Por un lado, mantiene el equilibrio entre el flujo de materiales a través de la columna; por otro lado, lava la espuma efervescente y separa los minerales menudos que no presentan interés y que están unidos a las burbujas en la sección de flotación inferior. Como resultado de ello, el concentrado producido es de mayor pureza que el procedente de los sistemas convencionales de flotación. Sin embargo, los trastornos en la circulación del agua de lavado, aunque sean temporales, provocan una disminución de la pureza del concentrado.

También hay una serie de circuitos de control instrumental que tienen que estar en servicio para que la columna pueda funcionar debidamente. Los medidores magnéticos del aforo están instalados en la línea de alimentación y en la línea de colas, mientras que la línea de agua de lavado está dotada de una placa con orificios. El cuadro de instrumentos registra continuamente las lecturas y las escribe en cartas de gráficos. Las válvulas automáticas de las colas y de la línea de agua de lavado funcionan en circuito con los medidores de aforo y controlan las correspondientes corrientes. Un cambio cualquiera en la velocidad de flujo de la alimentación repercute directamente en la velocidad de descarga de las colas, y afecta también al volumen de agua de lavado que entra en la columna.

Figura 3

COLUMNA DE FLOTACION Y CIRCUITOS DE CONTROL
INSTRUMENTAL NECESARIOS



Las principales características de esta columna son su simplicidad y su eficiencia, así como un control fácil y completo de la operación. De igual manera que en los procesos actuales petroquímicos, esta columna representa un sistema completamente diferente del sistema convencional de flotación para materiales a granel, que es el sistema característico de las actuales células de flotación.

Cuando se utiliza como limpiador, un paso a través de la columna equivale a cuatro o más fases de lavado convencional. La primera vez que este sistema se utilizó para fines comerciales en el Canadá, tres columnas de este tipo reemplazaron a 13 fases de lavado celular y produjeron materiales más puros y una recuperación de mineral más completa.

Cuando el sistema trabaja a base de alimentación en régimen de flotación normal para producir concentrados y colas finales, una columna basta para los minerales fáciles de utilizar. Cuando se trata de minerales más complicados que requieren desbastado, barrido y de tres a cuatro fases de lavado celular, dos columnas en circuito cerrado producirán resultados superiores en el plano metalúrgico. En una mina de extracción de cobre a partir de minerales masivos de calcopirita sulfurada en el Perú, una columna de desbastado/barrido, junto con una columna de lavado en circuito cerrado, se compararon con un diagrama de operaciones de una planta convencional a base de una fase de desbastado, dos fases de barrido y cuatro fases de lavado celular. La columna produjo concentrados de cobre de pureza superior en un 4,8% y mejoró en 0,4% la recuperación general de cobre.

2.4 HIDROMETALURGIA

En un reciente artículo, Mining Journal of London comentaba que a pesar de que la tecnología de lixiviación de minerales no había suscitado aceptación universal por una serie de razones, había señales de que la situación estaba cambiando rápidamente. La razón de ello es que la industria minera sigue sufriendo como consecuencia de los bajos precios de los metales y necesita reducir los gastos de explotación para poder seguir trabajando. A este respecto, la tecnología de lixiviación ha demostrado ser un método seguro, eficiente y de costo aceptable para numerosos metales, entre los cuales figuran el cobre, el oro y el uranio. Esos procesos químicos se pueden llevar a cabo de diversas maneras, empezando por la lixiviación in situ, cuando no se extraen materiales fragmentados y fracturados, o por el método de lixiviación en montón, cuando la roca fracturada se vierte en planchas especialmente preparadas y se pulveriza con licores de lixiviación que se han recirculado en la debida forma. La lixiviación puede efectuarse también a la presión atmosférica, o en vasijas cerradas a presión y temperatura elevadas. Puede ser puramente química, a base de la utilización de ácidos, sosa cáustica o cianuros, o biológica, utilizando generaciones particulares en bacterias. En realidad las bacterias no producen la lixiviación de los materiales, pero los hacen prestarse mejor a la subsiguiente lixiviación química al acelerar la oxidación de los minerales sulfurados.

La lixiviación es una tecnología relativamente barata y sencilla, fácil de introducir ya que requiere muy poco equipo avanzado. Esto es sumamente importante en vista de las circunstancias en que tiene que operar actualmente la industria. Además, los bajos costos de capital del proceso pueden hacer de incentivo para la explotación de minas pequeñas. Por otra parte, un rasgo interesante de estas operaciones es que se pueden llevar a cabo en un corto período de tiempo: unos cuantos meses en algunos casos, en vez de los años que se necesitan para otras operaciones mayores. Estas operaciones ofrecen bajos costos de explotación a causa de la poca energía que consumen. No requieren que el material esté molido muy fino y por lo general operan con mineral triturado. Además se trata de operaciones continuas que requieren poca labor de supervisión y mantenimiento.

Aunque estas operaciones utilizan productos químicos tóxicos para el tratamiento del mineral, son relativamente limpias y se efectúan en circuitos cerrados, lo que hace que provoquen un mínimo de trastornos ambientales en cuanto a ruido, descargas atmosféricas o contaminación evidente. A este respecto ofrecen a menudo una alternativa viable a los métodos pirometalúrgicos para la eliminación del azufre, el arsénico y otros contaminantes de los minerales.

Como la mayor parte de la industria mundial del cobre trabaja a costos que oscilan entre 40 y 80 centavos por libra, y los precios actuales del cobre son de 65 centavos por libra, muchas plantas de flotación de sulfuros, particularmente en los Estados Unidos y en el Canadá, han tenido que cerrar las puertas. Además, otros muchos productores cuyos costos son inferiores permanecen en la gama crítica de 62 a 70 centavos por libra, lo que hace que tengan un valor muy marginal en las presentes condiciones del mercado. Esto explica por qué tantos productores de cobre están adoptando rápidamente los métodos hidrometalúrgicos, gracias a los cuales pueden producir cobre a precios mucho más bajos (entre 30 y 45 centavos la libra).

Fundamentalmente, lo que está sucediendo es que los antiguos diagramas de flujo clásicos del cobre sulfuroso, que consistían en la trituración, pulverización, flotación, desecación, fundido y refinado van siendo reemplazados por la trituración, la lixiviación y la extracción electrolítica, en los cuales las fases onerosas de la pulverización de productos finos, la flotación y la fundición se eliminan, con la consiguiente reducción de gastos de elaboración.

Los licores de lixiviación obtenidos por lixiviación in situ, lixiviación en montón o lixiviación en tanque por agitación, se llevan para su purificación a una unidad de extracción de solventes (que se describirá más adelante) y luego se reducen a estado metálico por electrotratamiento (cátodos de cobre).

Estos procesos alternativos se han ensayado extensamente en todas partes del mundo, y se han introducido ahora en los Estados Unidos, en el Canadá, en Chile, en el Perú, en Zambia, en el Zaire y en muchos otros países. En los Estados Unidos, la compañía Kennecott opera en Utah una planta de este tipo, que produce 30.000 toneladas de cobre al año. Phelps Dodge opera también una planta de ese tipo en Tyron (Nuevo México) con una producción anual de 20.000 toneladas de cobre, y está construyendo otra en Morenci (Arizona) que producirá en principio 36.000 toneladas anuales de cobre. La compañía Newmont está construyendo una planta de un costo de 70 millones de dólares en San Manuel (Arizona), que producirá 22.500 toneladas anuales de cobre a un costo de aproximadamente 40 centavos por libra. Esta planta tratará in situ el mineral de óxido. Sin embargo, otro proyecto que tendrá lugar en el mismo emplazamiento prevé la lixiviación en mayor escala de minerales mixtos de óxido y sulfuro en una vena de 150 millones de toneladas. En este caso la lixiviación in situ presenta ventajas económicas sobre la lixiviación en montón.

En el Canadá, estas técnicas se han utilizado en Gibraltar (Columbia Británica), donde la lixiviación bacteriana produce diariamente unas 14 toneladas de cátodos de cobre. En Chile, una planta de este tipo se instaló en El Teniente para tratar aguas de mina. La planta produce unas 4.000 toneladas anuales de cátodos. En Chuquimata se proyecta construir una planta mucho mayor; con el tiempo, esta planta producirá aproximadamente 250.000 toneladas anuales de cátodos de cobre, mediante el tratamiento de minerales de sulfuro y de óxido.

Este tipo de plantas, que se describe detalladamente en el capítulo que trata del cobre, es especialmente conveniente para los países en desarrollo ya que requieren un mínimo de capital, son baratas y rápidas de construir, y se pueden amortizar muy rápidamente. Estas plantas ofrecen bajos costos de explotación y requieren un mínimo de supervisión. Son particularmente apropiadas para el tratamiento de los minerales de óxido de cobre, aunque también se pueden utilizar para el tratamiento de sulfuros. En el Zaire se construyó una planta de este tipo en Shitura, que produce 125.000 toneladas anuales de cátodos de cobre. En Luilu, también en el Zaire, la compañía Gecamines opera una planta análoga que produce 90.000 toneladas anuales de cobre, y en Chambishi (Zambia) una planta de dicho tipo produce 18.000 toneladas anuales de cobre.

2.5 PIROMETALURGIA

Más que en ningún otro campo, las tecnologías de reducción de costos han proliferado en la esfera pirometalúrgica, en la que los costos son altos debido al alto consumo de energía. En términos generales, una tonelada de cobre requiere un consumo medio del equivalente de 2.400 Kwh de energía, de los cuales la minería consume el 21,8% (explosivos, un 11,4%; transporte, un 10,4%) y la pulverización requiere otro 17,8% (del cual la trituración representa el 15% y la flotación y otras operaciones no representan más que el 2,8%), mientras que la fundición y el refinado requieren nada menos que el 60,4%, del cual el 41,4% es para financiar los gastos de fundición.

Esto explica por qué la secuencia convencional trituración-concentración-fundición, que consume aproximadamente el 60% de la energía, está a menudo en pugna con otros medios hidrometalúrgicos o cede el paso a dichos medios.

La otra alternativa consiste en aumentar la eficiencia de las operaciones pirometalúrgicas. Una manera de conseguirlo es reducir la temperatura de conversión de los minerales en metal, como sucede en el proceso de segregación que se explica en el capítulo relativo al cobre. Otro método consiste en intensificar el proceso mediante la inyección de oxígeno, con lo cual se aceleran las reacciones, se aumenta la capacidad de los hornos y se obtienen los productos a un costo más bajo. Huelga decir que en este sistema el costo de la obtención del oxígeno se debe comparar con las economías efectuadas en los costos pirometalúrgicos. También se practican otros métodos de ahorro de energía, como por ejemplo el precalentamiento del aire mediante los gases de escape o por cualquier otro medio.

Otra ventaja de las técnicas de fundición a base de oxígeno es que producen gases de SO₂ a concentraciones de 3 a 4 veces superiores a las que caracterizan a las operaciones convencionales de conversión, y casi 10 veces más altas que en las operaciones convencionales de fundición. En primer lugar, esto permite resolver algunos importantes problemas ecológicos y, en segundo lugar, permite obtener productos sulfurados de alta calidad, como por ejemplo SO₂ líquido o ácido sulfúrico.

En el pasado, los sistemas tradicionales de tratamiento calcinaban en primer lugar los minerales sulfurados de metales básicos para oxidarlos, y luego los reducían a metal mediante la utilización de carbón. Estos sistemas quedaron reemplazados más tarde por la fundición convencional de concentrados y por los procesos de conversión, una vez que se pudo disponer de materiales de mayor pureza originados por la concentración de minerales por flotación. Ahora la evolución tiende a instituir nuevas alternativas de uso cada vez más corriente, a base de la fundición autógena, la utilización del azufre de los concentrados como combustible, etc. En los próximos capítulos se analizan estas alternativas por lo que se refiere a los diferentes metales básicos.

3.0 TECNOLOGIAS DEL COBRE

El cobre es seguramente el metal básico más importante en la producción metalífera de los países en desarrollo, y desempeña una importante función en su progreso futuro. La mayor parte de los países de América Latina -Chile, el Perú, Argentina, México, el Brasil, Panamá, Colombia, el Ecuador y otros países más pequeños- poseen grandes recursos de cobre. Se calcula que América Latina en conjunto posee aproximadamente del 35 al 40% de los recursos mundiales de cobre.

En estos últimos años, la industria del cobre ha padecido como consecuencia de una producción excesiva y de los bajos precios, lo que le ha dado características de suma competitividad. Las mejoras tecnológicas en la producción de cobre, la recuperación de subproductos y una utilización más efectiva de la fuerza laboral han desempeñado un papel esencial en la reducción de costos de producción del cobre. Como las perspectivas de los precios del cobre en el próximo decenio son más bien pesimistas, de ahora en adelante conviene pensar más en introducir mejoras tecnológicas y menos en esperar que aumenten los precios del cobre. Esto hace que la labor de investigación y desarrollo en esta esfera sea de importancia vital para la supervivencia de los grandes complejos mineros de América del Sur, América del Norte y África Central.

Afortunadamente, el grueso de los depósitos de cobre en los países en desarrollo pertenece fundamentalmente a uno de los dos grupos principales siguientes: a) cobre porfirico, que es característico del continente americano, y b) depósitos sedimentarios de cobre, que son característicos del continente africano. En ambos casos, las conclusiones a que se llegue mediante la labor de investigación y experimentación en una esfera pueden ser de gran importancia para la otra. Esto permite la clasificación de todas las actividades de investigación en grupos generales, lo que redundará en beneficio de muchos clientes.

Por ejemplo, los pórfiros cupríferos representan en la actualidad aproximadamente el 45% de las reservas totales mundiales de cobre. Estos pórfiros se encuentran en toda la costa occidental de América, desde la Antártica hasta Alaska, y en realidad forman un anillo alrededor del Océano Pacífico, que incluye la costa occidental de las Américas, partes de Siberia, China y Filipinas, Indonesia, Papua Nueva Guinea y otras islas, que constituyen el denominado Anillo de Fuego. También se extienden a lo largo de Asia Central (Kazajistán, Uzbekistán, el Irán) y a través del Asia Menor hasta los Balcanes, donde revisten la forma de pórfiros de baja ley, en Yugoslavia, Bulgaria y Rumania. En total existen más de un centenar de estos inmensos depósitos de mineral, cuyas características generales son las siguientes:

- 1) Mineralización diseminada de baja ley
- 2) Existencias de depósitos en grandes volúmenes rocosos -generalmente de 100 a 1.000 millones de toneladas, aunque hay megadepósitos que pueden alcanzar los 4 y 5.000 millones de toneladas
- 3) Existencia de cantidades sustanciales de subproductos, principalmente de molibdeno, oro y plata
- 4) Situación estratificada de tres zonas esenciales: a) zona de oxidación; b) zona de enriquecimiento secundario y c) zona de sulfuros primarios.

Estas características comunes de dichos depósitos han ayudado a determinar estrategias de minería y metalúrgicas para su explotación. Por ejemplo, la obtención de cobre en los terrenos de recubrimiento oxidados se hace a base de la extracción con disolventes comunes y mediante métodos de extracción electrolítica, que se utilizan sobremanera en estos últimos años caracterizados por los bajos precios del cobre, y que han permitido sobrevivir a algunas minas. Asimismo, una tecnología eficiente de extracción de molibdeno a título de subproducto, incluido el uso generalizado de hidrosulfuro de sodio en tanto que depresor principal del cobre en una atmósfera nitrogenada, han ayudado a reducir grandemente los gastos de producción. Lo mismo cabe decir de la nueva tecnología de "columna de flotación", que se está difundiendo rápidamente a partir del Canadá, país donde se introdujo su utilización.

En este capítulo se estudiarán todas las innovaciones importantes que han tenido lugar en años recientes. Es evidente que no queda espacio para referirse a tecnologías más tradicionales que se usan en la actualidad, pero puede decirse que los sistemas que se estudian en este capítulo, entre ellos el proceso SX/EW, la lixiviación bacteriana, la flotación en columna y la tecnología a base de nitrógeno/hidrato de azufre, pueden tener repercusiones muy importantes en muchas minas de cobre. Todo esto, aparte de varios sistemas pirometalúrgicos como INCO y la fundición instantánea OUTOKUMPU, la fundición con oxígeno en los sistemas NORANDA y EL TENIENTE, y algunos otros.

3.1 COLUMNA DE FLOTACION

La producción mundial de molibdeno asciende en la actualidad a unos 200 a 210 millones de libras al año, de las cuales aproximadamente el 40% se produce en minas primarias de molibdeno mientras que el 60% restante se recupera como subproducto del cobre. Estos 120 millones de libras de molibdeno al año valen aproximadamente 350 millones de dólares con arreglo a los precios actuales del metal, pero en el pasado su valor oscilaba entre dos y ocho veces más y representaba una ayuda extraordinaria para hacer frente a los costos de producción del cobre. La cuestión esencial de la recuperación de molibdeno como subproducto a partir de los concentrados cupríferos consiste en alcanzar un bajo costo de producción a fin de poder subvencionar con eficacia los bajos precios del cobre. Dichos costos dependen sobremanera del valor de los reactivos, que en la actualidad constituyen aproximadamente el 65% del costo de explotación total, así como de los costos de proceso, que representan el 35% restante.

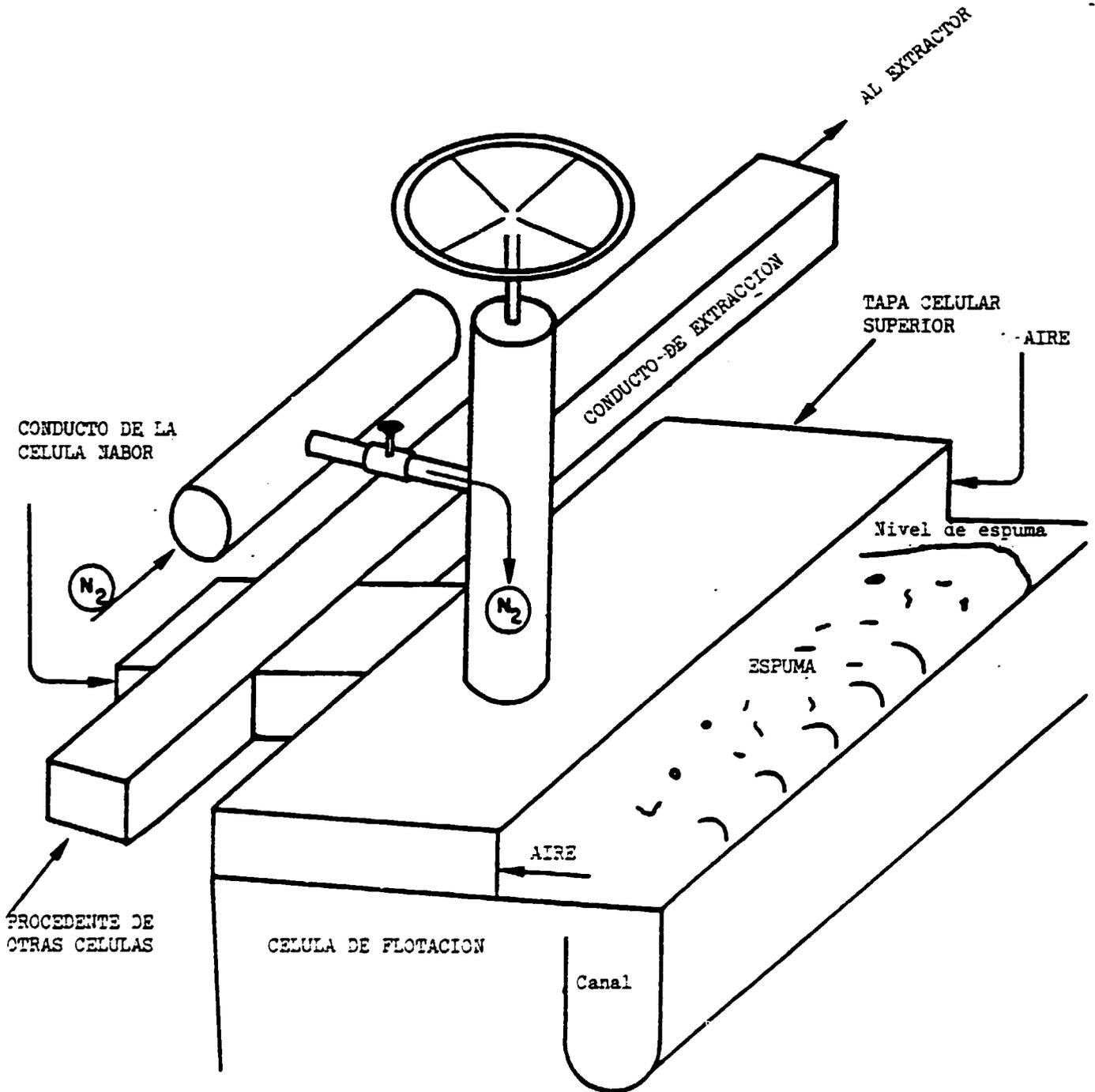
El valor del reactivo de flotación, y su principal componente que es el costo del depresor cuprífero, se ha racionalizado mediante la introducción del depresor de sulfohidrato de sodio y su uso en una atmósfera (nitrogenada) neutra. El sulfohidrato de sodio tiene un efecto depresivo instantáneo sobre el sulfuro de cobre, que forma la mayor parte de los concentrados a partir de los cuales se extrae el subproducto molibdeno. Sin embargo, el oxígeno del aire, presente en las burbujas de la espuma de flotación, ataca también al sulfohidrato de sodio y lo descompone. Reemplazando el aire con nitrógeno, el consumo del depresor queda reducido aproximadamente a la mitad y se mejora la recuperación de molibdeno. En la figura 4 se da un diagrama aproximado de esta tecnología, tal como se utiliza en Chile y en el Perú.

El otro componente importante de esta nueva tecnología es el uso del equipo de columna de flotación, cuya acción se ha explicado ya. Introduciendo estas columnas, en vez de introducir las células de flotación corrientes, se simplifican mucho las operaciones y se obtienen excelentes resultados metalúrgicos. En primer lugar, el funcionamiento de estas columnas es mucho más sencillo que el de las células normales. En segundo lugar, estas columnas ocupan mucha menos superficie, lo que es de utilidad en caso de expansión futura de las operaciones. Además, producen una excelente espuma y concentrados de molibdenita de gran pureza sin necesitar más que un par de fases, mientras que anteriormente había que recurrir a numerosos y prolongados circuitos de contracorriente (hasta 12 en algunos casos). Por último, las cantidades de molibdeno recuperadas son mayores, y el consumo de reactivos es mucho menor.

Estas columnas se introdujeron por primera vez en el Canadá, donde se instalaron en las minas de Gaspé, Lornex y Highmont. También se están experimentando en Chile, con miras a instalarlas en las minas de Chuquicamata, El Teniente, El Salvador y Andina. La importancia de esta tecnología reside en el hecho de que se puede utilizar en todos los países en desarrollo que se ocupan de la recuperación de molibdeno en tanto que subproducto, con lo que se puede obtener un considerable beneficio económico. En los diagramas 7, 8 y 9 infra se indica cómo el circuito convencional de la planta de molibdeno de Gaspé (Quebec) ha quedado sustituido por circuitos alternos con dos y tres columnas de flotación.

Figura 4

FUNCIONAMIENTO DE UNA CELULA DE FLOTACION EN NITROGENO



En todos los casos, el retratamiento de concentrados de molibdeno y cobre comienza con el espesamiento del concentrado a fin de eliminar el exceso de reactivos de flotación en la flotación a granel, y el tratamiento del concentrado con carbón activado a fin de absorber el exceso de reactivos que pueda haber. Se añade sulfohidrato de sodio a la pulpa para reducir los valores de cobre, y fuel oil para activar a la molibdenita por flotación. Después de la descarga del concentrado de cobre, que entonces se convierte en colas de flotación en el circuito primario, hay que aumentar la pureza del concentrado de molibdenita en un tratamiento a base de contracorrientes. Como se indica en el diagrama 9, en el plano original de operaciones esta etapa requería 11 fases consecutivas de contracorriente. En cambio, con la columna de flotación, según se describe en el diagrama 10, dos columnas sustituyen a 6 fases de contracorriente y, como se indica en el diagrama 11, tres columnas sustituyen a las 11 fases. En todos los casos como espumante se utiliza MIBC.

Aún más importante es que el sistema de columna de flotación mejora radicalmente el funcionamiento y la recuperación de molibdenita. Con el circuito convencional los períodos de retención para la flotación eran muy prolongados y las cargas de circulación eran muy importantes. Los circuitos se trastornaban con facilidad y requerían largos períodos de tiempo para alcanzar la estabilidad. Cada fase subsiguiente de reelaboración aumentaba las pérdidas de molibdeno, y la recuperación total de molibdeno era raras veces superior al 55%.

Con el circuito de dos columnas, la primera de las cuales era de 0,9 x 12 m y la segunda de 0,45 x 12 m, la recuperación de concentrado del mismo grado mejoró en un 72%, mientras que en circuito de 3 columnas la recuperación excedió del 80% y el grado de pureza de la molibdenita de los concentrados finales mejoró del 83% al 87,3% de MoS_2 . En términos prácticos esto quiere decir que la columna de flotación permite efectuar recuperaciones hasta un 32% mejores y obtener grados de pureza de la molibdenita superiores en hasta un 4%. En una planta como la de Chuquicamata, en la que la recuperación anual de molibdeno es de unas 9.000 t, esta mejora puede significar hasta 2.900 t anuales de molibdeno, que a los precios actuales representarían más de 17 millones de dólares al año.

Sin embargo, las ventajas que ofrece esta tecnología no están aún muy reconocidas, de no ser en el Canadá y en Chile. Se requiere mayor labor de investigación y ensayo. Además, y esto es aún más importante, se requieren ensayos adicionales en nuevos circuitos. Por ejemplo, una buena posibilidad la ofrece también la flotación de minerales exclusivamente cupríferos. Los ensayos iniciados en el Perú quedaron interrumpidos como consecuencia de la quiebra de los patrocinadores. No hace falta decir que sería muy de desear que pudiera desarrollarse un esfuerzo internacional en esta esfera, esfuerzo que podría extenderse también a otros metales básicos y a sus combinaciones.

Entre tanto, el progreso de la tecnología de flotación en la extracción del cobre se limita a la introducción de células de flotación cada vez mayores, que pueden alcanzar hasta los 1.000 y los 1.250 pies cúbicos, en comparación con los 300 a 400 pies cúbicos que representaban el valor máximo hace apenas unos cuantos años. Este equipo de tan grandes dimensiones permite tratar una cantidad mayor de mineral a costos de funcionamiento y mantenimiento más bajos, y se traduce asimismo en una importante economía de escala. En la reciente expansión de las operaciones de Chuquicamata, en la que la producción pasó de 52.000 a 104.000 t diarias, la nueva tecnología está representada por los molinos SAG y por las células gigantes de flotación,

DIAGRAMA 7

CIRCUITO CONVENCIONAL DE MOLIBDENO

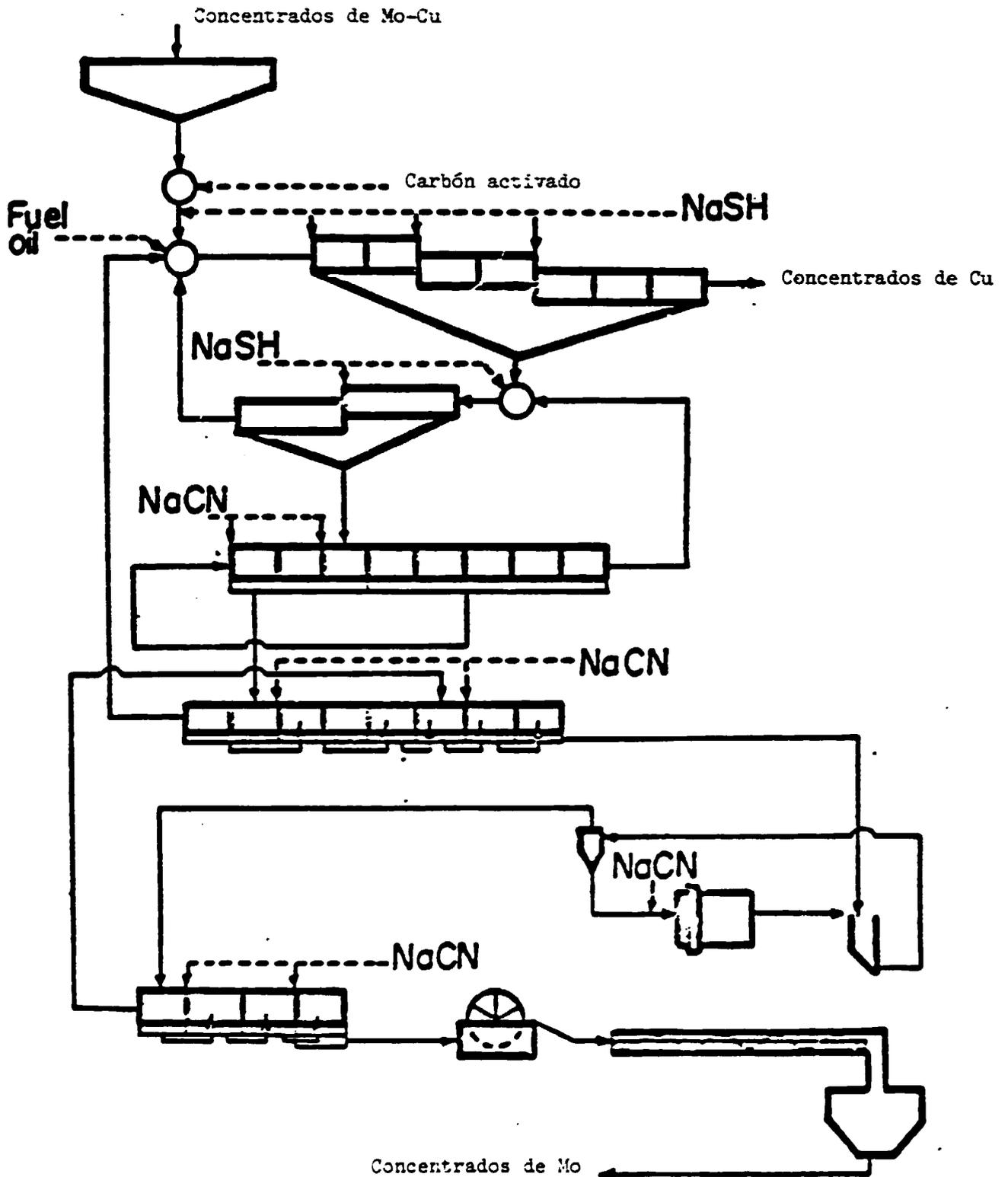


DIAGRAMA 3

CIRCUITO DE MOLIBDENO CON DOS COLUMNAS

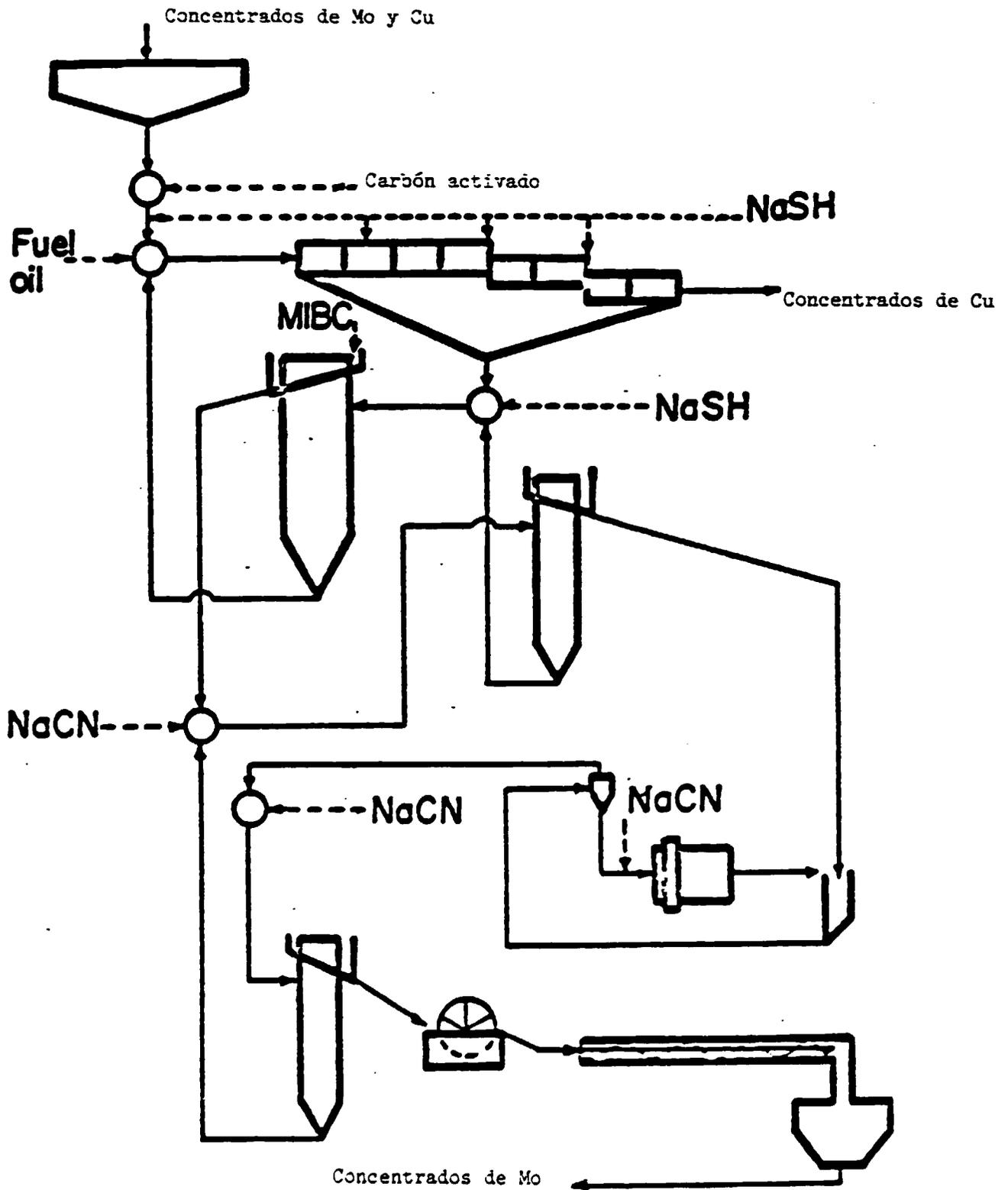
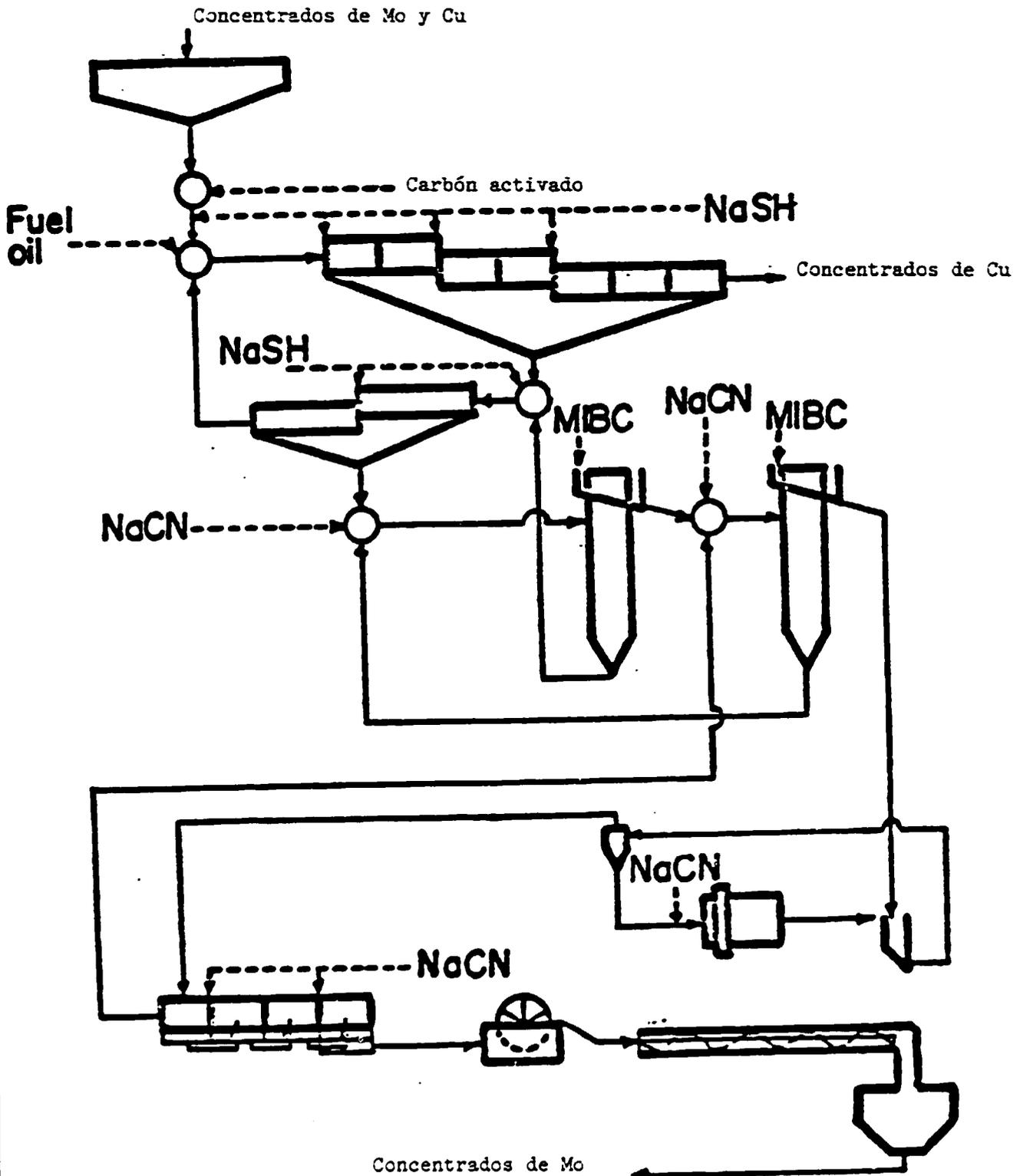


DIAGRAMA 9

CIRCUITO DE MOLIBDENO CON TRES COLUMNAS



equipadas todas con hidrociclones que actúan como clasificadores, con lo cual se obtiene una importante economía de espacio y una reducción de los gastos de producción. La experiencia ha tenido tanto éxito que en la actualidad se proyecta efectuar una nueva fase de expansión para alcanzar las 156.000 t diarias, con la economía que esto representaría en términos de costos de inversión.

Con el tiempo, América Latina se convertirá en uno de los más importantes proveedores de cobre del mundo, y en particular de los mercados europeos, asiáticos e incluso de América del Norte. Esta expansión será resultado de sus importantes recursos minerales y de lo eficiente de su tecnología estandarizada. De esta manera, los esfuerzos cooperativos desarrollados para ampliar y mejorar dicha tecnología darán resultados sumamente remuneradores para este continente.

3.2 LIXIVIACION BACTERIANA DE SULFUROS DE COBRE

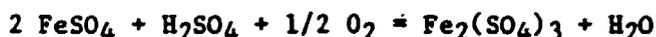
La necesidad de tratar minerales cupríferos de baja ley, cuyo bajo contenido de cobre no puede amortizar el costoso tratamiento estándar de flotación, ha inducido en los últimos años al uso cada vez más frecuente del método de extracción denominado de "lixiviación bacteriana". La sencillez de este proceso, con sus bajos costos de inversión y producción, hace que resulte muy interesante, en particular porque produce soluciones que se prestan a su ulterior tratamiento con el proceso SX/EW, que se examina en el próximo capítulo.

La lixiviación bacteriana se aplica principalmente a los minerales sulfurados, que son menos solubles que los óxidos en condiciones normales cuando se utilizan los solventes tradicionales. Se ha descubierto que algunos tipos de bacterias autotróficas, es decir, de bacterias que viven en ausencia de materia orgánica, pueden acelerar las reacciones de lixiviación en los desechos de minería, en las colas de molienda y en las demás clases de desechos y desperdicios. Evidentemente, las condiciones de oxidación necesarias para la lixiviación de los minerales cupríferos sulfurados las proporciona principalmente el aire atmosférico, pero hay bacterias como los Thiobacillus ferrooxidans que pueden acelerar la reacción de oxidación a través de la siguiente cadena de reacciones:

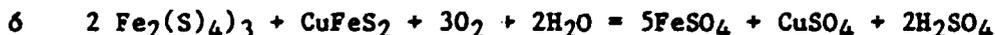
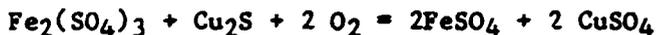
Cuando les atacan el oxígeno y el ácido sulfúrico, los minerales sulfurados ferrosos, como por ejemplo la calcopirita, proporcionan iones ferrosos en soluciones acuosas según la siguiente reacción:



La thiobacillus ferrooxidans ataca químicamente a los iones ferrosos en solución para formar iones férricos, según la siguiente reacción:

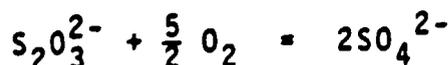
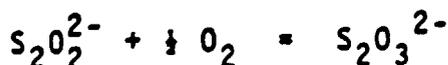


Entonces, los iones férricos hacen de lixivadores de los minerales sulfurados:



A continuación las dos primeras reacciones se hacen cíclicas. Estas reacciones pueden proseguir sin la presencia de bacterias, pero las enzimas de la thiobacillus ferrooxidans catalizan la segunda reacción y aceleran todo el proceso de lixiviación.

Otra bacteria como la Thiobacillus thiooxidans se encuentra en ambientes sulfurados y se cree que ataca directamente a los minerales sulfurados. Dichas bacterias contribuyen mucho a la oxidación sulfurada al producir fases intermedias de oxidación sulfurada, como por ejemplo:



La mayor parte de las aguas de minas de sulfuros contienen estas bacterias autotróficas activas, y el uso de esas aguas junto con ácido sulfúrico diluido proporciona automáticamente condiciones excelentes para la lixiviación. Las condiciones óptimas para la pulverización y acción de las bacterias son las siguientes: pH entre 1,5 y 3,5, temperatura entre 25 y 40°C, prevención de la exposición de las soluciones a la luz del sol, y suministro adecuado de oxígeno obtenido mediante ventilación de las soluciones y por drenaje periódico de las pilas de mineral.

La lixiviación bacteriana se utiliza hoy en día para la recuperación de dos metales solamente: el cobre y el uranio. Su uso aumenta cada vez más en el caso de las minas de cobre de baja ley, mineral en montón, vertederos o depósitos ya agotados. El proceso es interesante porque prácticamente no requiere mano de obra alguna y muy poca inversión de capital, pero también es mucho más lento que los demás procesos comerciales de lixiviación. Se trata de un proceso que es particularmente interesante para los países que tienen climas cálidos.

En la lixiviación en vertedero, el sistema consiste en bombear soluciones ácidas a pH 2 que contengan hierro ferroso en concentraciones de 1 gramo/litro y hierro férrico también en concentraciones de 1 gramo/litro por el vértice de la pila de minerales sulfurados de cobre de baja ley, y en recoger el licor de lixiviación en la base de la pila. Por lo general dichos licores contienen aproximadamente 1 gramo/litro de cobre en forma de sulfato de cobre. Estas soluciones se tratan entonces por cementación o según el proceso SX/EW. La mina de Chuquicamata, en Chile, proyecta una importante operación de este tipo para los últimos años del decenio de 1980.

La lixiviación bacteriana no sólo se puede utilizar con minerales sino también con concentrados. Sometiendo concentrados a lixiviación se puede evitar el oneroso proceso de fundición, ya que el proceso SX/EW que se efectúa producirá cátodos de cobre sin desprendimiento de humo ni contaminación ambiental. En el Canadá, por ejemplo, hay compañías especializadas en la biolixiviación, que utilizan esta tecnología con diferentes metales y diferentes productos. En algunos casos se ha podido demostrar, por ejemplo, que la biolixiviación es menos costosa que la tostación.

La lixiviación bacteriana ha encontrado aceptación también en la Unión Soviética y en China. En la Unión Soviética, la lixiviación bacteriana del cobre tiene lugar en una de las minas de cobre de Tadzhikistán, mientras que en la República de China una filial de Metallgesellschaft está intentando recuperar oro a partir de minerales cupríferos en la mina Tong Lu Shan, en la región de Wuhan.

Esta tecnología es muy barata pero requiere mucho tiempo. En las minas abandonadas o en los depósitos de mineral de ley muy baja se puede utilizar con gran éxito, cuando se ha establecido una carga circulante inicial que permita el desmoldeo periódico de licores para la recuperación de cobre y que devuelva los lixiviantes al circuito.

En la mina de Chuquicamata se están elaborando planes para instalar un circuito de este tipo a fin de someter a lixiviación antiguos vertederos de la mina que contiene aproximadamente del 0,3 al 0,4% de cobre en forma de sulfuros. Después se instalará una planta SX/EW que probablemente permitirá recuperar hasta 500 toneladas diarias de cobre. En otros países de América Latina, en los que la ley actual de los minerales cupríferos es demasiado baja para poderlos explotar comercialmente por los medios tradicionales, dicha tecnología es interesante para su utilización in situ, después de una fase adecuada de fragmentación del lecho rocoso.

3.3 PROCESO SX/EW

El proceso SX/EW (extracción con solventes/refino electrolítico) se considera en la actualidad como el proceso más directo y efectivo para recuperar cobre catódico, y se utiliza cada vez más en todas las operaciones de extracción de cobre en las que se puede llevar a cabo con eficacia la lixiviación de los minerales cupríferos. Su popularidad se debe a su costo de inversión relativamente bajo, a la rápida ejecución de las obras de construcción de la planta, y sobre todo a sus bajos costos de explotación, que requieren un mínimo de supervisión y consumo de energía. Recurriendo a la secuencia lixiviación-extracción con solventes-refino electrolítico, se evita una trituración excesiva de los minerales, operación que también requiere mucho consumo de energía y de material. Además, la fase de flotación, que es cara a causa de la calidad del equipo y de la cantidad de reactivos que se necesitan, queda eliminada. Por último, y esto es lo más importante, también se evita la fase de fundición que es cara, consume mucha energía y tiene repercusiones ambientales nocivas. En resumen, esto significa que elementos de equipo como los molinos, los clasificadores, las máquinas de flotación, los hornos de fundición y todos sus controles quedan reemplazados por mezcladores y asentadores relativamente sencillos, mientras que el consumo de medios de molienda y reactivos de flotación queda reemplazado por los medios de extracción con solventes orgánicos. Además, el producto final, que son los cátodos de cobre, se obtiene en su forma comercial más conveniente y más pura, con un grado de pureza del 99,9%, el mismo que se obtiene en las refinerías electroquímicas clásicas.

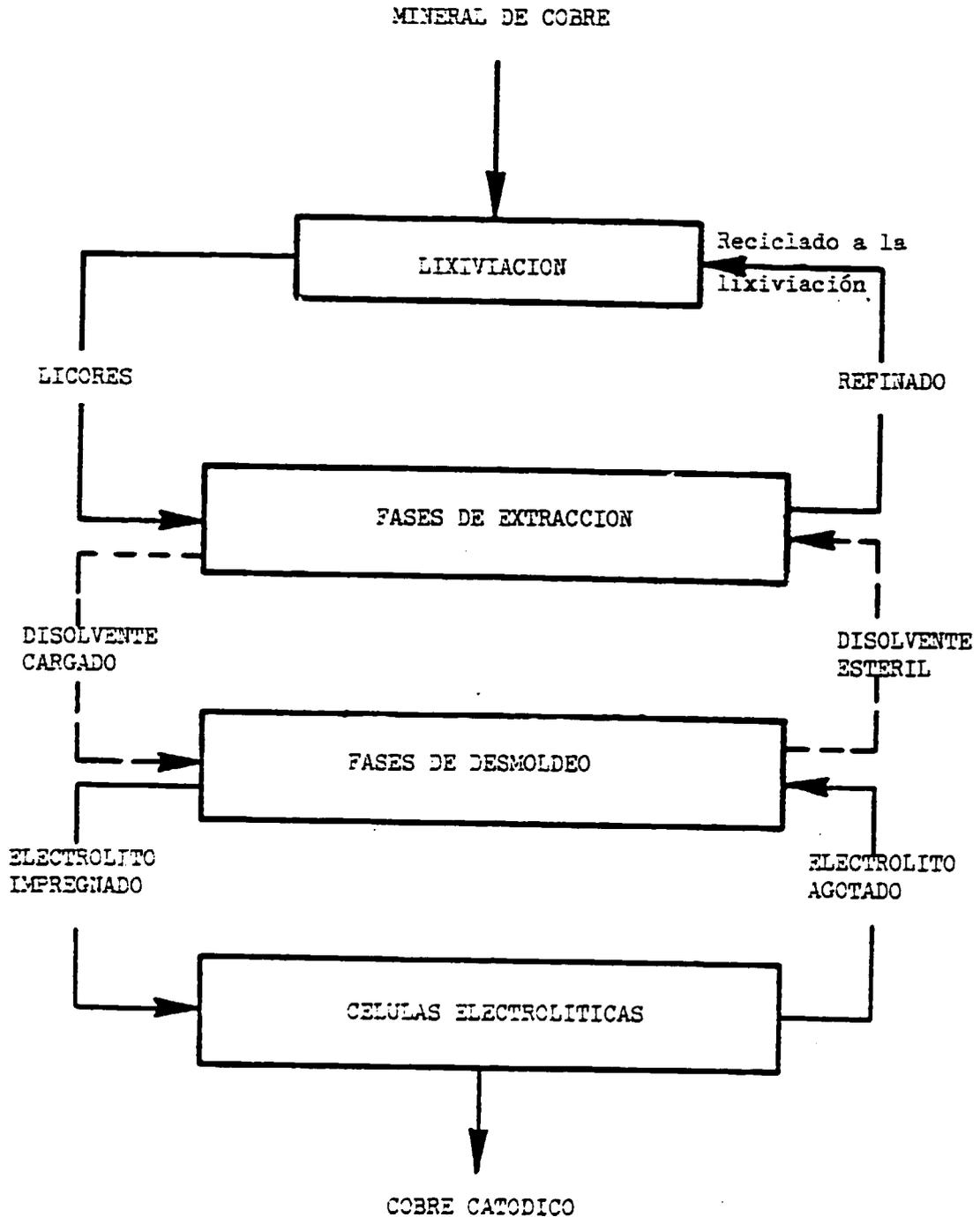
Aún más importante, el proceso SX/EW es muy flexible en cuanto a sus posibilidades de utilización y se puede efectuar en cualquier escala, lo que hace de él un proceso sumamente conveniente para su utilización en los países en desarrollo.

En el diagrama 10 se indica el plano de operaciones de una planta de cobre SX/EW. Una solución de cobre impregnada de lejía, que procede de una instalación de lixiviación in situ, en montón o en tanque, y que normalmente contiene de uno a tres gramos de cobre por litro y de uno a tres gramos de ácido sulfúrico por litro, se introduce en unidades de extracción con solventes, que constan de un mezclador y de un asentador. En los mezcladores, la solución impregnada se mezcla con un producto químico orgánico del tipo de quelación, que en el caso de la extracción de cobre con solventes se conoce con el nombre de reactivos LIX (producidos por General Mills Chemicals) y KELEX (producidos por Ashland Chemical Company).

Estos reactivos orgánicos se caracterizan por una solubilidad selectiva de los iones cupríferos y un rechazo casi completo de todas las demás impurezas. Su agitación intensa en los mezcladores produce una transferencia cuantitativa de iones cupríferos de las soluciones de lejía diluida a una fase orgánica, mientras que todas las impurezas quedan en el material refinado estéril, que se vuelve a reciclar a las operaciones de lixiviación.

El producto de la fase de impregnación orgánica se separa del producto refinado en asentadores de diseño especial, cuyos detalles se indican en las figuras 5 y 6. Para que esta operación resulte efectiva en términos cuantitativos, por lo general hay que efectuar tres fases de extracción en régimen de contracorriente: mientras las soluciones de lejía impregnadas con el mayor contenido de cobre pasan al primer mezclador, los productos orgánicos estériles más limpios procedentes de las operaciones de desmoldeo pasan a través del tercer mezclador a fin de mejorar la extracción final del cobre

DIAGRAMA 10: DIAGRAMA DE OPERACIONES PARA LA EXTRACCION DE COBRE POR EL PROCESO SX/EW.



———— Flujo de los productos acuosos
----- Flujo de los productos orgánicos

restante. De esta manera, mientras que del primer mezclador al tercer mezclador la concentración de cobre en la solución de lejía disminuye, la fase orgánica recibe una carga cada vez mayor de cobre, desde el tercer mezclador hasta el primero. Esto produce una descarga orgánica de carga apropiada a partir del primer asentador y un producto refinado de máximo desmoldeo a partir del tercer asentador, como se indica en el diagrama 11.

El solvente cargado suele contener aproximadamente 2 gramos de cobre por litro, mientras que el producto refinado reciclado en la lejía contiene entre 0,1 y 0,2 gramos de cobre por litro y entre 3 y 5 gramos de ácido sulfúrico por litro. De esta manera, la recuperación de cobre en esta fase representa aproximadamente de un 80 a un 90%. Este valor depende mucho del tipo de productos químicos orgánicos utilizados, de su selectividad y de su capacidad de absorción. El mecanismo de absorción general de estos productos quelados orgánicos se basa en la sustitución de átomos de hidrógeno de dos moléculas de solvente con un átomo de cobre absorbido. Para que el tratamiento sea eficaz, a los solventes orgánicos se los disuelve siempre en un conductor orgánico, por lo general keroseno, en concentraciones del 5% al 20% en volumen. Esto se hace con objeto de obtener un líquido de bajo coeficiente de viscosidad. Por lo general se añade un agente modificador a fin de mejorar las tasas de reacción o las separaciones de fase.

Las marcas más conocidas utilizadas para la extracción de cobre con solventes son el LIX 63, que es un óximo alfa-hidroxílico (alfa-hydroxy oxime), y sus modificaciones el LIX 64N y el LIX 65N. También están el KELEX 100 y el KELEX 120, que son quinolinas hidroxílicas de sustitución. Estos reactivos se utilizan en cantidades que son de 70 a 100 veces mayores que la cantidad de cobre absorbida. El KELEX 120 presenta la mayor tasa de absorción, que es 70.

De esta manera, para tratar una solución de cobre de 2 gramos por litro debe utilizarse del 14 al 20% en volumen de soluciones orgánicas. Los conductores utilizados para estas soluciones tienen que tener, por razones de seguridad, un punto de inflamación relativamente alto.

Después de la fase de extracción, los solventes orgánicos impregnados pasan a las fases de desmoldeo. Como indica el diagrama 11, estas fases se llevan a cabo con el mismo tipo de equipo que se utiliza para la extracción, y el proceso se efectúa también en régimen de contracorriente. Para desmoldear el contenido de cobre de los productos orgánicos, se utiliza una solución concentrada de ácido sulfúrico (150 gramos/litro). La separación puede requerir de dos a tres fases, y el tiempo de retención en los mezcladores suele ser de 90 a 120 segundos.

Como resultado de todas las operaciones, se obtiene un electrólito impregnado de 40 a 50 gramos de cobre por litro, y de 135 a 150 gramos de ácido sulfúrico por litro, que a continuación pasa a las células electrolíticas para el refinado electrolítico. Los electrólitos agotados procedentes de la fase de refinado suelen contener de 25 a 35 gramos de cobre por litro y de 150 a 185 gramos de ácido sulfúrico por litro, y pasan por recirculación a la fase de desmoldeo.

Como ya se ha indicado, los costos directos de producción de este proceso, que incluyen las fases de lixiviación, extracción y desmoldeo de cobre, así como el refinado electrolítico, representan unos 30 centavos por libra de cobre catódico. En las operaciones de nuevo cuño, cuando hay que añadir gastos de amortización y de servicio de la deuda, dichos costos pueden ascender a 45 centavos por libra. De todos modos, estos costos son

Figura 5

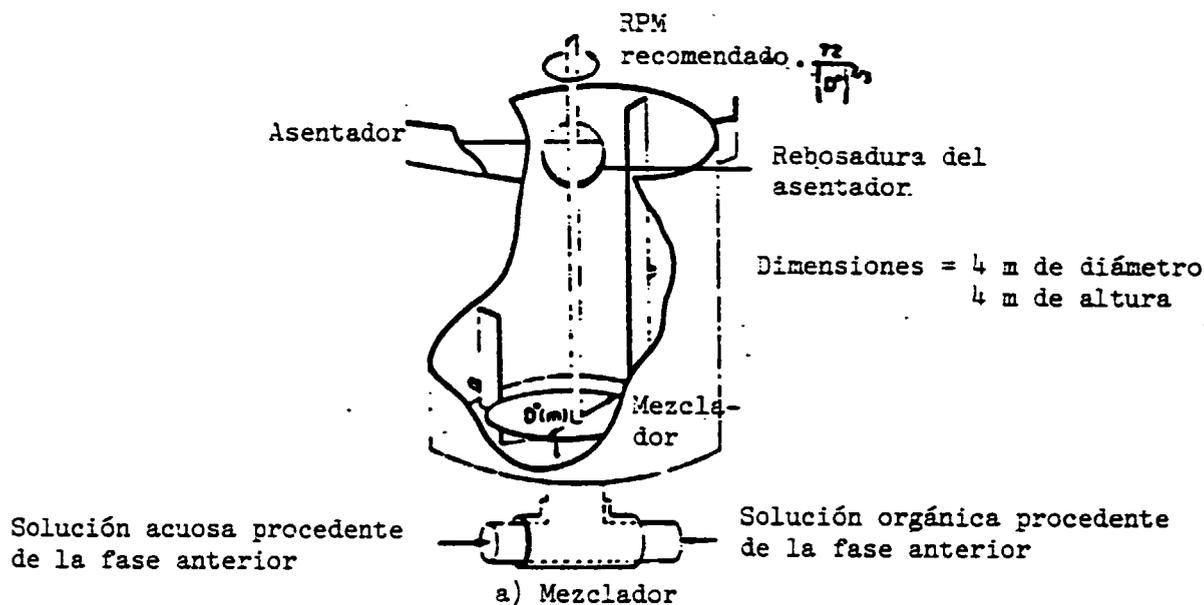


Figura 6

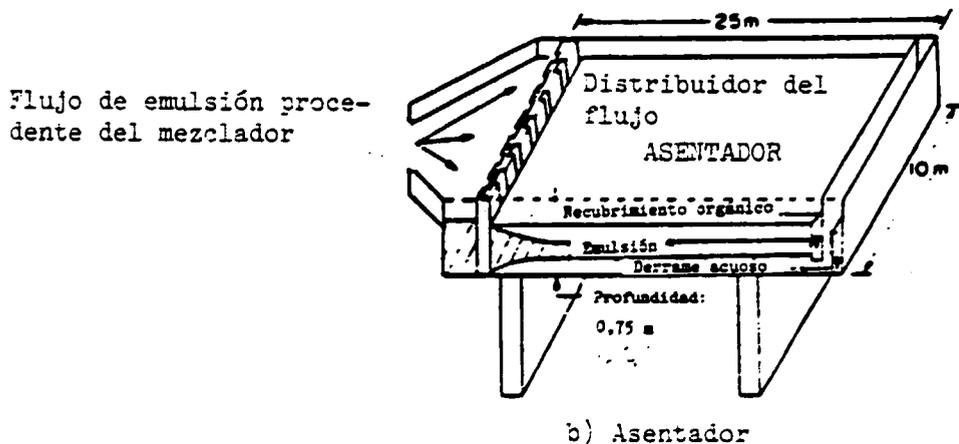
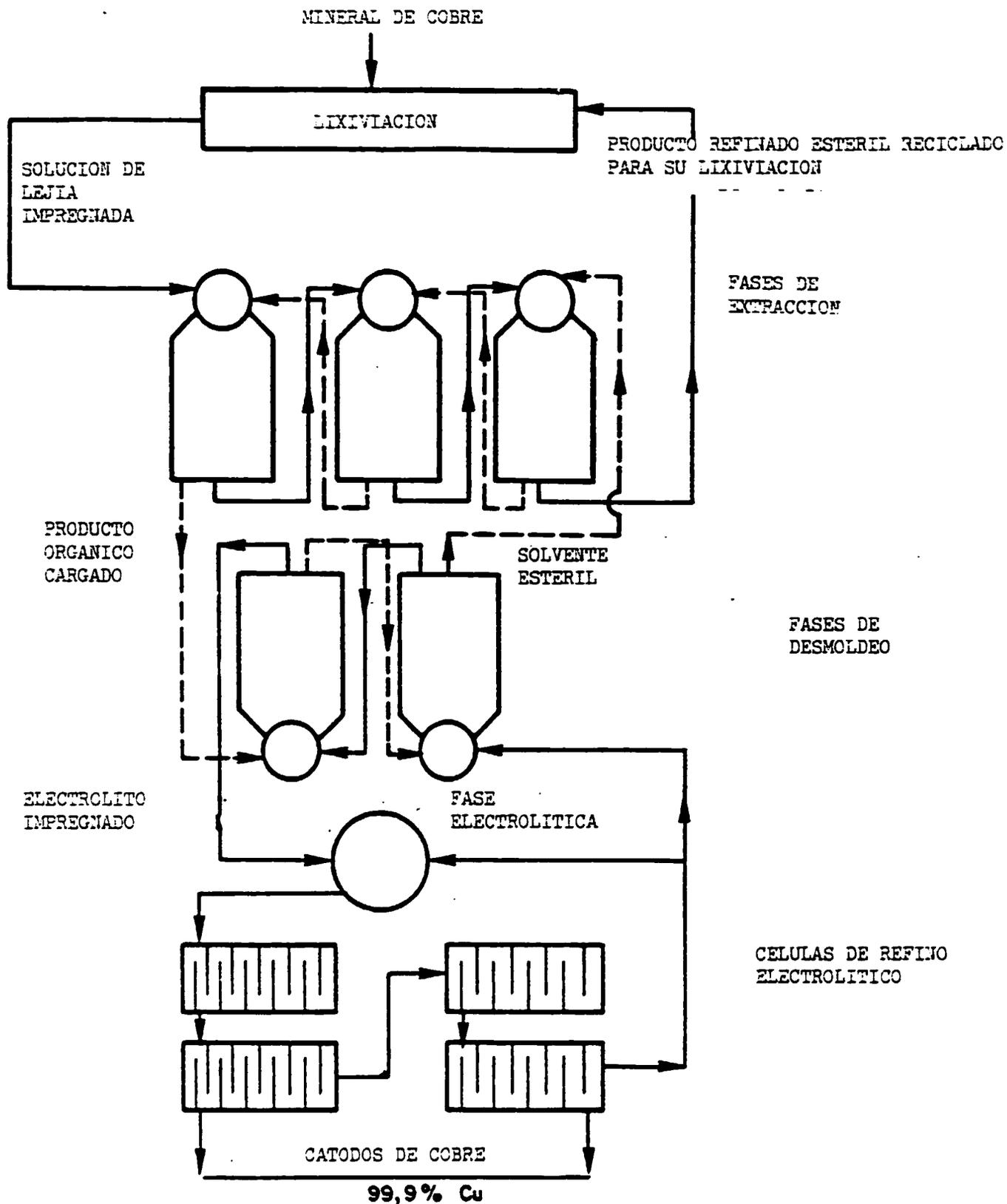


DIAGRAMA 11: PLANTA DE PROCESOS SX/EW



considerablemente inferiores a los costos normales de tratamiento de los minerales sulfurados de cobre, cuyo promedio mundial es de unos 64 centavos por libra.

En el cuadro 2 se da una lista de las operaciones mineras de este tipo que se conocen, incluidos sus costos y sus capacidades de producción.

Las repercusiones de las tecnologías SE/EW en los gastos generales de producción de cobre han sido realmente impresionantes. A continuación se indica su evolución con referencia a algunas plantas importantes, en centavos por libra de cobre producido.

Mina	Ubicación	1980	1981	1982	1983	1984	1985
Ray	Arizona	107	102	104	78	73	75
Tyrone	Nuevo México	81	88	99	92	85	70
Twin Buttes	Arizona óx.	65	65	66	64	49	—
Bagdad	Arizona	65	78	88	97	—	75
Pinto Valley	Arizona óx. sulf.	—	47	38	37	35	36
Gibraltar	Columbia Británica	104	89	105	—	79	75
Chuquicamata	Chile óx.	63	73	77	85	66	62
Lo Aguirre	Chile óx.	81	95	54	52	48	46
Mantos Blancos	Chile óx.	—	99	82	74	72	71
Las Cascadas	Chile óx.	92	85	63	61	63	60
		113	89	80	74	72	61

Para la mayor parte de las minas se indica el costo total de producción, es decir, el costo incluidos los sulfuros y los óxidos. Cuando sólo se indica el costo de los óxidos, se utiliza la abreviación "óx".

CUADRO 2

RESUMEN DE LAS OPERACIONES DE EXTRACCION DE COBRE QUE
UTILIZAN EL PROCESO SX/EW

PLANTA	PAIS	CAPACIDAD ANUAL (toneladas por año)	COSTOS DE PRODUCCION (centavos por libra)
BAGDAD	Arizona (Estados Unidos)	6 500	37 - 38
CHINO	Nuevo México (Estados Unidos)	19 500	19 - 23
CYPRUS-JOHNSON	Arizona (Estados Unidos)	4 300	49 - 50
MIAMI	Arizona (Estados Unidos)	4 000	59 - 61
MORENCI	Arizona (Estados Unidos)	40 000	en construcción
PINTO VALLEY	Arizona (Estados Unidos)	7 000	35 - 37
RAY	Arizona (Estados Unidos)	28 000	53 - 60
SAN MANUEL	Arizona (Estados Unidos)	22 500	en construcción
TWIN BUTTES	Arizona (Estados Unidos)	30 000 cerrada	50 - 52
TYRON	Nuevo México (Estados Unidos)	20 000	36 - 40
BATTLE			
MOUNTAIN	Nevada (Estados Unidos)	6 500	45 - 50
BINGHAM	Utah (Estados Unidos)	20 000	52 - 62
GIBRALTAR	Columbia Británica (Canadá)	5 100	30 - 35
CHUQUICAMATA	Chile	50 000	46 - 47
	Ampliación a	250 000	25 - 30
EL TENIENTE	Chile	5 000	25 - 30
LO AGUIRRE	Chile	14 000	34 - 35
LAS CASCADAS	Chile	20 000	59 - 61
CERRO VERDE	Perú	24 000	35 - 40
CANANEA	México	14 000	40 - 45
NKANA	Zambia	6 800	35 - 40

3.4 PROGRESOS DE SEGREGACION

Los minerales de óxidos sulfurados mixtos plantean siempre problemas metalúrgicos porque los óxidos no flotan bien en circuitos sulfurados, y se requieren fases adicionales como la lixiviación y la precipitación para promover la recuperación de óxidos junto con los sulfuros o parte de ellos. Esto ha dado origen a procedimientos como, por ejemplo, los procesos de flotación y lixiviación, y el proceso LPF (lixiviación - precipitación - flotación).

Por otra parte, como ya se ha indicado, la fundición de sulfuros u otros concentrados cupríferos es una operación que consume mucha energía y que cuesta mucho dinero. Hay que calentar los concentrados por encima de 1.150°C y, además, se genera gas de SO_2 que es nocivo en términos ecológicos.

Al buscar una solución a estos problemas se descubrió el proceso original de segregación, que se utilizó en el decenio de 1930 en el antiguo Congo Belga (actualmente el Zaire). Se trata de un proceso relativamente sencillo: un mineral de óxido sulfurado mixto, que no se preste a otros tratamientos metalúrgicos, se mezcla con pequeñas cantidades de coque y de sal común y a continuación se calienta en un horno giratorio a unos 700°C . A esa temperatura los minerales sulfurados de cobre se descomponen en óxidos, mientras que el cloruro de sodio genera cloro activo, que volatiliza los óxidos cupríferos en forma de cloruros de cobre. Sin embargo, a causa de la presencia de pequeñas partículas de coque, estos cloruros no pueden salir del horno y se precipitan (por acción del CO que se halla en torno a las partículas de coque) en forma de cobre metálico en la superficie de las partículas de coque. De esta manera, la segregación del cobre procedente de los minerales originales tiene lugar en las partículas de coque. Los demás sulfuros intactos y los óxidos segregados en forma de cobre metálico vuelven a constituir una masa y flotan juntos hasta formar un concentrado de cobre a granel.

Por lo general, un mineral de sulfuro de cobre que no quede afectado por la oxidación permite una recuperación de alrededor del 90%. Si queda afectado por la oxidación, el coeficiente de recuperación puede quedar reducido a solamente un 70 a 80%. El mineral segregado, después del tratamiento, da coeficientes de recuperación que oscilan entre el 88 y el 90%. Los aspectos económicos del proceso dependen del costo de recuperación de este cobre adicional, que esencialmente representa el costo de calentar el mineral a 700°C , la acción química a que se le somete y la utilización de equipo resistente a la oxidación para llevar a cabo el proceso.

Los aspectos económicos de este proceso resultaban relativamente aceptables antes de la crisis energética, y una operación industrial denominada proceso TORCO se desarrolló en Zambia, según el gráfico de operaciones que se indica en el diagrama 12. Se calienta el mineral en un reactor de lecho de fluidos y la masa granular caliente que rebasa cae en un reactor de segregación, en el cual se introducen también carbón y sal. El material segregado se descarga a continuación en un vertedero de apagamiento, con el cual se alimenta un circuito de flotación para la recuperación del metal. Hasta ahora se han construido dos plantas de este tipo, una en Akjoujt (Mauritania) y la otra en Rhokana (Zambia). Su funcionamiento ha tropezado con ciertas dificultades, y dichas plantas han trabajado con prolongadas interrupciones.

Ahora bien, lo que en la actualidad vuelve a atraer la atención hacia este proceso es la posibilidad de tratar los concentrados de cobre mediante el proceso de segregación para producir la metalización de cobre a temperaturas

mucho más bajas; por lo general, 700°C en vez de 1.200°C. Esto podría originar considerables economías de combustible. El diagrama general de operaciones de una planta de este tipo, que sería muy apropiada para los depósitos de Africa central, constaría de un molino de tratamiento en seco que triturara el mineral hasta alcanzar el tamaño apetecido de partículas, después de lo cual se utilizaría el proceso de segregación y flotación de concentrados de cobre con alto contenido de cobre metálico.

Esta tecnología no se ha estudiado aún con suficiente detenimiento pero seguramente merece la pena ensayarla de nuevo. En el diagrama 13 se ofrece un diagrama general de operaciones correspondiente al proceso TORCO. La ventaja de este proceso es que se puede efectuar prácticamente en todas las escalas desde 500 hasta 10.000 toneladas diarias de producción, y por lo tanto es apropiado para cualquier clase de yacimiento que exceda de 2 a 3 millones de toneladas de mineral. A continuación se da un ejemplo de evaluación de costos para una operación de 4.000 toneladas diarias, expresados en términos de dólares de los Estados Unidos por tonelada métrica de mineral:

Fuerza de trabajo y supervisión	\$ 1,20
Energía	\$ 1,40
Combustible para la desecación y la segregación	\$ 3,85
Reactivos para la segregación y la flotación	\$ 1,10
Mantenimiento y gastos diversos	<u>\$ 1,00</u>
Total de costos directos	\$ 8,55
Costos indirectos incluida la amortización	\$ 3,00
Costo total por tonelada de mineral	<u>\$11,55</u>

Para una operación de 500 toneladas diarias, los costos pueden aproximarse a 16 ó 18 dólares por tonelada, mientras que en el caso de una planta de 10.000 toneladas diarias, los costos bajarán probablemente hasta unos 9 a 10 dólares por tonelada. Esto significa que, si se cuenta con mineral de cobre que dé en ensayo un 2% de metal recuperable por dicho proceso con una eficiencia del 85%, es decir, que dé 37,5 libras de cobre por tonelada métrica de mineral, entonces, en una operación de 4.000 toneladas diarias dicho cobre saldrá a unos 31 centavos por libra que, una vez añadidos los costos de fundición, refinado y transporte, que representan aproximadamente 20 centavos por libra, pondrá el costo total del cobre en unos 51 centavos por libra.

En el caso de una operación de 500 toneladas diarias, dichos costos serán de aproximadamente 45 centavos por libra, que junto con los costos de fundición y refinado aumentarán el costo total a 65 centavos por libra, que es aproximadamente el precio actual del cobre. Dicho con otras palabras, para que la operación sea rentable, es preciso que el depósito contenga un mineral de ley más alta.

Si se trata de una operación de 10.000 toneladas diarias, los costos se reducirán probablemente a 24 ó 26 centavos por libra, como consecuencia de las economías de escala, y el producto final resultará a unos 44 a 46 centavos por libra en concepto de costo total.

Desde el punto de vista económico esta alternativa parece ser interesante, siempre que se pueda llevar a cabo sin inconvenientes mayores. El problema que plantea el proceso de segregación es que se trata de un conjunto de operaciones más bien complejo que requiere una utilización muy eficiente de la tecnología, cosa a menudo difícil de obtener en países en desarrollo en los que la mano de obra especializada suele ser relativamente escasa. Además, el proceso plantea otros problemas como, por ejemplo, los problemas de corrosión intensiva, que si no se resuelven adecuadamente pueden hacer que las plantas sufran frecuentes interrupciones de funcionamiento, con las consiguientes pérdidas de producción. Por lo tanto, es preciso seguir efectuando ensayos y llevando a cabo investigaciones a fin de conseguir que este proceso funcione más satisfactoriamente.

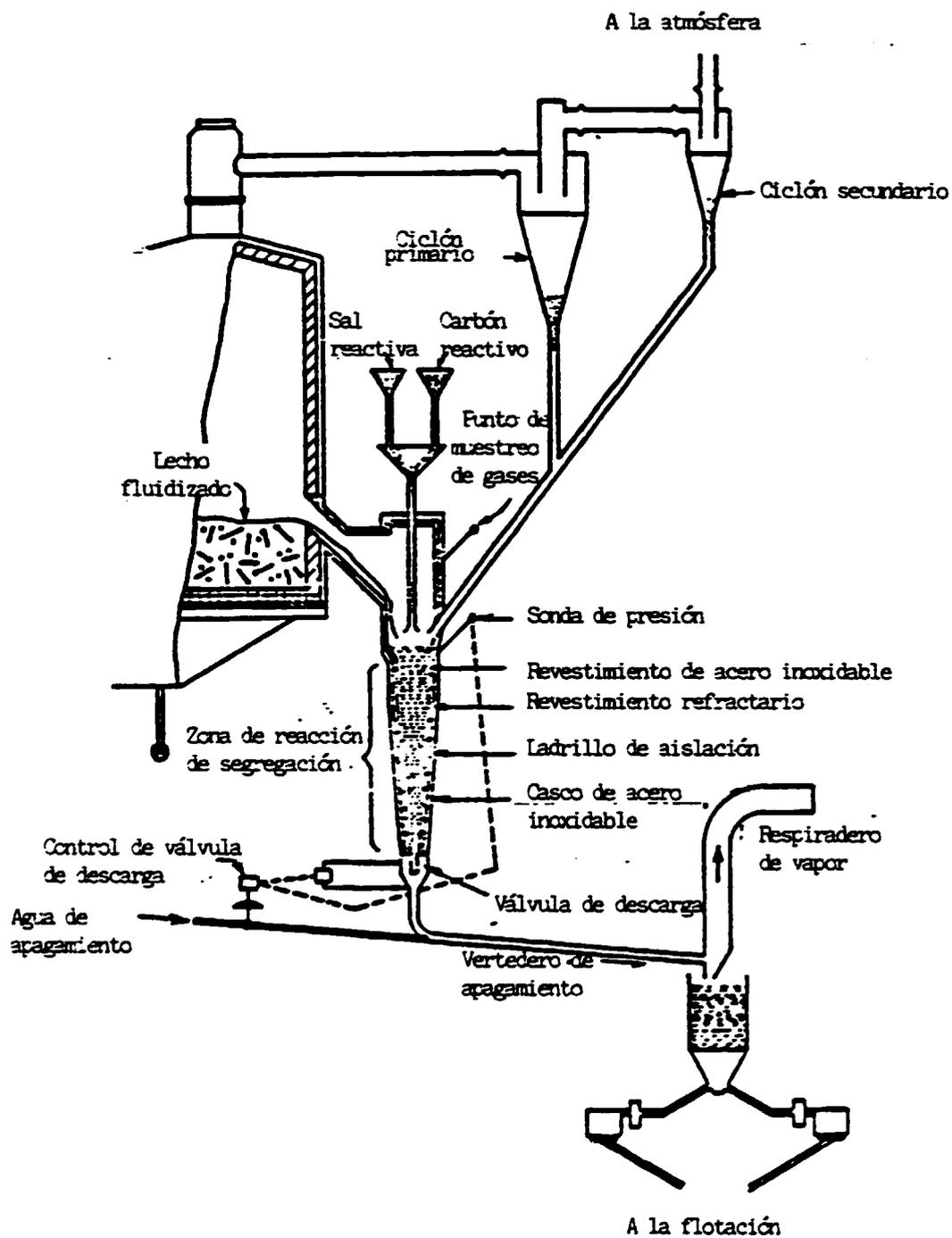


Diagrama 12: Proceso TORCO utilizado en Zambia

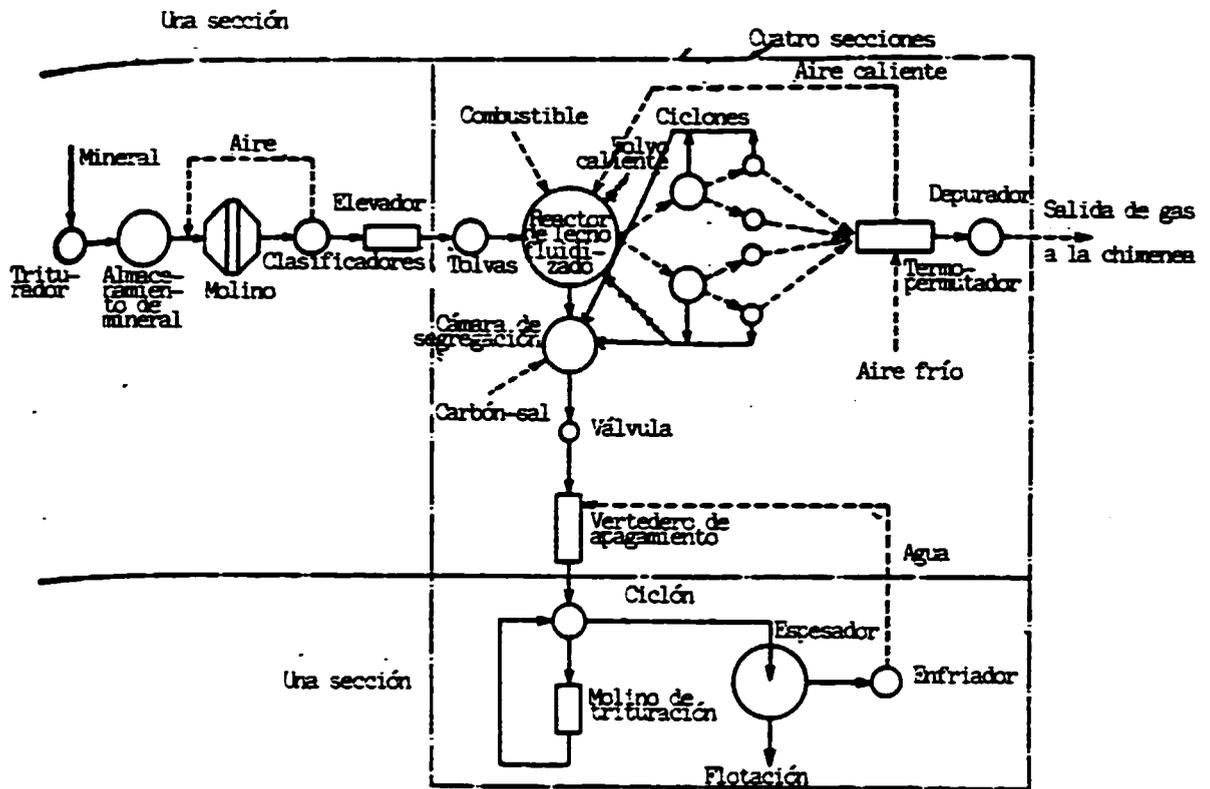


Diagrama 13: Diagrama de operaciones de la planta TORCO en Akjoujt (Mauritania)

3.5 TECNOLOGIA DEL OXIGENO

Ahora bien, en lo que se refiere a la investigación científica y el progreso tecnológico, los resultados más importantes en materia de tecnología de la producción de cobre se han obtenido en la esfera pirometalúrgica. En el siguiente diagrama 14 se pueden apreciar los progresos realizados por la tecnología de la fundición de cobre en el siglo XX, así como el incremento del consumo y de la producción de cobre.

Los antiguos altos hornos, que tanto se utilizaron para la recuperación de cobre a partir del óxido y luego de minerales sulfurados, han sido sustituidos ahora por el proceso de reducción por tostación. Los hornos de reverbero, en los cuales se efectúa la fundición de concentrados sulfurados, se enriquecieron con una importante innovación en los primeros años del decenio de 1960 cuando los quemadores empezaron a utilizar aire enriquecido en oxígeno. Este proceso dió paso a los quemadores de combustible oxigenado, que se perfeccionaron en El Teniente, Inco, en la Unión Soviética y ahora en Morenci, plantas en las que se ensaya a escala industrial la fundición con rociadores. El último horno de reverbero moderno se construyó a mediados del decenio de 1970 y si se construyera ahora sería de un tipo ligeramente modificado o sería sencillamente sustituido por otros procesos de elaboración.

Los hornos de fundición eléctrica siguen funcionando bien, como lo atestigua el fundidor que se acaba de construir en Mufulira y en Inspiration. Su capacidad ha pasado de 3 MW a más de 50 MW, pero no hace falta decir que requieren energía hidroeléctrica o termoeléctrica de bajo precio.

El nuevo proceso de fundición que más éxito ha tenido ha sido, sin duda alguna, el proceso de fundición instantánea Outokumpu, que se introdujo después de la segunda guerra mundial y que todavía se utiliza en una treintena de instalaciones. El éxito de este proceso quedó demostrado también por la introducción de la tecnología del oxígeno en el decenio de 1970, que tanta eficiencia dió a las fundiciones japonesas.

Otro proceso que ha tenido éxito es el alto horno de fundición INCO, que, sin embargo, sólo ha sido instalado en dos lugares: en Sudbery (Canadá), y en Almalyk (República Socialista Soviética de Uzbekistán). Su potencial de utilización sigue siendo sustancial, aunque recientemente se hayan introducido otras alternativas.

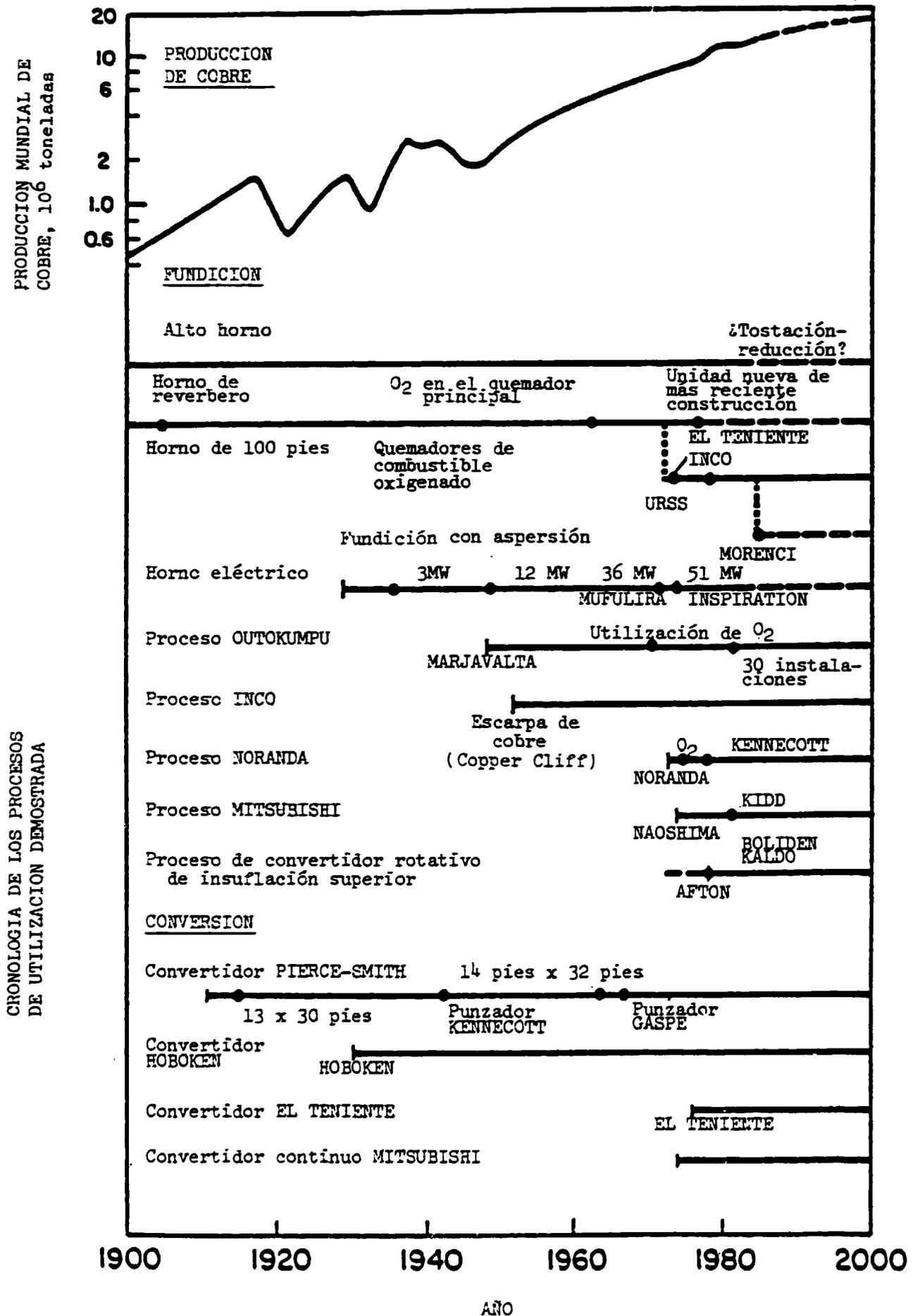
A continuación se elaboró el proceso Noranda de fundición en fase única, cuyo éxito quedó expresamente supeditado a la utilización de oxígeno para poder obtener todas las ventajas posibles. Hasta ahora sólo lo ha utilizado la Compañía Kennecott en la planta de fundición de Bingham en Utah.

Después de la segunda mitad del decenio de 1970 apareció un nuevo proceso de fundición japonés elaborado por Mitsubishi. El proceso se ensayó y se introdujo en Naoshima y luego en la mina Kidd Creek en el Canadá.

La última adición a la tecnología de la fundición fue el proceso de convertidor rotativo de insuflación superior, que trata concentrados de cemento o cobre metálico y que se utiliza en Boliden y Afton.

Todos estos procesos de fundición suelen ir acompañados de una fase de conversión de una u otra forma. El convertidor tradicional Pierce-Smith, con pequeñas modificaciones (punzadores), sigue conservando el predominio desde principios de este siglo. Sin embargo, en el decenio de 1930 sufrió

Diagrama 14



modificaciones que dieron origen al convertidor Hoboken. El convertidor El Teniente, cuyo nombre se debe al de la mina en que se elaboró esta tecnología, se perfeccionó a mediados del decenio de 1970, aproximadamente al mismo tiempo que el convertidor continuo Mitsubishi.

En las páginas siguientes se analizan las innovaciones más importantes ofrecidas por estas nuevas tecnologías y su probable evolución en años venideros, prestandose especial atención a sus usos potenciales en los países en desarrollo.

3.51 Proceso Outokumpu - Las figuras siguientes 7 y 8 ofrecen vistas transversales de los altos hornos de fundición Outokumpu e Inco. Outokumpu representa un proceso más antiguo y es el primero en el cual se introdujo el principio de operación instantánea. Al comienzo funcionaba con aire precalentado, pero a continuación se introdujo la utilización de aire enriquecido en oxígeno con objeto de eliminar el uso de combustibles. El proceso Outokumpu produce matas con aproximadamente un 70% de cobre, un 22% de hierro y un 8% de azufre, lo que requiere una continuación del proceso de conversión para poder obtener cobre blister. El proceso Inco de fundición instantánea con oxígeno da menos cobre en las matas: aproximadamente un 48% de cobre, un 24% de azufre y un 26% de hierro.

De esta manera puede considerarse que el proceso Outokumpu combina en un solo proceso la tostación, la fundición y la conversión parcial. Cuando sólo se utiliza aire precalentado (hasta 450°) para complementar el calor generado por la oxidación exotérmica del sulfuro de hierro, las matas ensayadas no dieron más de un 45 a un 50% de cobre, y hubo que añadir fuel-oil para poder acabar la reacción. Con la introducción de aire enriquecido en oxígeno, el proceso se convirtió en totalmente autógeno y el contenido de cobre de la mata aumentó de un 65 a un 70%. Con matas de grado superior, la capacidad requerida de conversión y el consumo energético descenderán marcadamente en hasta un 40 a 50%. De igual manera, la adición de oxígeno reduce el volumen de gases e incrementa su contenido de SO₂ del valor normal de 10-15% a una proporción de hasta el 30%.

La flexibilidad del proceso de fundición instantánea para el tratamiento de concentrados de composición diversa y para el control del grado de las matas se basa en que el grado de oxidación en la fundición en suspensión (instantánea) se puede regular rápida y fácilmente cambiando la proporción de concentrados con relación al oxígeno en el aire del proceso.

3.52 El Proceso INCO combina también la tostación, la fundición y la conversión parcial en una operación autógena. La utilización de oxígeno técnico (de una pureza de aproximadamente el 96%) en vez de aire para la combustión de azufre lábil y sulfuro de hierro en el circuito de alimentación elimina la necesidad de calentar el nitrógeno, que es la causa principal de la baja eficiencia del combustible en los procesos pirometalúrgicos.

Los concentrados se inyectan a través de dos quemaderos en cada una de las paredes del horno, y se someten a combustión en una corriente horizontal de oxígeno. El grado de mata resultante de la fundición instantánea con oxígeno en régimen autógeno depende de la composición de los concentrados y de la velocidad de alimentación, así como de la proporción de materiales secundarios añadidos a la alimentación de sulfuros. Este proceso es también muy flexible y permite tratar minerales de composición diferente. Las escorias procedentes de la operación suelen contener aproximadamente el 0,8% de cobre y se pueden descartar directamente. Los grados de mata obtenidos llegan hasta el 55% de cobre.

Figura 7

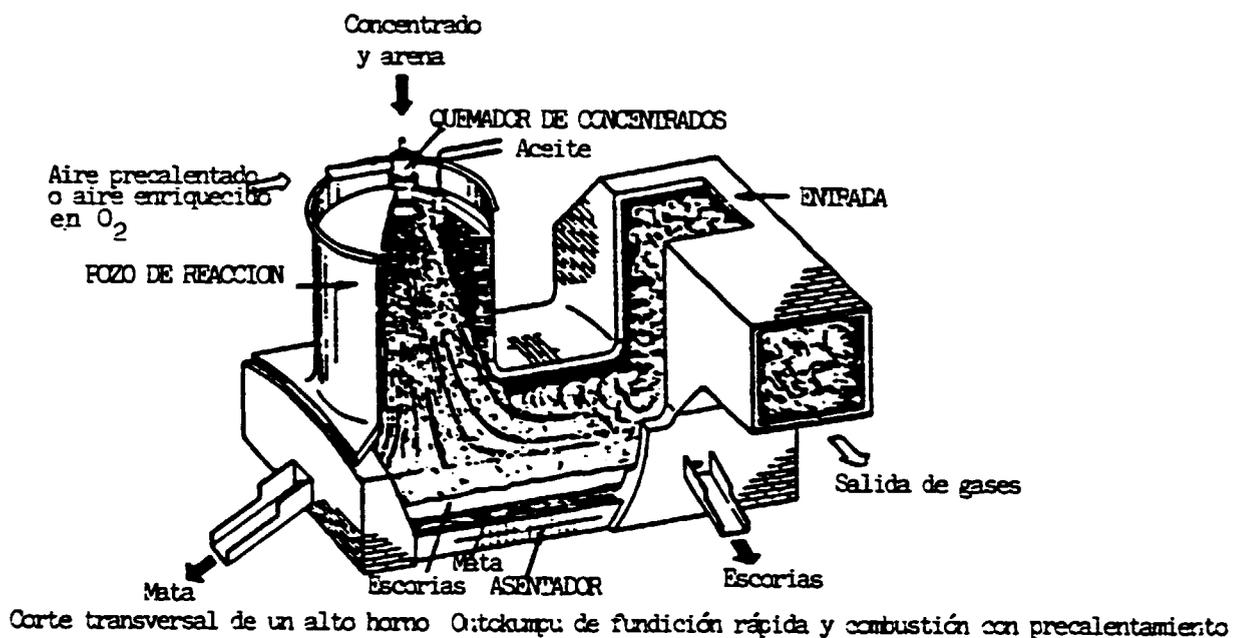
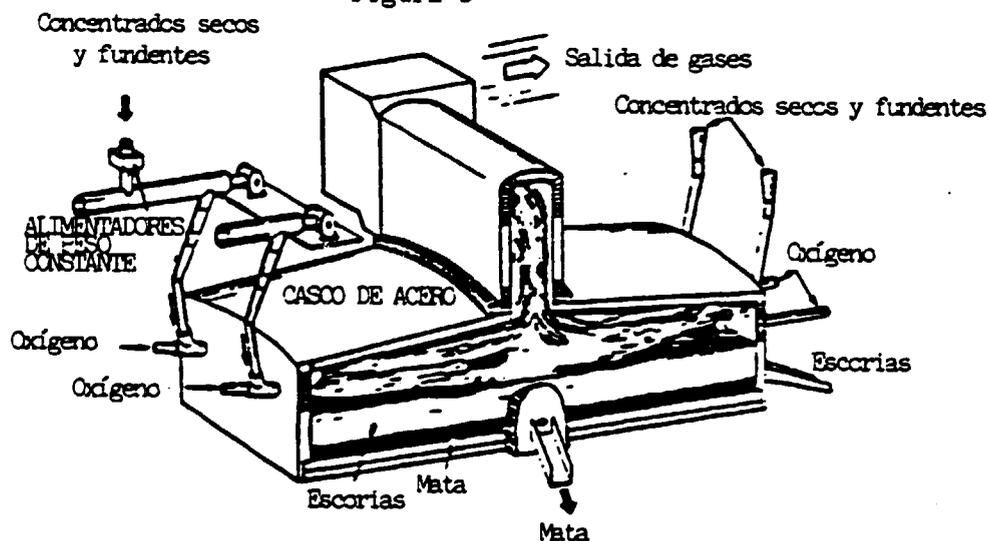


Figura 8



3.53 El Proceso Noranda es un proceso continuo destinado a producir directamente cobre blister o matas de cobre a partir de concentrados de sulfuros. En principio la idea consistía en producir cobre blister directamente a partir de concentrados, combinando en un reactor las fases de tostación, fundición y conversión. Ahora bien, se pudo determinar que algunas impurezas, como por ejemplo As, Bi y Sb, si no se eliminaban debidamente en forma de escorias al final de la fase de fundición, tendrían a penetrar en los ánodos, lo que imposibilitaba su comercialización. La forma actual de este proceso, tal y como se utiliza en Horne y en Bingham, produce en la primera fase una mata del 70 al 75% de cobre, con la que a continuación se alimentan los convertidores tradicionales Pierce-Smith.

La operación conceptual del proceso Noranda se indica en la figura 9, y el diagrama de operaciones de su unidad de ensayos en la planta piloto se indica en el diagrama 15.

Como se puede ver por la figura 9, en el proceso Noranda la entrada y los fundentes de concentrados en pellas se vierten en régimen de contracorriente desde la parte superior del horno mientras que el aire enriquecido en oxígeno suministra el calor necesario para complementar las necesidades calóricas de la reacción. Sin el aire enriquecido en oxígeno, el proceso Noranda no es económicamente viable. El baño de fusión en el que tiene lugar la reacción se mantiene en un estado de acusada turbulencia, lo que da mucha eficacia a la transferencia de calor y masa y permite obtener una tasa de fundición muy específica de aproximadamente 30 t diarias por m^2 . La fundición se oxida hasta obtener matas muy puras con un contenido del 70 al 75% de cobre en el aire enriquecido en oxígeno (34% de O_2) en toberas de ventilación lateral. La eficiencia total del oxígeno es del 100%.

El proceso depende relativamente poco de los cambios de ley del material de alimentación, incluso de los materiales secundarios, y es muy flexible en cuanto a su operación. Los controles básicos se reducen a la razón oxígeno/concentrados y a la razón flujo/concentrados para mantener la razón Fe/SiO_2 en las escorias a un valor de 1,8/1.

3.54 Proceso Mitsubishi. El proceso Mitsubishi de fundición continua de cobre ha sido desarrollado en el Japón en las fundiciones Naoshima y, aparte de Naoshima, se usa en la actualidad en la mina Kidd Creek. Su principio de operación se indica en el diagrama 16.

Se trata de un proceso multifase que produce cobre blister directamente a partir de los concentrados, utilizando para ello tres hornos interconectados con lo cual se evita el pasillo convertidor tradicional y el transporte de materiales con grúas.

Los concentrados de fundentes desecados y el aire enriquecido en oxígeno (del 30 al 35% de O_2) entran en el horno de fundición a través de lanzas verticales no sumergidas y se funden para producir mata de cobre al 65%. La emulsión de escorias producida fluye por gravedad a lo largo de un vertedero interno y va a parar a un horno eléctrico de lavado de escorias que las asienta y descarta. El horno de fundición requiere combustible para compensar el déficit calórico. La mata de alta pureza fluye desde el horno de lavado de escorias a través de un orificio en sifón y del vertedero interconectado hasta un horno de conversión en el que se somete a un proceso de oxidación continua para producir cobre blister mediante la utilización de aire enriquecido en oxígeno con un 26 a 28% de O_2 . En el horno no hay capa intermedia de metal

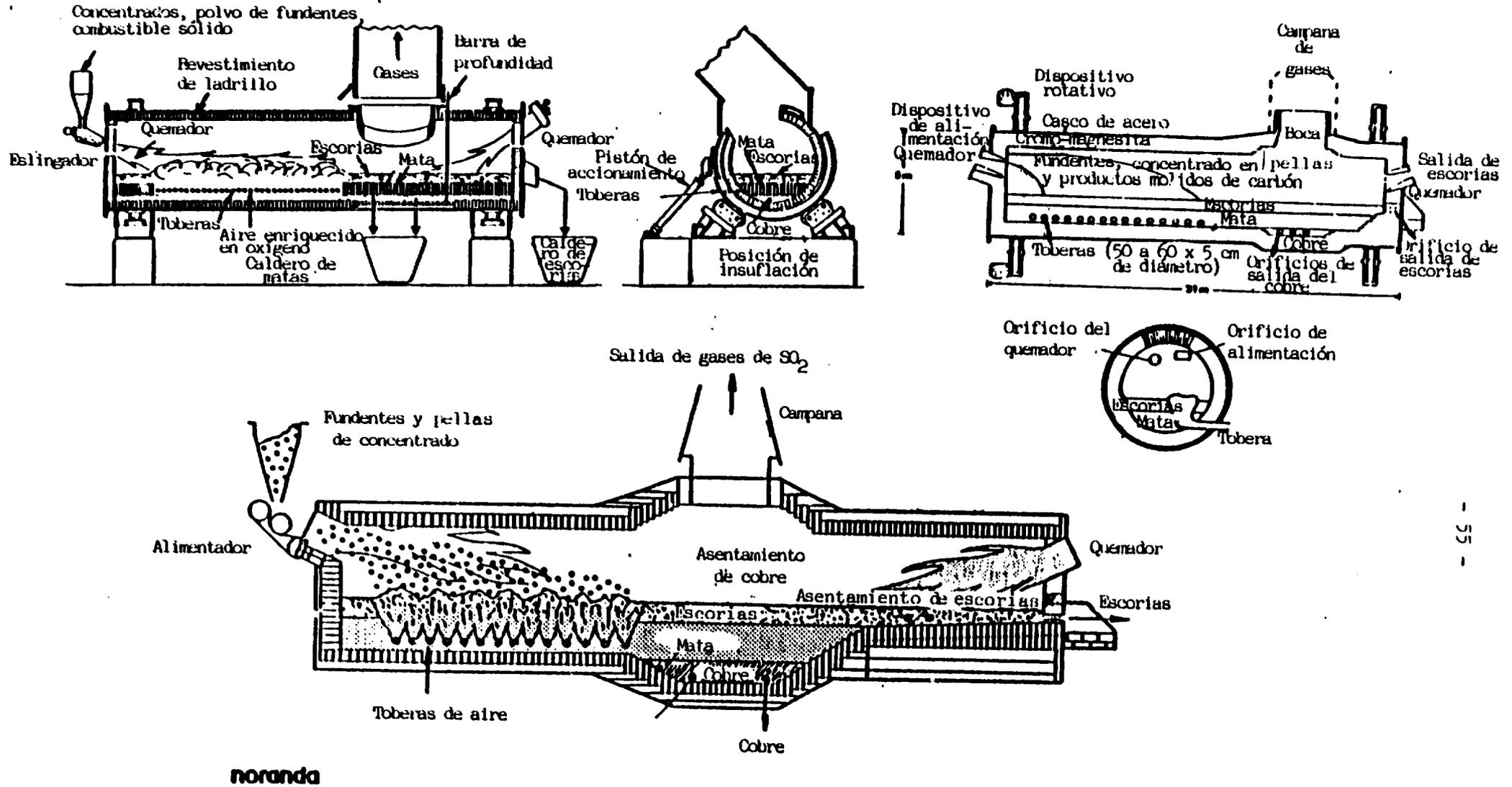


Figura 9 - Dibujo esquemático del reactor en el proceso Noranda

Diagrama 15

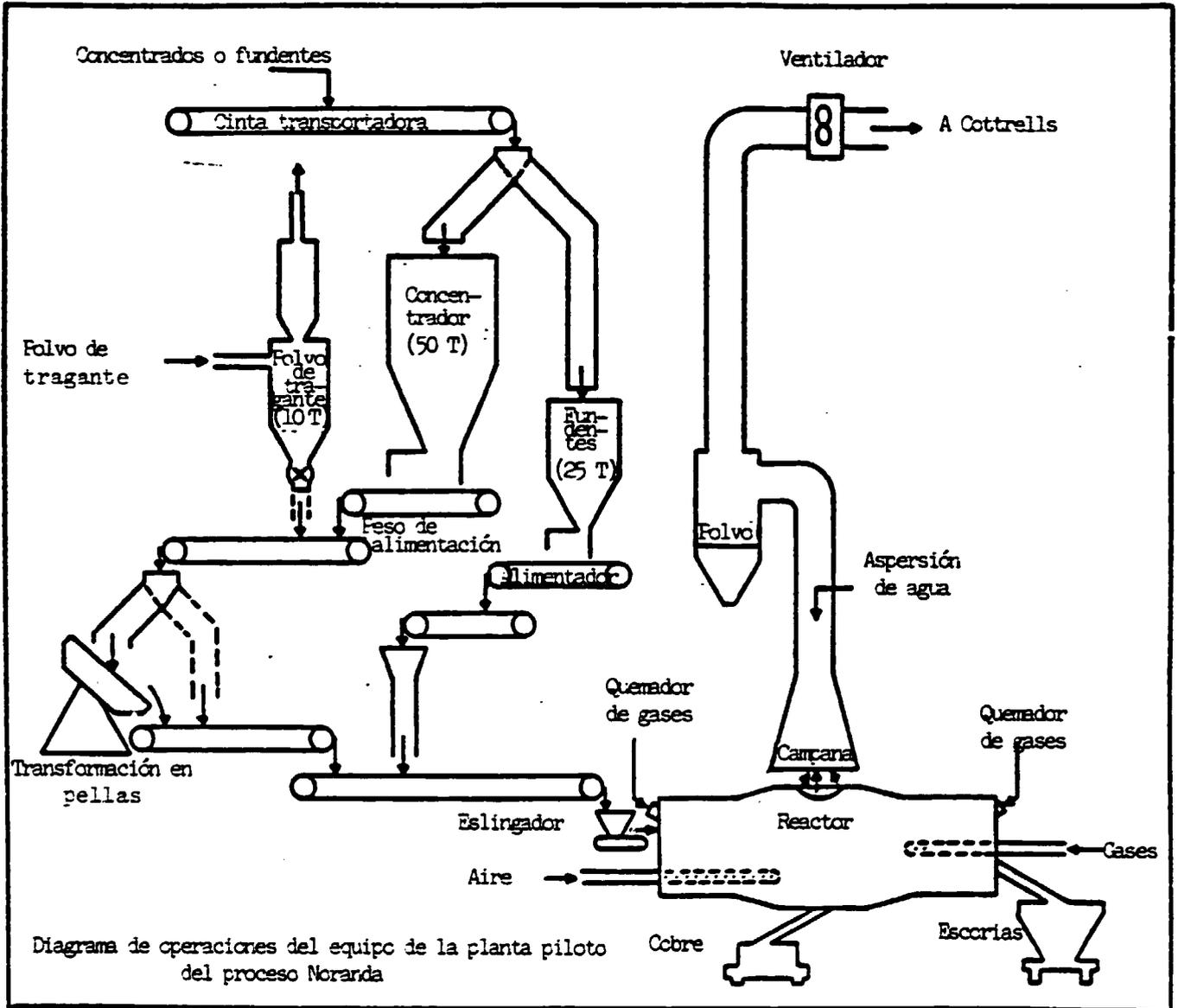
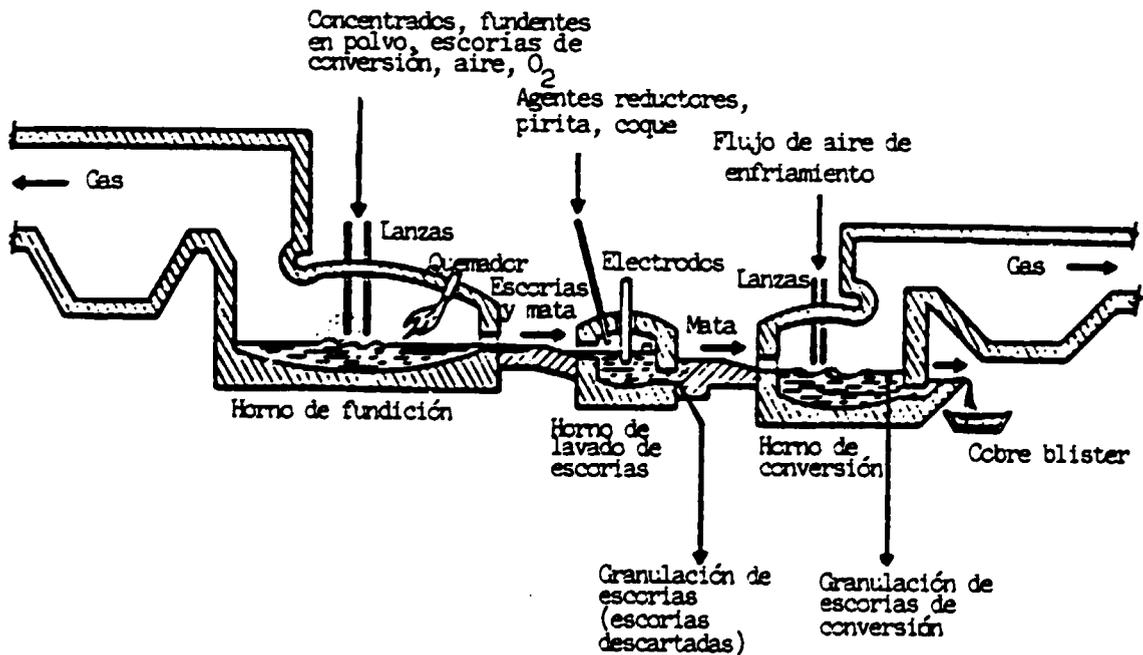
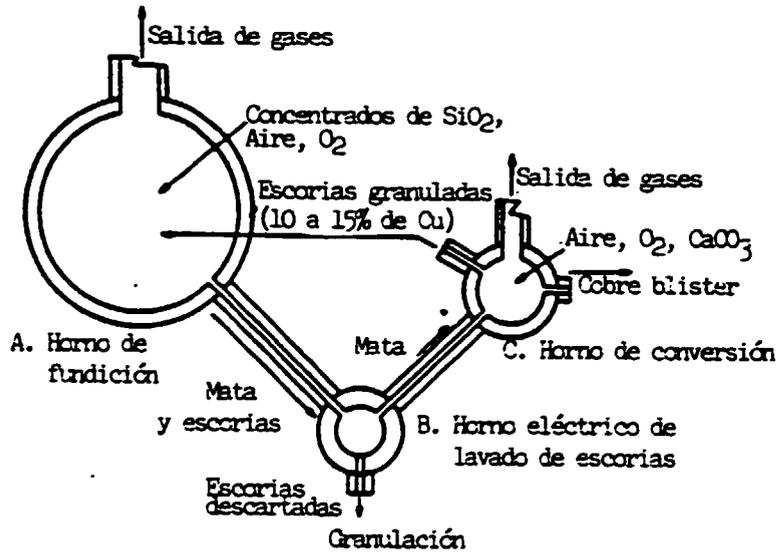
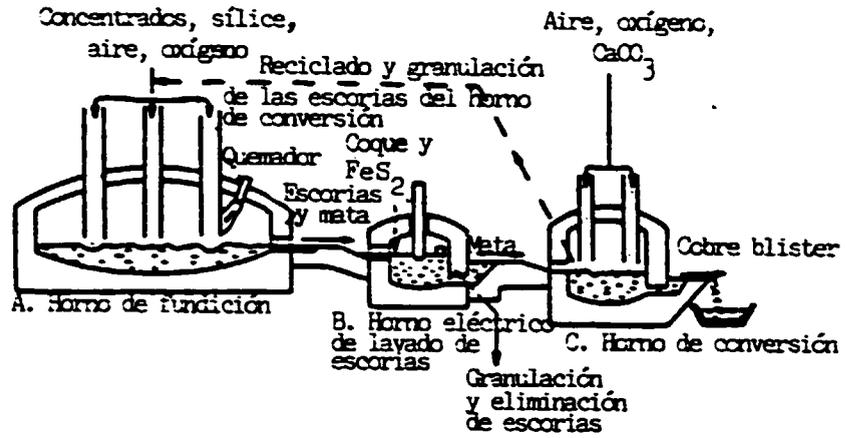


Diagrama 16



Proceso Mitsubishi de fundición continua de cobre

blanco. La eficiencia del oxígeno en el horno de conversión es del 85 al 90%, cifra que puede compararse con la correspondiente a las operaciones del convertidor Pierce-Smith. Como consecuencia de la utilización de oxígeno, el contenido de los gases de escape procedentes de los hornos de fundición y de conversión suele ser del 14 al 17% y del 17 al 19% de SO₂, respectivamente.

El nivel normal de enriquecimiento del oxígeno en el horno de fundición no basta para una fundición autógena. Un aumento del nivel de enriquecimiento permite reducir la cantidad de combustible necesaria. Los ensayos efectuados recientemente en Naoshima indican que aumentando el contenido en oxígeno del aire del 28% al 39%, el caudal de salida de los hornos se puede aumentar en un 50%, mientras que las necesidades de combustible se pueden disminuir en un 70%. La fundición autógena se puede lograr con un aire enriquecido al 65%.

3.55 Proceso El Teniente - Después de intentar sin éxito utilizar convertidores convencionales para fundir concentrados según el proceso Noranda, en las minas El Teniente se elaboró una nueva tecnología que consiste en fundir concentrados con oxígeno en hornos de reverbero utilizando el exceso de calor generado por la oxidación de la mata. La fase de insuflación de escorias se desarrolla continuamente cargando mata de reverbero con cobre al 48% y concentrado de cobre al 40-45% en una proporción aproximada de 1:1. El calor generado por la oxidación de mata con aire enriquecido al 32% en O₂ basta para provocar la fundición autógena de los concentrados y produce una mata de alto grado de cobre al 74-78%, que a continuación se cuele e insufla para formar cobre blister en convertidores convencionales Pierce-Smith.

El proceso El Teniente se presenta en forma esquemática en los diagramas 17 y 18, y en las figuras 10 y 11 se dan detalles del equipo utilizado.

Esencialmente, las innovaciones incluidas en el proceso El Teniente son las siguientes: 1) introducción de quemadores de oxígeno-combustible, que permiten sustituir a los quemadores corrientes de aire a base de llama larga con quemadores de llama corta a temperaturas más altas colocados en el techo de los hornos de reverbero. Esto produce una transferencia de calor más eficaz y disminuye el volumen de los gases de salida; 2) en los convertidores modificados de El Teniente se lleva a cabo simultáneamente la conversión de la mata de reverbero y la fundición autógena de concentrados, mediante insuflación de aire enriquecido en oxígeno y la producción de metal blanco de alto grado de pureza.

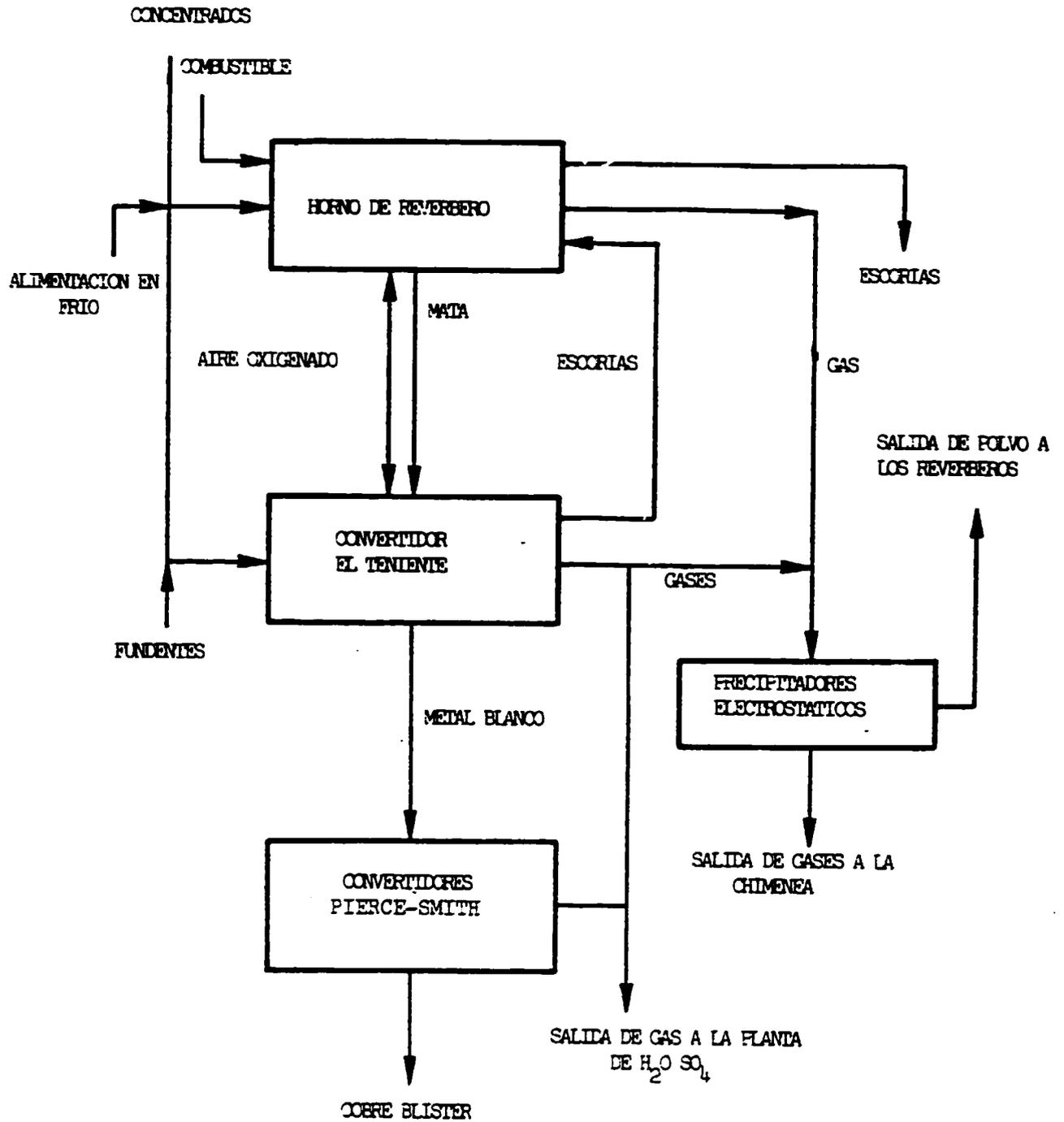


Diagrama 17: Presentación esquemática del proceso El Teniente en Caletnes

Diagrama 18

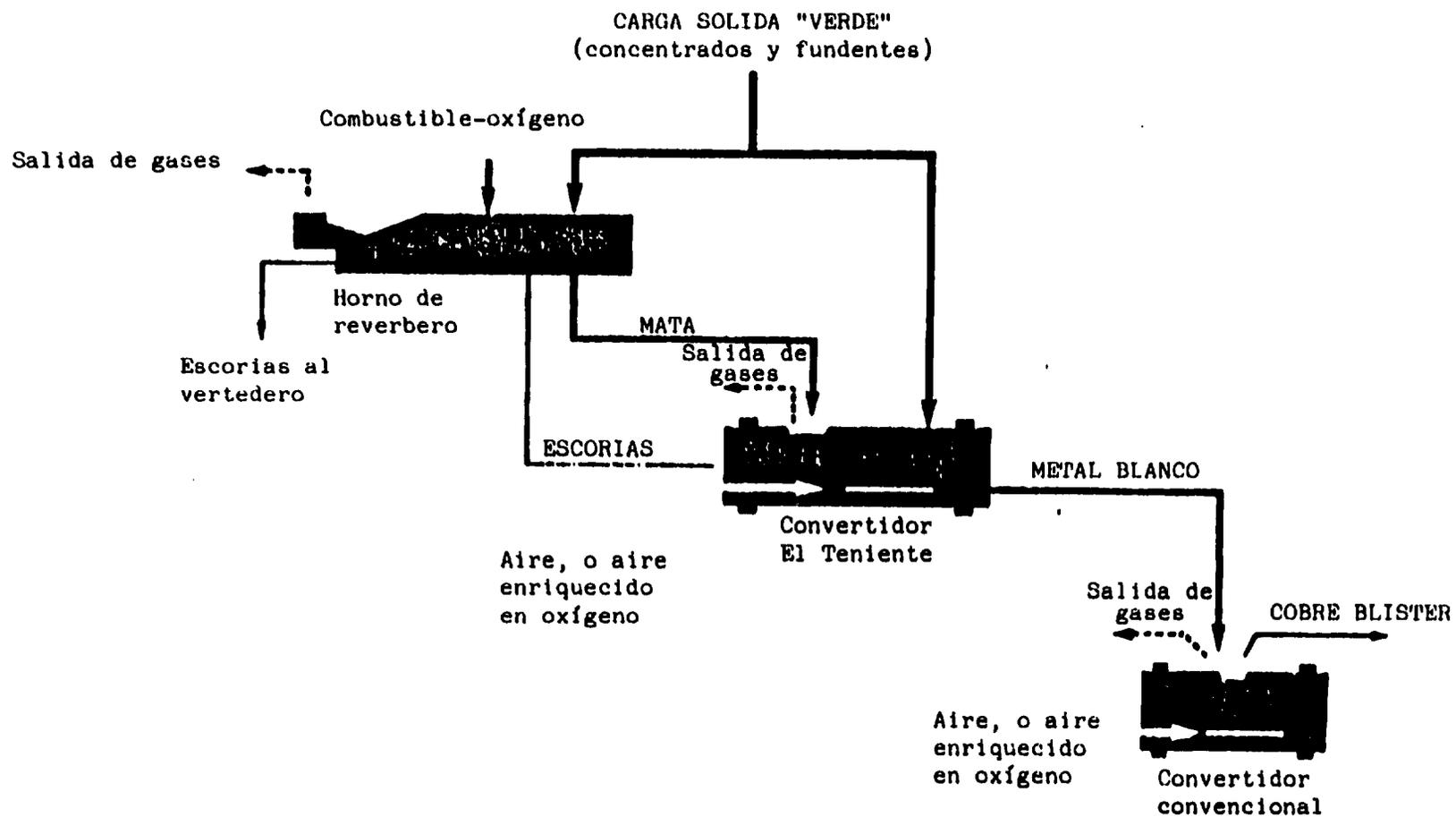


Diagrama esquemático de las operaciones de fundición en Caletones

Descripción de la tecnología a base de oxígeno-combustible

La tecnología de reverbero a base de oxígeno-combustible permite la sustitución parcial o total de los quemadores corrientes de aire-combustible de llama larga por quemadores de llama corta de temperatura más alta, situados en el techo de los hornos. Esta mejora con respecto a la tecnología convencional de fundición en reverbero se traduce en un aprovechamiento mejor del combustible.

Según esa técnica, el oxígeno industrial y el fuel oil se utilizan para fines de combustión. Sin embargo, el sistema oxígeno-combustible se puede ampliar a otros combustibles -sólidos o en forma de gas- o se puede utilizar en combinación con quemadores de aire-combustible.

Los quemadores de oxígeno-combustible van montados verticalmente en el techo del horno y están colocados directamente encima de la carga de alimentación "verde" de concentrados y aditivos fríos. Esto hace que la distribución del calor en el horno sea más igual, y que se aproveche mejor la energía. A causa de este aumento de la eficiencia de fundición, se pueden obtener fácilmente tasas de fundición más altas. Variando el número de quemadores de oxígeno-combustible que se utilizan, el caudal de salida del horno se puede programar según las necesidades totales de capacidad de fundición.

La figura 2 representa una sección transversal típica de uno de los hornos de reverbero de Caletones, en el que los quemadores de oxígeno-combustible están colocados de forma que las llamas calienten directamente la base de los bancos de carga.

Para las condiciones normales de funcionamiento diario de los reverberos se supone que la carga "verde" (concentrados y fundentes) tiene un coeficiente de humedad del 7 al 8%. No se requiere más adición de fundentes y aproximadamente se devuelven al horno de 600 a 700 toneladas diarias de escoria del convertidor. En cada uno de los hornos de reverbero se funden diariamente de 1.000 a 1.200 toneladas de concentrado.

La mata y las escorias se suelen colar a temperaturas ligeramente superiores a las de la fundición convencional de concentrados en reverbero.

Como de costumbre, los concentrados de sulfuro de cobre y hierro (calcopirita, covelita, pirita, bornita, etc.) reaccionan según las reacciones químicas de descomposición, y del 20 al 35% del azufre se convierte por oxidación en SO_2 .

La notable disminución del volumen de gases de salida, debida a la utilización de tecnología de quemadores de oxígeno-combustible, se traduce en una concentración considerablemente superior de SO_2 , que oscila entre el 5 y el 8% en volumen. Esta concentración variará según la cantidad de aire infiltrado en el horno. La fundición convencional en hornos de reverbero, sin enriquecimiento de oxígeno, produce concentraciones del 1,5 al 2% de SO_2 en los gases de salida. Por otra parte, la oxidación del sulfuro de hierro (FeS) tiene lugar en escasa proporción debido a la presencia de magnetitas en las escorias del convertidor, que se devuelven al horno de reverbero.

El funcionamiento de los quemadores de oxígeno-combustible difiere poco del de los quemadores convencionales. Los controles operativos tienen

principalmente por finalidad mantener una proporción adecuada de combustible y oxígeno industrial en los quemadores y mantener a los quemadores debidamente enfriados. Debido a los aumentos de productividad, la carga de los hornos ha de verificarse con mayor frecuencia. Por lo tanto las actividades de manipulación del material se intensifican y hay que extraer del horno una cantidad mayor de material fundido.

Para implantar la nueva tecnología no se requiere ninguna modificación especial del diseño de los hornos.

Estas modificaciones han aumentado la capacidad de producción de la planta en aproximadamente un 40%, han reducido el consumo de combustible en un 50% y han permitido recuperar gases de anhídrido sulfuroso de alto grado de pureza. El sistema es sencillo y con un mínimo de gastos se puede adaptar fácilmente a las fundiciones antiguas.

3.56 Debate - Hasta ahora el único sistema de fundición a base de oxígeno que ha obtenido aceptación unánime ha sido el proceso Outokumpu, que se utiliza en una treintena de fundiciones en funcionamiento. Las ventajas de la fundición a base de oxígeno se suelen contrastar generalmente con el costo de la producción de oxígeno, incluidas las inversiones necesarias para una nueva planta de producción de oxígeno. Las ventajas de la utilización de oxígeno no estriban únicamente en la economía de combustible sino también en una mayor capacidad de las fundiciones en funcionamiento. Esto puede ser muy importante cuando las nuevas inversiones requeridas para una planta de oxígeno se comparan no solamente con los costos de producción en lo económico, sino también con el aumento del caudal de producción. En las nuevas instalaciones el costo de una planta de oxígeno debe compararse con las economías que se obtendrán al requerirse una instalación de fundición mucho más pequeña.

Una evaluación de los costos de la planta de fundición a base de oxígeno de Outokumpu en Ashio (Japón) llevó a la conclusión de que con un 21% de aire oxigenado (es decir, aire normal de la atmósfera) se necesitaba consumir 2,66 centavos de fuel oil por cada libra de cobre producido en forma de mata de cobre al 48%. Aumentando al 41% el contenido en oxígeno del aire, el costo del combustible añadido se redujo a solamente 0,37 centavos por libra, lo que con los 0,48 centavos por libra que cuesta el oxígeno, reduce el costo total a solamente 0,85 centavos por libra, es decir, una reducción por un factor de tres aproximadamente. Una ventaja adicional es que se obtiene mata de cobre al 60% en vez de mata de cobre al 48%.

Si el costo en materia de combustible y de energía para producir el oxígeno hubiera sido el mismo, la fundición instantánea de tipo Inco hubiera costado 0,44 centavos por libra y hubiera producido mata de cobre al 50%, y esto sencillamente por haber utilizado oxígeno con O₂ al 96% en vez de aire enriquecido. Dicho con otras palabras, el costo del proceso Inco sería aproximadamente la mitad del costo del proceso Ashio.

Por último, en el proceso Mitsubishi que se sigue en la fundición de Nioshima se han obtenido las siguientes cifras comparativas: con aire enriquecido en O₂ al 30%, el costo del combustible es de 1,65 centavos por libra de cobre, mientras que el costo del oxígeno representa 0,27 centavos por libra, lo que da un total de 1,92 centavos por libra. Con aire enriquecido en O₂ al 50%, el costo de combustible se reduce a 0,66 centavos por libra pero el costo del oxígeno aumenta a 0,86 centavos por libra, lo que da un total de 1,52 centavos por libra. En ambos casos el grado de la mata de cobre es del 65%. En este caso, el mayor contenido de oxígeno reduce el costo en

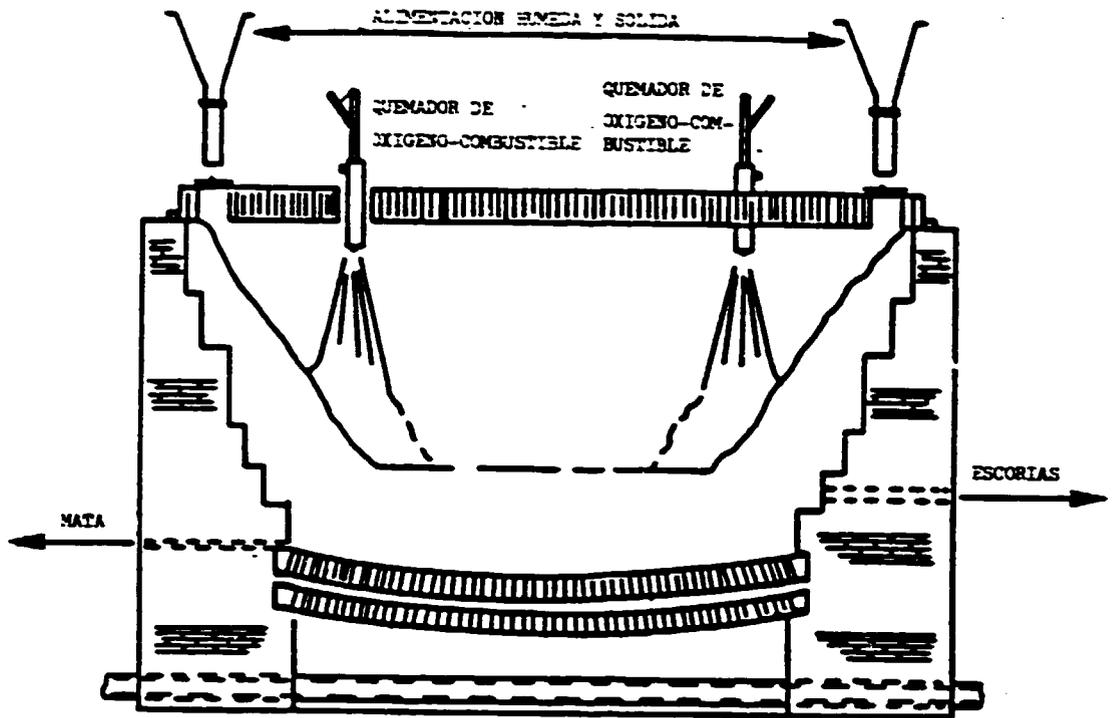


FIG. 10 POSICION DE LOS QUEMADORES DE OXIGENO-COMBUSTIBLE EN UN HORNO DE REVERBERO

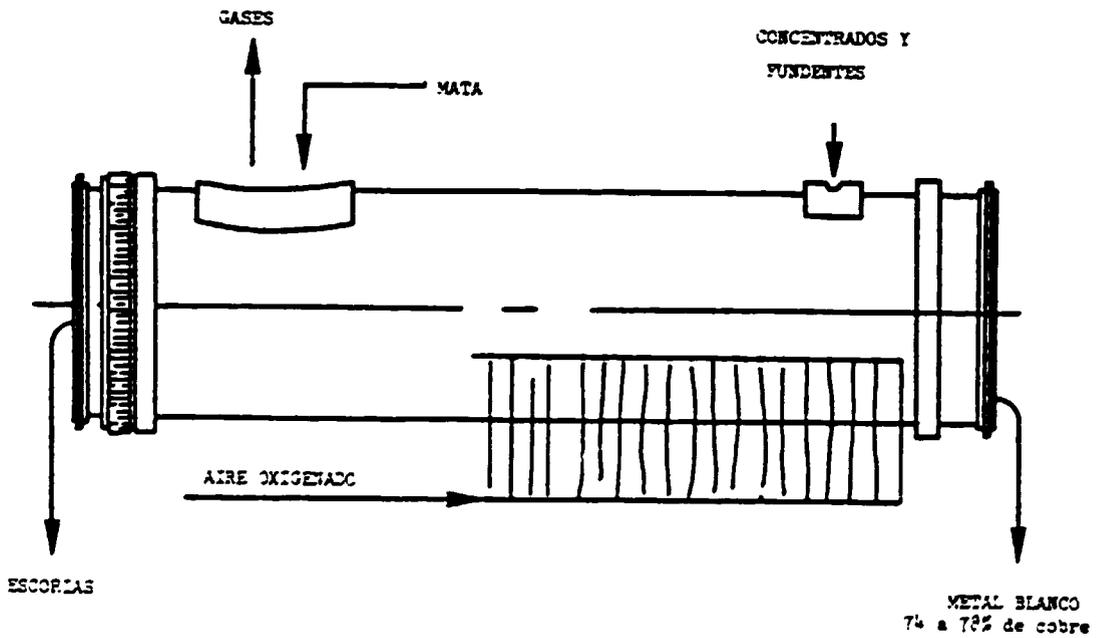


FIG. 11 CONVERTIDOR EL TENIENTE

aproximadamente un 21%. Se observará, no obstante, que de todos modos los costos de fundición del proceso Mitsubishi son más elevados que los de los procesos Outokumpu e Inco por un factor de 2 a 4 (véase el cuadro 3).

Es evidente que, mientras que los costos de combustible son más o menos comparables, el costo del oxígeno puede variar considerablemente según dónde tenga lugar la producción y qué energía se utilice. Los costos serán totalmente diferentes si se trata de instalar una planta para producción de grandes cantidades de oxígeno utilizando energía hidroeléctrica barata (en el mejor de los casos, de producción propia) o si se trata de producir oxígeno utilizando como combustible petróleo importado.

En Chile, el proceso El Teniente ha obtenido una aprobación unánime y se han modificado los hornos no solamente en las minas de El Teniente, Chuquicamata, El Salvador y las Ventanas, sino que también se modificarán en Paipote y, probablemente, en las instalaciones de fundición de Chagres. Por otra parte, es interesante observar que en la última ampliación de su capacidad de fundición, Chuquicamata introducirá también una instalación instantánea Outokumpu, a pesar de que esta instalación se hallará a unos 3.000 metros de altitud y, por lo tanto, habrá menos oxígeno en el aire y la energía utilizada para producirlo tendrá que ser exclusivamente térmica.

Aparte de esto, el proceso El Teniente ha suscitado ya interés en México (La Caridad), Yugoslavia (Bor), Zambia, Filipinas (Passar) y en otros países.

El proceso Noranda no ha tenido tanto éxito hasta ahora. Aparte de los tres hornos instalados en Bingham y de otro instalado en Horne, pocas novedades se pueden anunciar. El proceso Mitsubishi tampoco se ha extendido mucho después de haberse comenzado a utilizar en Naoshima y Kidd Creek. Se ha indicado que el transporte de metal líquido de un horno a otro plantea problemas y limita la capacidad de las operaciones, que por lo general son bastante complicadas.

En suma, los países en desarrollo tienen muy buenas posibilidades de mejorar los costos de funcionamiento y ampliar la capacidad de producción de las fundiciones antiguas mediante una cuidadosa adaptación de las tecnologías a base de oxígeno que se aplican ya con un historial demostrado de eficiencia de producción. El cuadro 4 indica claramente cómo se ha efectuado este cambio en Chile.

En la mina El Teniente, en la que se introdujo por primera vez la tecnología a base de oxígeno mediante su inyección en los reverberos, la capacidad de la planta aumentó aproximadamente en un 40% y los costos de combustible disminuyeron, pasando de 25 a 12 dólares por tonelada de concentrado. Como consecuencia de ello, los gastos variables directos disminuyeron de 32 a 21 dólares por tonelada. En Chuquicamata, cambios similares que aún no se han ultimado por completo han reducido ya los costos (variables) de fundición de 33 a 26 dólares por tonelada, y la introducción de la tecnología de El Teniente y el uso del proceso de fundición instantánea Outokumpu reducirán los costos de fundición probablemente a 20 dólares por tonelada o incluso menos.

Por el contrario, El Salvador, que funciona todavía a base de la tecnología antigua (en la actualidad está trabajando ya con miras a introducir la tecnología a base de oxígeno), tiene costos de fundición que son aproximadamente el doble de los de Chuquicamata y El Teniente, y que se cifran

CUADRO 3

COMPARACION DE COSTOS ENTRE LA FUNDICION CONVENCIONAL
Y LA FUNDICION CON OXIGENO

Costos basados en: 1) Costo de la energía: 3,5 centavos/KWh
 2) Petróleo C "Bunker": \$ 225/tm
 3) Carbón: \$ 40/tm

	Fundición instantánea Outokumpu, en Ashio		Fundición instantánea Inco, en Copper Cliff		Fundición continua Mitsubishi, en Naohima	
Porcentaje de enriquecimiento en oxígeno	21	41	100		30	50
Energía necesaria para la producción de oxígeno centavos/libra de cobre	0	0,48	0,44		0,27	0,86
Costo del fuel oil adicional que se necesita (C "Bunker") centavos/libra de cobre	2,66	0,37	0		1,56	0,57
Costo del combustible de carbón añadido centavos/libra de cobre	-	-	-		0,09	0,09
Costo total de energía por libra de cobre	2,66	0,85	0,44		1,92	1,52
Porcentaje de cobre en la mata	48	60	50		65	65

CUADRO 4

COSTOS DE FUNDICION DE COBRE EN CHILE
(en dólares de los Estados Unidos
por tonelada de concentrado)

	<u>Chuquicamata</u>	<u>El Teniente</u>	<u>El Salvador</u>
Capacidad instalada, toneladas de concentrados por año	1 000 000	800 000	265 000
Grado de concentración del cobre en %	37,8	38,0	34,0
<u>COSTOS DIRECTOS</u>			
<u>Costos variables:</u>			
Combustibles	15,35	12,06	29,85
Oxígeno	3,34	2,76	---
Materiales refractarios	1,83	1,67	0,37
Aire	2,17	1,17	0,30
Energía eléctrica	1,00	0,42	0,07
Otros costos	<u>2,42</u>	<u>2,93</u>	<u>21,53</u>
Total	26,11	21,01	52,12
Costos fijos	<u>9,92</u>	<u>14,41</u>	<u>4,65</u>
COSTOS DIRECTOS TOTALES	36,03	35,42	56,77
<u>COSTOS INDIRECTOS</u>	<u>14,93</u>	<u>17,51</u>	<u>13,95</u>
COSTOS TOTALES POR TONELADA	50,96	52,93	70,72
Costo en centavos por libra de cobre	6,11	6,32	9,43

en unos 52 dólares por tonelada de concentrados. Ciertamente es que no hay costos de oxígeno -aunque los costos de materiales refractarios y otros costos se reducen al mínimo con la utilización de oxígeno- pero la situación general es mucho peor. El costo del fuel oil es de 2 a 2,5 veces mayor que en Chuquicamata o El Teniente.

En general, en Chile los costos de fundición son muy bajos y se cifran en 6 centavos por libra; este costo sólo admite la comparación con los costos de fundición japoneses, que son aún más bajos. Ahora bien, en comparación con los Estados Unidos, el Canadá y Europa, los costos de fundición chilenos son tres veces más bajos. Esto se debe en primer lugar a que la utilización de oxígeno en Chile está más adelantada y, en segundo lugar, a que no hay costos de protección ambiental.

4.0 TECNOLOGIAS DEL PLOMO Y DEL ZINC

Por regla general, los minerales de plomo y de zinc aparecen juntos en la corteza de la tierra. Además, la mayor parte de estos minerales son de textura compleja, es decir, se presentan acompañados por numerosos otros metales, como por ejemplo el cobre, la plata, el oro, el bismuto, el cadmio, el antimonio y otros. En Cerro de Pasco (en la actualidad Centromin) se recuperan unos 21 productos diferentes a partir de los minerales locales. Esta complejidad de los minerales de plomo/zinc ha hecho que existan numerosos diagramas de operaciones para la recuperación racional de diferentes componentes metálicos en las diferentes combinaciones de minerales. Las combinaciones principales de minerales encontrados hasta ahora son: plomo/zinc/cobre, plomo/zinc, cobre/zinc, y plomo/cobre. En cada caso específico, se utilizan técnicas y reactivos de flotación especiales para separar a los metales en todo lo posible. Además, como cada una de las gangas es única por lo que se refiere a su mineralización y al contenido de impurezas, prácticamente en cada caso ha habido que efectuar algunas modificaciones con miras a adaptar las condiciones de flotación y las fórmulas de los reactivos a fin de poder optimizar los resultados. Por eso es prácticamente imposible examinar en términos generales la recuperación por flotación de estas gangas sin referirse a casos específicos. El único principio general que se ha establecido hasta ahora es que cuando el plomo, el zinc y el cobre se presentan juntos en la ganga, hay que separar siempre en primer lugar al cobre y al zinc porque interfieren entre sí. De hecho, incluso una cantidad infinitesimal de iones cupríferos en la pulpa activa al zinc, y una vez que el zinc está activado es muy difícil de separar. En este contexto y por lo que se refiere a la mencionada combinación de metales, al plomo y al cobre se les trata por flotación juntos para producir un concentrado colectivo y a continuación se les separa por medios clásicos, mientras que al zinc se le conserva en estado de depresión y ulteriormente se reactiva y se trata por flotación a fin de conseguir un concentrado separado.

Aparte de esta fórmula clásica, no cabe añadir muchas otras consideraciones generales y, como ya se ha dicho, cada ganga específica requiere un estudio concreto y una forma de reactivo determinada para poder separar sus componentes. En este sentido puede decirse que no hay reglas generales, y por lo tanto no se hablará aquí de ninguna mejora específica en la tecnología de flotación, de no ser la utilización de equipo más moderno y de células de flotación mayores, factores que tienen la misma importancia que en el caso de las plantas de flotación para cobre y otros metales.

Ahora bien, una cosa es cierta, y es que por muy eficientes que sean las tecnologías de flotación, la separación de los principales componentes metálicos de las gangas -por ejemplo, plomo, zinc y cobre- sigue requiriendo considerables mejoras, ya que gran parte de cada metal se pierde en los concentrados de los demás metales. Por lo general, la recuperación global de metales a base de gangas tan complejas, cuando se calculan a partir de su contenido recuperable en un concentrado acabado, excede raramente del 80%. Este coeficiente de recuperación puede ser incluso más bajo si los sulfuros están mezclados con óxidos. De hecho, las recuperaciones por el sistema de flotación no presentan dificultad alguna en cuanto se refiere a los concentrados en la flotación a granel; las pérdidas de metales ocurren principalmente en la flotación selectiva.

En vista de que la recuperación en caso de flotación a granel excede fácilmente del 90% y que los otros tipos de flotación no parecen ser suficientemente prometedores, el foco de las investigaciones y nuevas

actividades de desarrollo en los últimos años ha pasado del sistema de flotación a la pirometalurgia. Se han diseñado procesos para la fundición de concentrados a granel, con la subsiguiente posibilidad de separar a los componentes.

4.1 PROCESO DE FUNDICION IMPERIAL

Este proceso tiende a recuperar simultáneamente plomo y zinc de los concentrados a granel de grado más bajo. Los efectos solventes del plomo metálico permiten recuperar también el contenido de plata, oro y bismuto de los concentrados, junto con una parte sustancial del cobre. Este proceso es ideal para el tratamiento de concentrados a granel de plomo/zinc/cobre porque ofrece una recuperación total de aproximadamente el 95% de los metales. En la actualidad existen en el mundo 13 plantas de este tipo, con un excelente historial de producción y eficiencia. Estas plantas trabajan generalmente a base de una alimentación mezclada, con una proporción específica de plomo y zinc que permita alcanzar una tecnología óptima. Por eso esta tecnología es apropiada para las plantas de fundición en el ámbito regional. Estas plantas utilizan fuentes de calor perdido para precalentar el coque y el aire del alto horno, y su eficiencia energética es aceptable. Las únicas recuperaciones de metal con este sistema que son de bajo nivel son las de cobre y cadmio. En un caso, este sistema no funcionó debidamente; esto sucedió en la nueva fundición de plomo/zinc de New Brunswick (la BMS), lo que ha originado estudios para investigar la conveniencia de tostar con sulfatos a estos concentrados.

4.2 PROCESO DE LIXIVIACION Y TOSTACION DE SULFATOS (SRL)

Este proceso se está ensayando en la miniplanta CANMET, que es un centro de desarrollo continuo de procesos instalado en New Brunswick y cuya finalidad es encontrar formas viables de tratar concentrados locales a granel que no se presten bien al proceso de fundición Imperial. Los concentrados a granel de New Brunswick dan del 25 al 30% de zinc, del 0,8% al 6% de cobre, del 6 al 11% de plomo, del 18 al 22% de hierro, del 36 al 37% de azufre, y del 1 al 2% de gangas, con 150 a 290 grs de plata por tonelada y 0,2 a 3 grs de oro por tonelada. En una primera fase se someten a tostación en un tostador de flúor sólido mediante calcinación por sulfatación y luego se lixivian en ácido sulfúrico diluido para obtener sulfatos de zinc, cobre, cobalto y antimonio en solución. En la misma reacción se precipitan el plomo, la plata y el oro. La solución lixiviada se trata con cobre precipitado (por cementación), cobalto y antimonio, y entonces se recupera el zinc por métodos electrolíticos. El precipitado de sulfato de plomo se lixivía con una solución concentrada de ácido sulfúrico a 95°C, que después se prepara con cloruros de calcio y de sodio para obtener cloruro de plomo soluble, que más adelante se precipita con carbonato cálcico para dar carbonato de plomo. El carbonato de plomo se calcina para obtener óxido de plomo, que luego se introduce en hornos convencionales de cuba para su fundición.

Este proceso, aunque sea complicado en términos químicos, se justifica en términos económicos y proporciona una recuperación del 96% en el caso del zinc, del 95% en el caso del plomo y del cobre, y del 85% en el caso de la plata. Esto se compara con el 85 a 87% de recuperación en el caso del zinc, el 75 al 80% de recuperación en el caso del plomo, el 80% en el caso del cobre y solamente un 50% de recuperación en el caso de la plata cuando el concentrado a granel se vuelve a tratar por flotación para obtener productos individuales.

La planta piloto opera a un ritmo de 10 toneladas diarias de concentrado, y el Gobierno del Canadá ha invertido ya 18 millones de dólares canadienses en su construcción. Sus resultados económicos son completamente comparables a los obtenidos con el sistema de lixiviación a presión Sherrit Gordon. En ambos casos, el ingreso neto aumenta del 12 al 20%.

En cuanto a la fundición de plomo, el diagrama 19 resume todos los procesos principales. La fundición directa de concentrados de sulfuro de plomo presenta ventajas significativas sobre el proceso convencional de tostación-reducción en alto horno. En ese contexto, cabe decir que en los últimos años se han desarrollado intensas actividades de investigación y desarrollo en relación con los cuatro métodos indicados, pero a pesar de toda su eficiencia energética y de la eliminación potencial de problemas ecológicos, hasta ahora se han construido pocas instalaciones industriales.

4.3 PROCESO OUTOKUMPU

El proceso de fundición instantánea Outokumpu, sumamente difundido para la fundición de cobre y de concentrados de níquel, se está adaptando en la actualidad para su uso en la fundición instantánea de concentrados de plomo. En la figura 12 se dan detalles de este proceso. De hecho, este proceso se desarrolló hace 20 años pero dejó de utilizarse debido a una serie de problemas provocados por el exceso de humos de salida. El actual diseño, que se indica en la figura 12, ha resuelto dichos problemas. El concentrado de plomo y los fundentes de caliza, pirita y sílice se desecan y pasan por medios neumáticos al distribuidor o quemador de diseño especial, que va montado en el techo de la cuba de reacción. Allí se distribuyen dichos materiales, y se forma una suspensión en oxígeno o aire enriquecido en oxígeno, que se derrite a medida que va descendiendo por la cuba de reacción. Por lo general el objetivo consiste en fundir de forma autógena los productos, utilizando oxígeno comercial para reducir al mínimo el volumen de gases de escape y el volumen de polvo que sale del proceso. Esto produce una salida de gases que contienen hasta el 70% de SO_2 . Los materiales transportados hasta el sistema de lavado de gases se oxidan y quedan convertidos en sulfatos.

Las escorias de los altos hornos, que contienen del 20 al 40% de plomo, se criban continuamente en un horno eléctrico en las que sufren reducción por inyección de carbón. Para la reacción se utiliza el carbón en exceso -del 10 al 20%- , lo que provoca altas fases de reacción y reduce el tamaño de los hornos eléctricos. Las escorias descartadas contienen del 1 al 3% de plomo.

Los gases de salida de los hornos eléctricos se enfrían abruptamente en un lavador de gas en atmósfera húmeda, cuyo polvo de recuperación contendrá zinc y plomo metálico. En el horno eléctrico se volatiliza cierta cantidad de zinc, por lo menos del 20 al 25%. La separación de zinc puede incrementarse a los efectos de su recuperación, y en la planta piloto se ha logrado volatilizar hasta un 80% del zinc; las escorias de desperdicio arrastran del 3 al 4% de zinc y menos de 1% del plomo.

4.4 PROCESO QSL

Otro proceso de fundición de plomo sumamente prometedor que se acaba de elaborar es el proceso QSL, cuyas iniciales simbolizan el apellido de sus inventores: Quenau, Schuman y la empresa patrocinadora Lurgi, de Alemania Occidental. En las figuras 13 y 14 y en los diagramas 20 y 21 se dan más detalles de este proceso. Sus ventajas son que se trata del único sistema continuo de fundición de plomo, y que todas las reacciones tienen lugar en el mismo reactor.

Los concentrados y los fundentes se transforman en pellas y se cargan en el reactor sin tenerlo que secar antes. El reactor es un horno horizontal revestido de magnesita y equipado con inyectores (toberas) a lo largo de su parte inferior. El horno tiene una rotación de 90° para limpiar los inyectores cuando se interrumpe su funcionamiento.

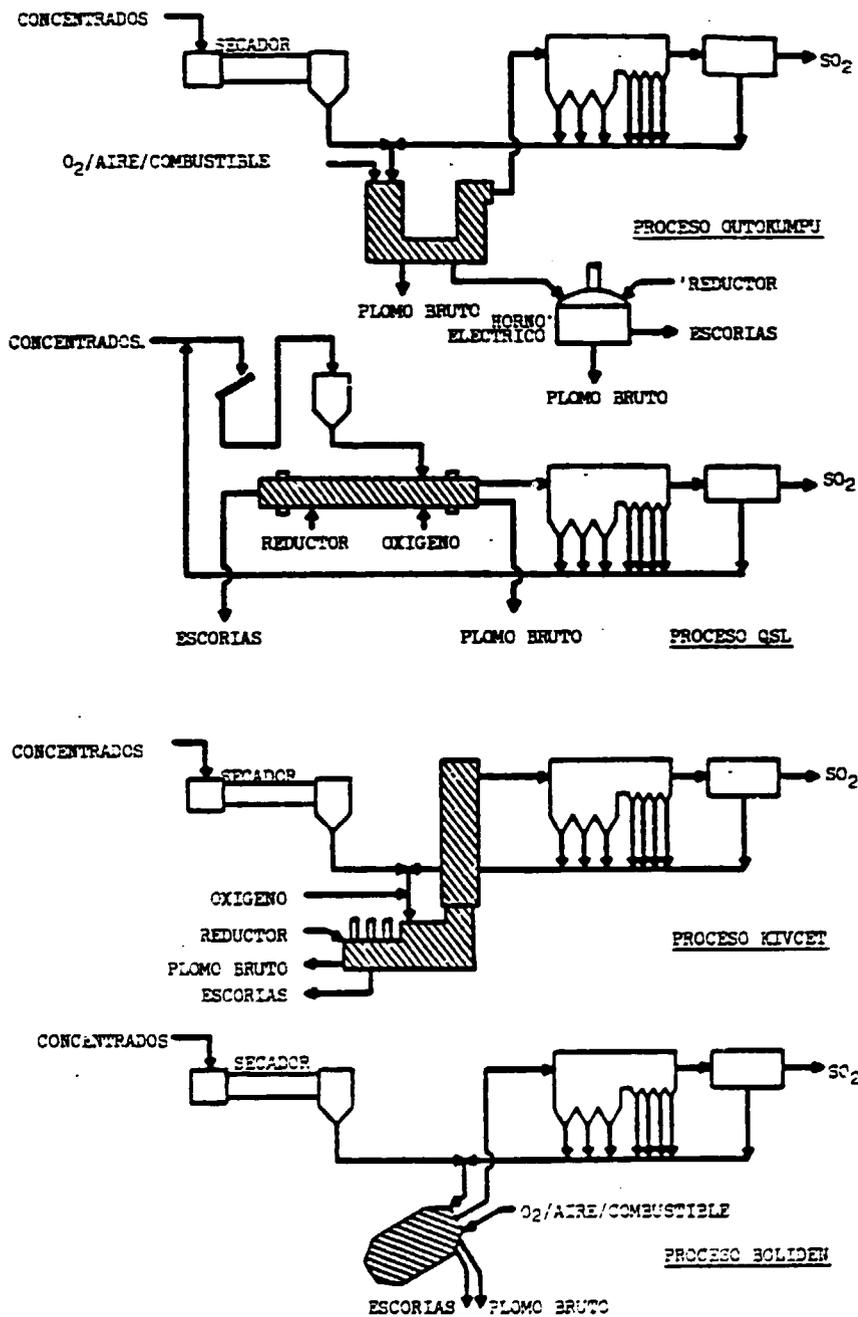


DIAGRAMA 19: PROCESOS DE FUNDICION DIRECTA DE PLOMO

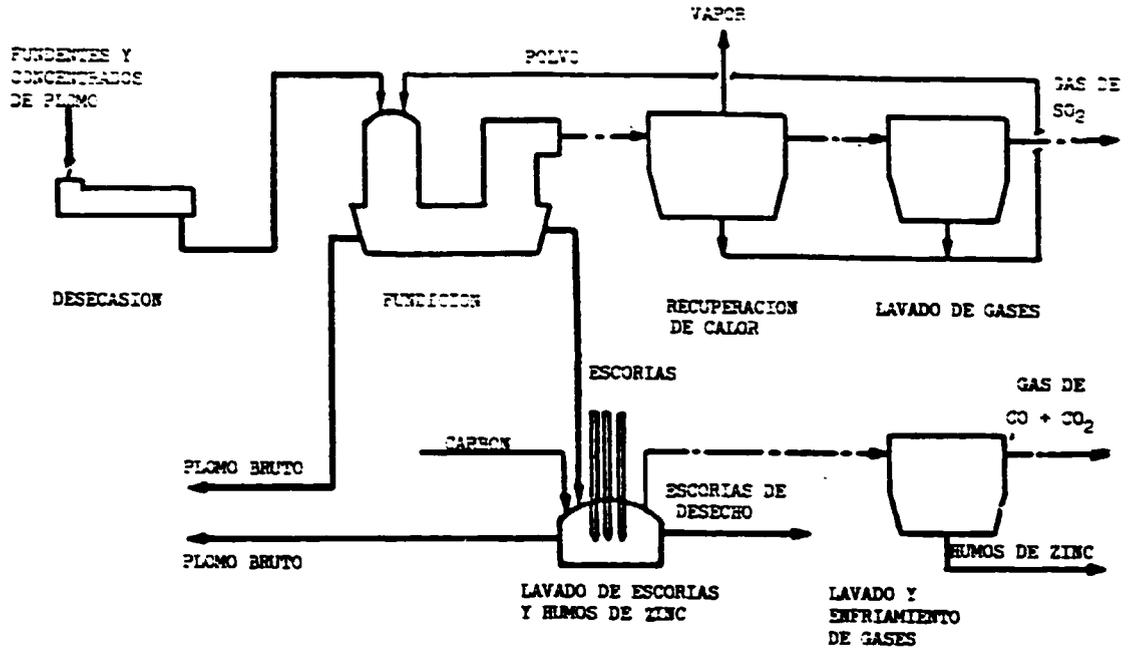


FIGURA 12. PROCESO DE FUNDICION INSTANTANEA DE PLOMO GUTOKIMPU

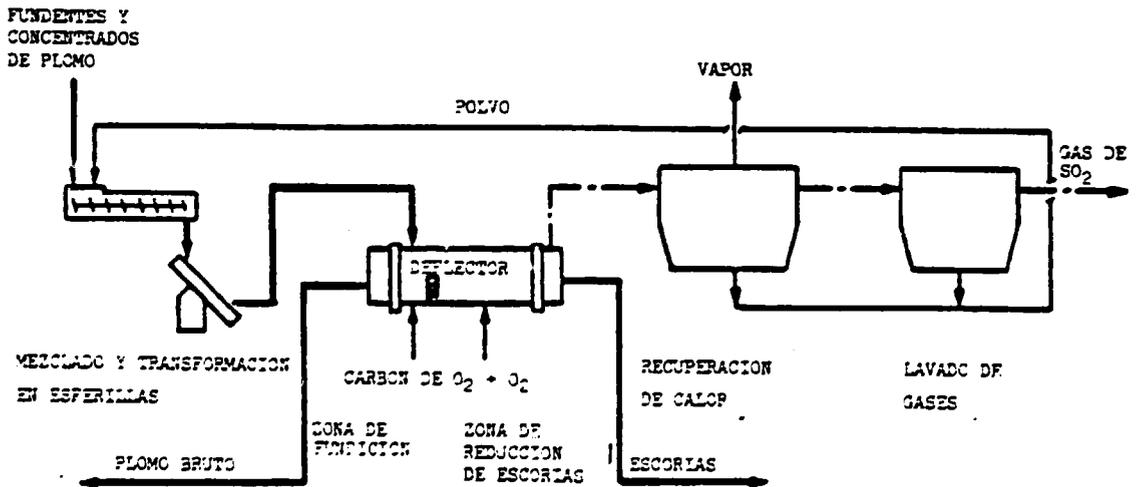


FIGURA 13. PROCESO DE FUNDICION DE PLOMO ORE

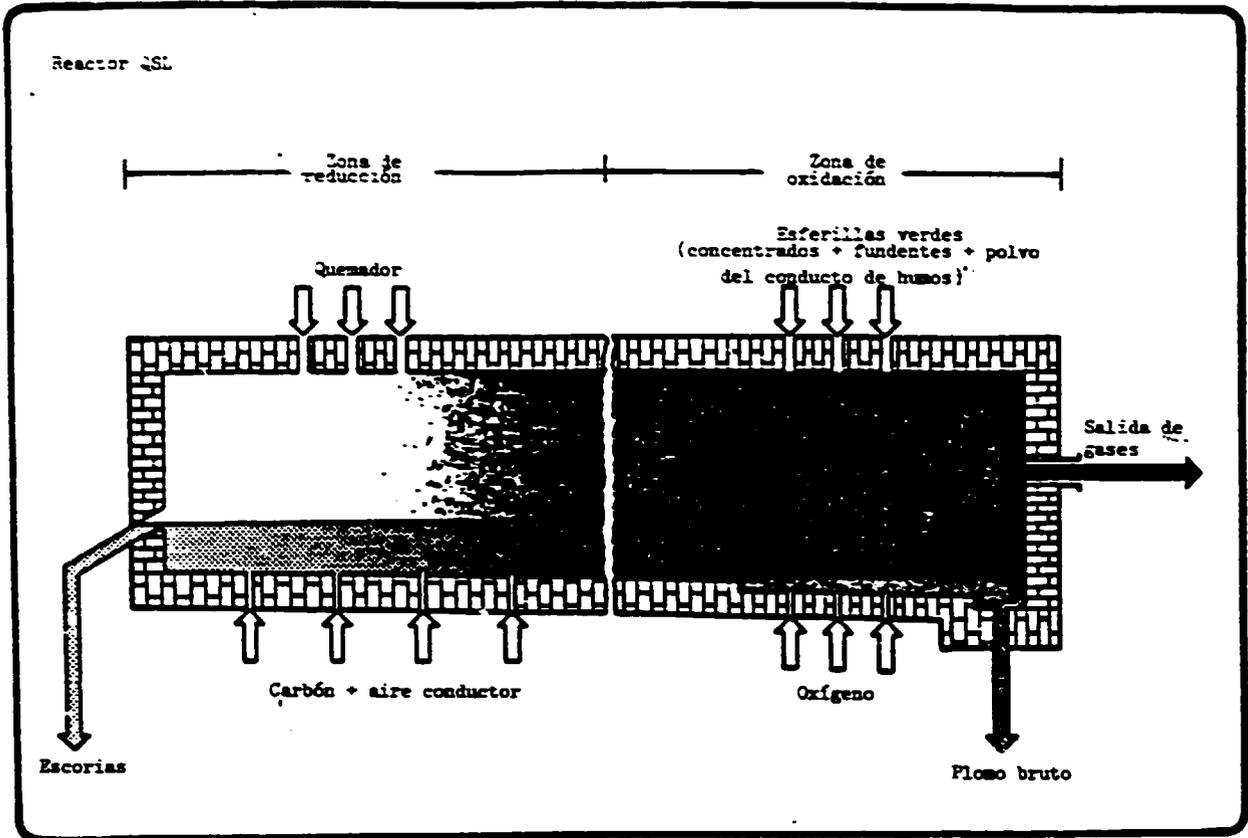


Figura 14. Reactor horno GSL para fundición continua de plomo

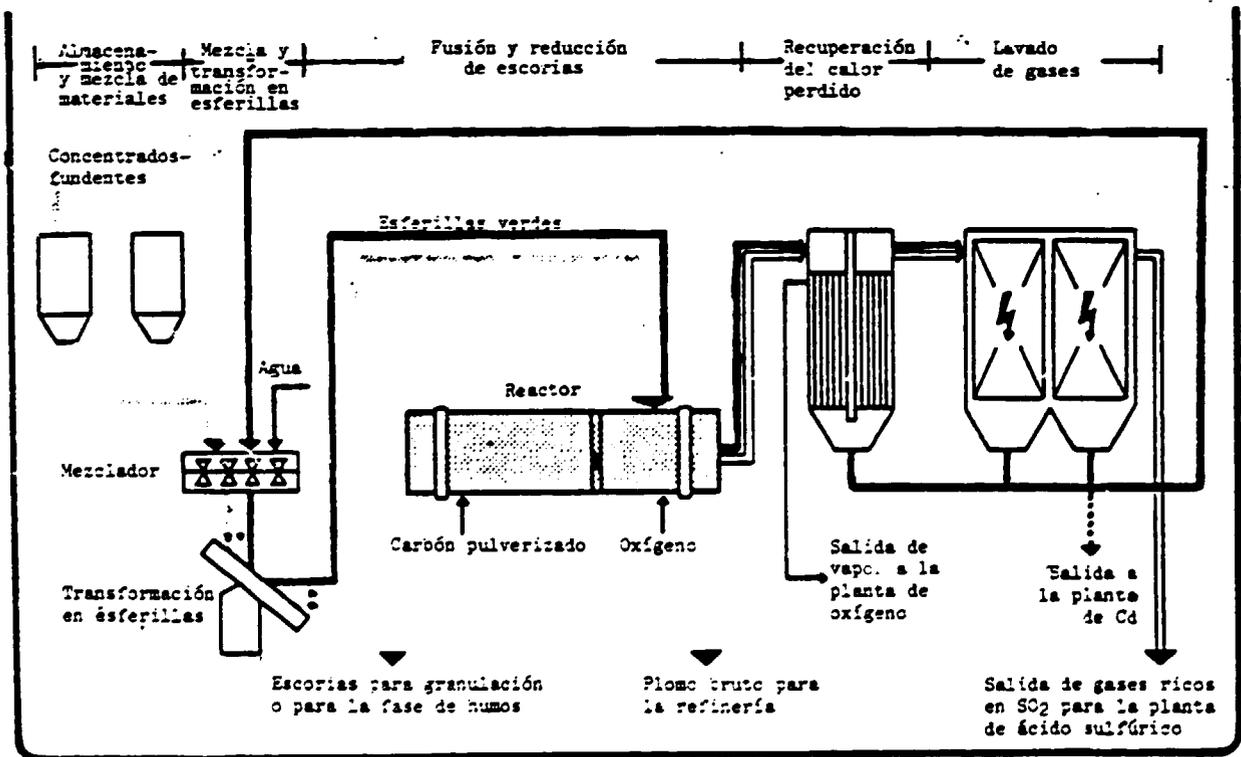
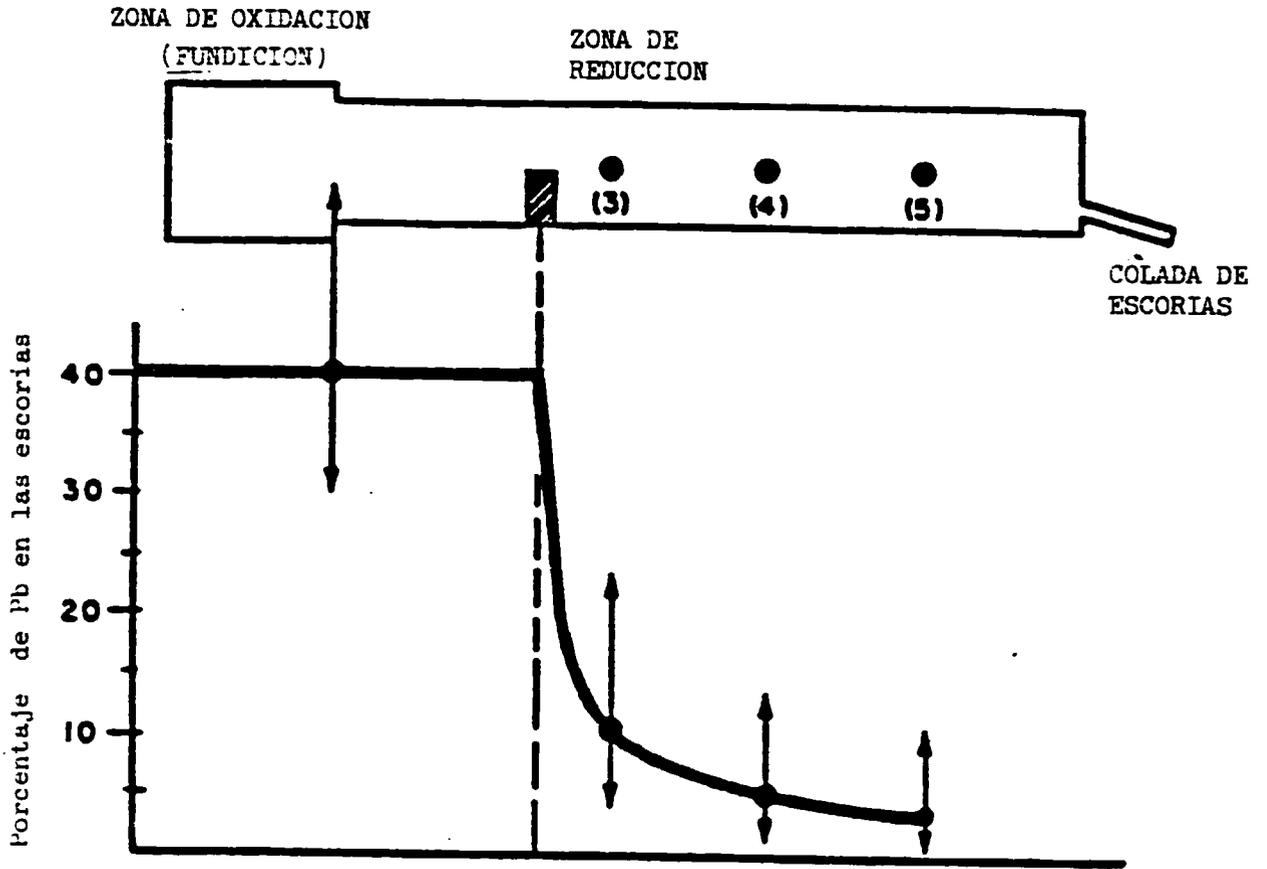


Diagrama 20. Proceso de fundición de plomo GSL



PERFIL DE CONCENTRACION DE PLOMO EN LAS ESCORIAS
(tomado del gráfico LURGI C83-1033E, presentado por P. Fisher en la reunión anual)

Diagrama 21: Perfil de concentración de plomo en las escorias

La carga en pellas se disuelve en el baño de fundición y se oxida con oxígeno comercial inyectado desde la parte inferior. De esta manera se obtiene plomo bruto con bajo contenido de azufre, en forma de escorias de Pb con un 40-50% de plomo y un 15 a 20% de SO₂ en los gases de escape. El contenido de plomo de las escorias se reduce por inyección de un reductor carbonoso pulverizado antes de someterlo a desespumado y granulación continuos. En la parte final y por encima de la zona de desespumado hay una serie de quemadores que elevan las temperaturas de las escorias de 950°C a 1.150°C.

El plomo bruto (bullion) se recoge en la parte inferior del horno, de donde fluye de nuevo al pozo. El contenido sulfuroso de esta masa es de solamente 0,2%. El diagrama 21 muestra con claridad cómo el contenido de plomo de las escorias se reduce continuamente a lo largo de toda la longitud del horno de calcinación.

Desde 1981 funciona en Duisburgo (Alemania Occidental) una planta de demostración QSL instalada en la fundición de plomo/zinc de Berzelius. Esta planta ha elaborado más de 20.000 toneladas de concentrados con un contenido del 50 al 75% de plomo y de 1 a 7% de zinc.

Las ventajas de este proceso son las siguientes: 1) opera continuamente en un solo reactor; 2) tiene una gran flexibilidad con respecto al contenido de plomo y azufre de los concentrados; 3) utiliza calor de oxidación de sulfuros para fundir la carga; 4) sus costos de mano de obra y de capital son bajos, un 30% inferiores a los de las fundiciones convencionales; 5) tiene grandes posibilidades de automatización de las operaciones.

4.5 PROCESO KIVCET

Otra tecnología de uso cada vez más frecuente es el proceso de plomo-zinc Kivcet, elaborado en la Unión Soviética y comercializado por la empresa Humbolt Wedag AG, de Alemania Occidental. Esta tecnología se elaboró en Siberia en Ust Kamenogorsk, en una planta piloto de 25 toneladas diarias de producción, y ya se han vendido dos plantas a países occidentales: una a Bolivia, para Karachipampa, y otra a Italia, para Cerdeña.

Como se indica en la figura 15, los concentrados de plomo y los fundentes, después de secarse en un secador rotativo, se inyectan a alta presión con oxígeno en un horno de cuba a través de un quemador especial. La fundición inmediata comienza poco después de haberse inyectado la carga, elevándose la temperatura a unos 1.400°C. La carga fundida se recoge en el núcleo del horno eléctrico, donde se añade polvo de carbón de coque a fin de mantener una atmósfera reductora. Las escorias, con menos del 3% de plomo y 3% de zinc, se cuelan y se eliminan. El plomo bruto, con aproximadamente un 0,1% de azufre, se cuele continuamente para refinarlo por métodos convencionales. Los gases de escape de la cuba tienen mucho SO₂ -del 30 al 55%- y sirven para fijar el azufre como SO₂ líquido. El proceso presenta la ventaja de que permite recuperar el subproducto zinc del conducto de humos del compartimiento del horno eléctrico. En el caso de la planta boliviana, en la que los concentrados de plomo que se utilizan como alimentación contienen el 7,5% de zinc, se estima que se recuperará en forma de óxido un 85% del zinc.

Este sistema ha sido detenidamente estudiado y evaluado por los dos principales productores de plomo de Occidente, la empresa Cominco del Canadá y la Broken Hill de Australia. Sin embargo, ambas empresas parecen satisfechas con la utilización de la fundición instantánea y los hornos eléctricos de este sistema, pero prefieren confiar la fase de humos del zinc a otras unidades.

Esto se debe probablemente a que dichas unidades existen ya en Trial y en Port Pirie. Además, se cree que separando la unidad de fundición de la sección de humos se dará mayor flexibilidad al proceso. Este proceso es muy parecido al proceso Outokumpu.

4.6 DEBATE

En el tratamiento de gangas complejas de sulfuros de plomo-zinc han surgido dos nuevos métodos fundamentales en los últimos años: uno que preconiza el tratamiento pirometalúrgico de los concentrados a granel ya desde el principio, sin haber separado antes los diferentes concentrados, y el otro que mejora las tecnologías de tratamiento de los diferentes concentrados.

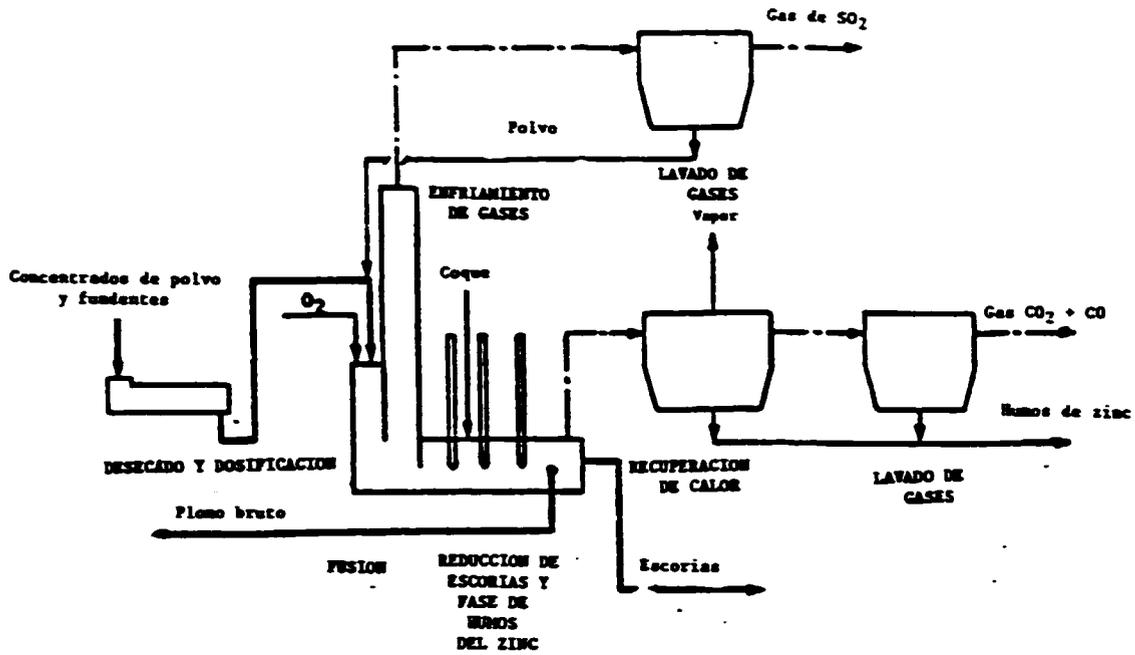
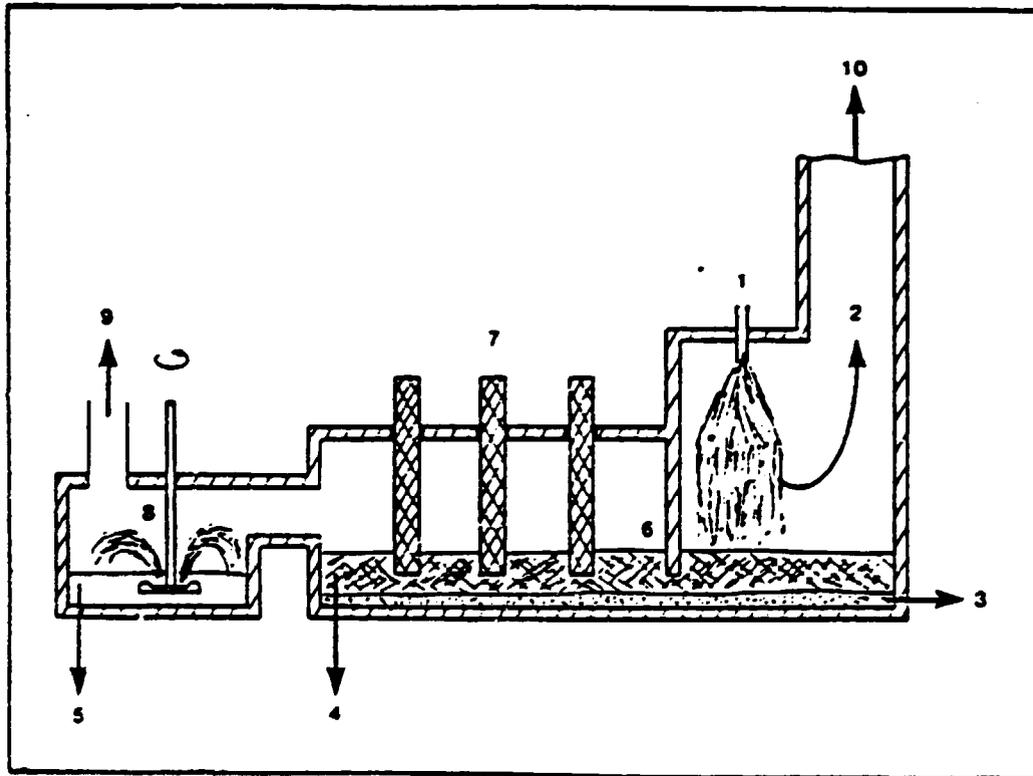


FIGURA 15. PROCESO DE FUNDICION DE PLOMO CS KIVCET



PROCESO KIVCET

1. Quemador de concentrados
2. Gases de humos
3. Salida de plomo
4. Salida de escorias
5. Salida de zinc
6. Pared de separación de flujo, enfriada con agua
7. Electrodo
8. Condensador de plomo por salpicadura
9. Salida de gases CO
10. Al precipitador electrostático

FIGURA 16. HORNO DE FUNDICION INSTANTANEA KIVCET

En el primer caso se evita la pérdida excesiva de metales durante la separación por flotación y se obtienen porcentajes de recuperación de metal de aproximadamente 90 a 95%, mientras que con los demás métodos clásicos se obtienen coeficientes de recuperación del 80% en promedio. Lo más notable a este respecto es el proceso de fundición Imperial, que ya se utiliza en 13 instalaciones industriales. Sin embargo, en algunos casos el proceso de fundición Imperial no es enteramente apropiado para resolver todos los problemas, y se están elaborando nuevos procesos químicos con su misma finalidad. Hoy en día, estos procesos son, por ejemplo, el de lixiviación y tostación por sulfatación, que está elaborando la empresa Canmet en New Brunswick, y el de lixiviación a alta presión, que está elaborando la empresa Sheritt Gordon, también en el Canadá. Se considera que el proceso de lixiviación a alta presión es interesante, pero no completamente apropiado para los países en desarrollo debido a que requiere la utilización de alta tecnología y exige grandes costos de inversión.

En la esfera de la fundición directa de concentrados, como en el caso del cobre, hay dos tipos de procesos nuevos en elaboración: los que utilizan la fundición en baño, como por ejemplo el proceso Boliden Kaldo (TBRC), y el proceso QSL. Este último parece ser más atractivo y apropiado para los países en desarrollo debido a su sencillez y flexibilidad relativas. También parece requerir menos gastos.

Otro grupo de hornos de fundición directa son los que utilizan las tecnologías de fundición instantánea elaboradas por Outokumpu y Kivcet. Cada una de ellas parece ofrecer sus respectivas ventajas, y su utilización en países en desarrollo debe estudiarse desde el punto de vista de los costos de inversión y de producción, así como desde el punto de vista de la transferencia efectiva de tecnología y las actividades de seguimiento en materia de eliminación de dificultades técnicas. Los países en desarrollo no suelen tener mucha experiencia en la esfera de las altas tecnologías, y a menudo recurren al sistema de "entrega llave en mano" de plantas o procesos, después de lo cual experimentan graves pérdidas de producción en cuanto surgen problemas operacionales o de control.

Sea como fuere, parece evidente que estas nuevas tecnologías hay que ensayarlas en primer lugar y de forma convincente en plantas industriales en gran escala. Es preferible que esta experiencia se adquiriera en primer lugar en los países industrializados, que cuentan con la necesaria infraestructura tecnológica y científica. Además, por la propia naturaleza de los problemas y de las consideraciones comerciales es sumamente aconsejable que los países en desarrollo utilicen únicamente una tecnología que esté ya probada y confirmada en el plano industrial.

5.0 TECNOLOGIAS DEL ESTAÑO

5.1 CAMBIOS EN LA ELABORACION

En un estudio relativamente reciente, T.R.A. Davey indica que el diagrama de operaciones más corriente para describir el paso del estaño desde el estado de ganga al de metal acabado es el que se indica en el diagrama 22. Hasta 1970, el plan de trabajo que se seguía prácticamente sin excepción consistía en elaborar el mineral hasta alcanzar un concentrado de alta pureza, que contuviera más del 60% de estaño, a continuación de lo cual se insertaba una fase de tostación/lixiviación para reducir el contenido de elementos "sucios" (Pb, Bi, As, Sb) antes de pasar a la fundición en dos etapas. Únicamente en casos excepcionales se sometían las escorias de la segunda fase a una fase de humos para recuperar más estaño. Si las escorias resultantes contenían bastante más del 2% de estaño, se podían someter a una tercera fase de fundición, a fin de producir una aleación de estaño/hierro que pudiera enviarse de nuevo a la primera fase. Las escorias eliminadas en la segunda fase de fundición raramente contenían menos del 1% de estaño, como solían indicar las publicaciones técnicas.

Durante el decenio de 1970 se ha ido extrayendo una cantidad cada vez mayor de estaño de veta, debido al agotamiento gradual de las fuentes de estaño aluvial. Cada vez resulta más difícil obtener concentrados de estaño de alta pureza en los procesos de recuperación a partir de materiales de veta, y no sólo ha ido disminuyendo el contenido medio de estaño sino que la concentración de impurezas en forma de sulfuros que se presentan en el mineral -impurezas que generalmente consisten en Pb, Bi, As y Sb- ha comenzado a aumentar.

En vez de perder cantidades cada vez mayores de estaño en los esfuerzos por mejorar el contenido de los concentrados, se registra una tendencia en favor de la utilización de procesos con fase de humos (véase 2 en el diagrama 22), gracias a los cuales se pueden obtener concentrados de pureza media del 40 al 50% de estaño a tasas de recuperación altas, de más del 90%. Esto frente a una tasa de recuperación del 50% o menos para obtener concentrados de aproximadamente un 60% de estaño cuando se utilizan los métodos de elaboración de minerales. Además, la eliminación de S, Pb, Bi, As y Sb por elaboración de minerales en fases de lavado implica a menudo pérdidas de estaño en proporción inaceptable, y por eso se tiende a reemplazar el proceso con el tratamiento en fundición: tostación/lixiviación (véase 3) antes de la fundición, o afinado del metal después de la fundición (véase 7).

La tostación (en aire, con o sin adición de NaCl para la clorificación), seguida por la lixiviación en agua caliente o ácido diluido, se viene practicando desde hace tiempo y no representa una innovación. Sin embargo, la creciente necesidad de hacer frente a niveles de contenido e impurezas cada vez mayores ha originado innovaciones en el refinado, tanto por métodos electrolíticos como por métodos pirometalúrgicos.

Con objeto de recuperar más estaño fino producido en los procesos de trituración cada vez más fina destinados a liberar la casiterita, en particular si los procesos están estrechamente asociados con minerales sulfurosos, se recurre con frecuencia a la flotación (véase el próximo capítulo), no únicamente para separar por flotación a los sulfuros de los concentrados de casiterita, sino también para separar por flotación a la casiterita de las gangas minerales. Aunque la producción de estos concentrados de flotación puede aumentar de forma significativa la

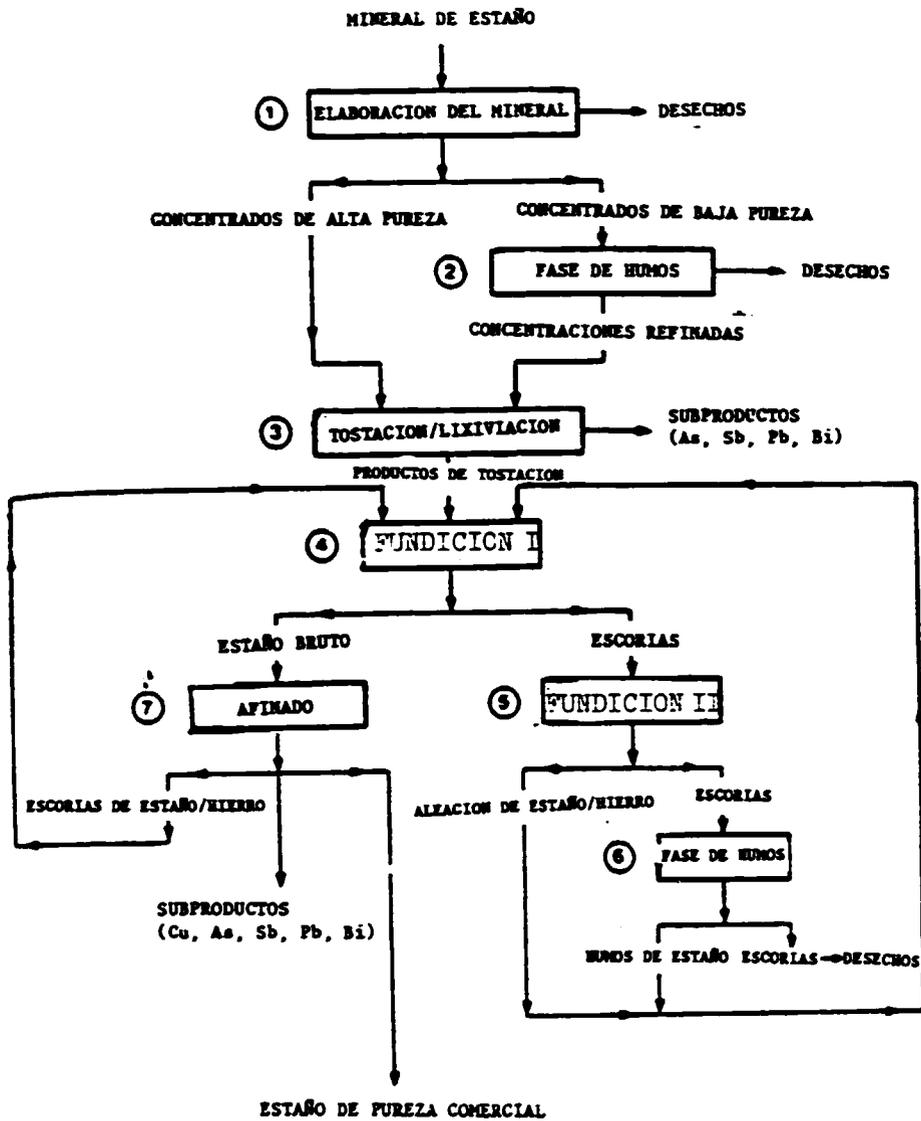


Diagrama 22. DIAGRAMA DE OPERACIONES DEL ESTAÑO

recuperación de estaño en un 20% e incluso más, el producto obtenido es de baja pureza, pues aproximadamente suele tener un 20% de estaño, y requiere nuevos métodos de tratamiento. En algunos casos, el problema se resuelve enviando estos concentrados de baja pureza a fundiciones de tipo convencional, en las cuales las impurezas se diluyen por mezclado con concentrados de alta pureza. En el futuro, estos concentrados se mejorarán más recurriendo a una fase de humos, y las impurezas se recuperarán como subproductos utilizando técnicas de tostación y lixiviación o procesos de refinado.

En los casos más favorables, la fase de humos puede sustituir por completo al tratamiento del mineral en la producción directa de concentrados a partir de la ganga. Pero para que pueda ser así, es preciso contar con gangas de alta pureza. La fase de humos requiere por lo general productos con un 7% o más de estaño, pero en el caso de las gangas esto no es de aplicación si la propia ganga contiene minerales combustibles en proporción suficiente para producir la fundición autógena. Esto se refiere a los materiales muy piríticos y pirrotíticos, en los que el azufre ofrece un alto valor combustible.

5.2 FLOTACION DE ESTAÑO

Los minerales de estaño se extraen desde la antigüedad y se concentran satisfactoriamente utilizando métodos de gravedad. Comoquiera que el único mineral de estaño de importancia es su óxido, la casiterita (SnO_2), cuando el sistema de flotación se empezó a utilizar al principio del siglo XX para concentrar metales básicos no ferrosos, y en particular sulfuros, se pasó por alto la aplicación de este sistema a los minerales de estaño.

La fuente principal de estaño han sido siempre los depósitos en aluviones, que por lo general se explotaban con dragas que pasaban al material por cribas y trómeles para su clasificación y después a ciclones para su desecación y desenlodado. El material desenlodado se concentraba a continuación en cribas y conos hasta obtener concentrados de alta pureza. A veces era preciso pasar por hasta cuatro fases de desecación en conos y de concentración en cribas para obtener la pureza necesaria del concentrado final (60% de Sn).

A medida que se iban agotando los depósitos aluviales de alta pureza, comenzó la extracción en depósitos de roca dura, y con el tiempo empezó la extracción en depósitos de veta. Al principio, para la concentración se seguían métodos de gravedad, pero a medida que la mineralización cambiaba y era más frecuente la utilización de casiterita muy diseminada y de grano fino, las pérdidas metalúrgicas sufridas durante el sistema de concentración por gravedad aumentaban y el coeficiente de recuperación bajaba hasta un 50% e incluso menos. El otro problema que planteaban los depósitos en veta era que contenían también sulfuros de otros metales, como por ejemplo cobre, hierro y zinc. Estos sulfuros acompañaban al estaño en sus concentrados pero había que eliminarlos antes de la fundición. Entonces se introdujo la tecnología de flotación para limpiar de sulfuros a los concentrados de casiterita. Con el tiempo, esto condujo a la aplicación del sistema de flotación a la propia casiterita.

El desarrollo de un sistema eficaz de flotación para recuperar casiterita fina ha planteado muchas dificultades a la industria. Sin embargo, en el último decenio se han realizado considerables progresos. La idea actual consiste principalmente en concentrar partículas finas de casiterita en un concentrado de baja pureza. Estas partículas por lo general escapan a los métodos de concentración por gravedad y se encuentran en las colas de proceso, que después de ser tratadas con reactivos de flotación específicos pasan a

células de flotación, en las cuales se procede a una recuperación adicional de estaño que aumenta el coeficiente total de recuperación del metal en aproximadamente un 20%, con lo que se obtiene un 65 a 70% en vez del 48 al 50% que se obtenía anteriormente.

Como la casiterita es un óxido, hay que tratarla por flotación con reactivos que generalmente se utilizan para la flotación de productos no metálicos o de óxidos de metales pesados. A este respecto, han resultado muy útiles el ácido oleico, el sulfato de cetilo, el hidroxamato, los ácidos fosfóricos y arsénico, y el Aerosol 22, que es un sulfosuccinamato.

De todos los reactivos utilizados hasta ahora, el mayor éxito lo ha obtenido el Aerosol, que se ha ensayado también a escala de planta piloto y de planta industrial. En una planta situada en Cornwall (Reino Unido) se trató un mineral complejo que contenía 1,26% de estaño, 2% de Zn y 0,4% de Cu; la concentración por gravedad produjo un concentrado con un 40% de Sn y la flotación produjo un concentrado con un 30% de Zn, un concentrado con un 5% de Cu y un concentrado con un 14% de Sn, obtenidos por flotación de lodos finos. De esta manera se aumentó la recuperación total de estaño de un 50 a un 65%, y la recuperación de sulfuros fue del 70%. La flotación de los materiales de estaño deslimados al 80% menos 53 micrones, se efectúa en un circuito ácido con un pH de 2,4 utilizando un colector de sulfosuccinamato y ácido cítrico como agente modificador para mejorar las fracciones finas del 0,8 al 10% de Sn e incluso más. El concentrado de flotación se mejora entonces hasta alcanzar el 12% de Sn utilizando separadores magnéticos de alta intensidad por vía húmeda, a fin de eliminar la turmalina y otros materiales ligeramente magnéticos.

Comoquiera que hoy en día se pierde mucha casiterita en los lodos finos y como los minerales suministrados a las trituradoras actuales presentan un contenido mayor de metal, la flotación está convirtiéndose en una de las tecnologías nuevas más prometedoras para la recuperación de este material y para mejorar la tecnología de extracción. Todavía se necesita mucha labor de investigación para poder conseguir una mayor selectividad de reactivos de flotación y para contribuir a la obtención de productos de pureza más alta. Parece ser que algunas actividades de investigación de este tipo se están realizando ya en el Centro de investigaciones mineras y metalúrgicas de Oruro (Bolivia), cuyos resultados se pueden transmitir a los demás países productores de estaño.

5.3 PIROMETALURGIA DEL ESTAÑO

Aproximadamente el 75% de todo el estaño se encuentra en depósitos aluviales, que por lo general se hallan en Tailandia, Malasia, Indonesia y Africa central. Esos depósitos, aunque son de baja pureza, se prestan más bien satisfactoriamente a los métodos de gravedad por vía húmeda, y producen concentrado de alta pureza que permiten una recuperación satisfactoria del 65 al 75%.

La otra cuarta parte de la producción de estaño proviene de los denominados depósitos en veta que se encuentran en Bolivia, Australia, URSS y China. Esos depósitos, aunque son de pureza más alta, presentan una mineralización compleja y producen concentrados impuros cuyo tratamiento resulta caro, como ya se ha indicado en el capítulo anterior. Esto origina una tendencia natural a mejorar las tecnologías en la fase pirometalúrgica si no se pueden obtener recuperaciones satisfactorias en la fase de beneficio.

A este respecto, se ha prestado gran atención en los últimos años a la elaboración de un método barato y efectivo para la recuperación de estaño a partir de escorias en el proceso a base de fase de humos, como se ha indicado en el primer capítulo al tratar del estaño. En el pasado, este sistema se justificaba por los precios relativamente altos del estaño, que permitían dicho tratamiento. Hoy en día, como consecuencia de la baja catastrófica de los precios del estaño, dicha alternativa es dudosa. Sea como fuere, conviene explorarla por si hubiera que recurrir a ella en otro momento.

El principal problema de esta tecnología es que en el proceso de fundición el contenido de estaño de las escorias depende sobremanera del contenido de hierro de los concentrados: cuanto más hierro contienen los concentrados, más estaño se pierde en las escorias desechadas, y éste es un problema que tiende a ser considerado como prácticamente inevitable. La fase de humos o recuperación de estaño a partir de las escorias por volatilización ha resultado ser hasta ahora el paso más prometedor en dicha dirección. Para tal fin, el estaño se convierte en uno de sus productos más volátiles, que son los halogenuros u óxidos de estaño, y se eliminan por destilación. Hasta ahora, la única manera económica de efectuar este proceso era utilizando cloruros. Gran parte de las correspondientes investigaciones han sido efectuadas en la URSS por Kolodin y otros científicos.

En la figuras 17 y 18 se dan ejemplos de un circuito convencional de fundición de estaño y de un circuito de fundición para concentrados de estaño de baja pureza.

Al principio, la volatilización de estaño a partir de escorias estañíferas se efectuaba en hornos de calcinación de paso largo, pero este sistema se abandonó a causa de sus pobres resultados. Más adelante la compañía Phelps Dodge comenzó a operar una instalación comercial en un convertidor de tipo Pierce-Smith dotado de toberas especiales. Las escorias líquidas de alimentación se transportaban con grúa, y se insuflaban con una mezcla que consistía en una suspensión de pirita en aire y fuel oil ligero. El tiempo de insuflación era el requerido para añadir la cantidad necesaria de pirita a fin de que pudiera reaccionar con las escorias. Las escorias de salida de este proceso no contenían más que el 0,5% de Sn.

A continuación comenzó a explotarse el horno Kolodin, que se muestra en la figura 19 y que es el sistema que más se utiliza en la actualidad. Se trata fundamentalmente de un pozo con camisa de agua, cuyo núcleo de hierro fundido está enfriado también con agua. El sistema funciona con seis toberas en cada uno de los lados más cortos del horno, que insuflan una mezcla de carbón/pirita (hoy en día el carbón se sustituye a menudo con petróleo) en el baño de escorias líquidas, de poco menos de un metro de profundidad, con una cantidad determinada de aire a fin de producir reacciones como en el convertidor que se ha descrito antes.

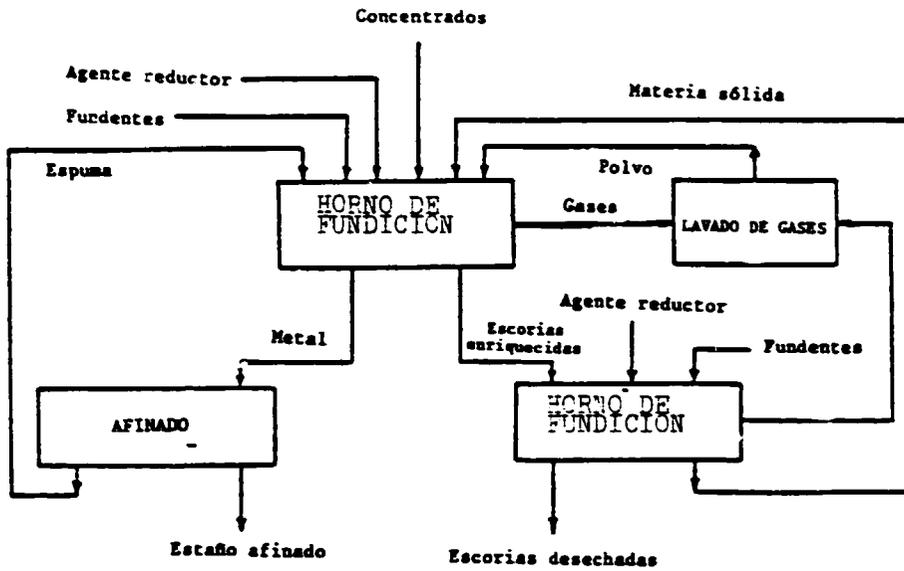


Figura 17. Circuito convencional de fundición de estaño

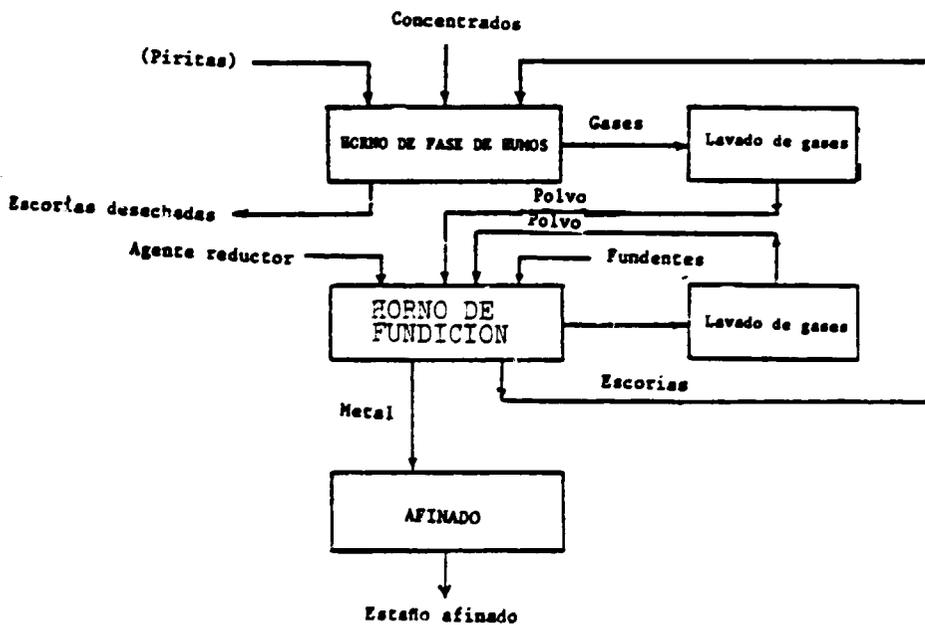


Figura 18. Circuito de fundición para concentrados de baja pureza

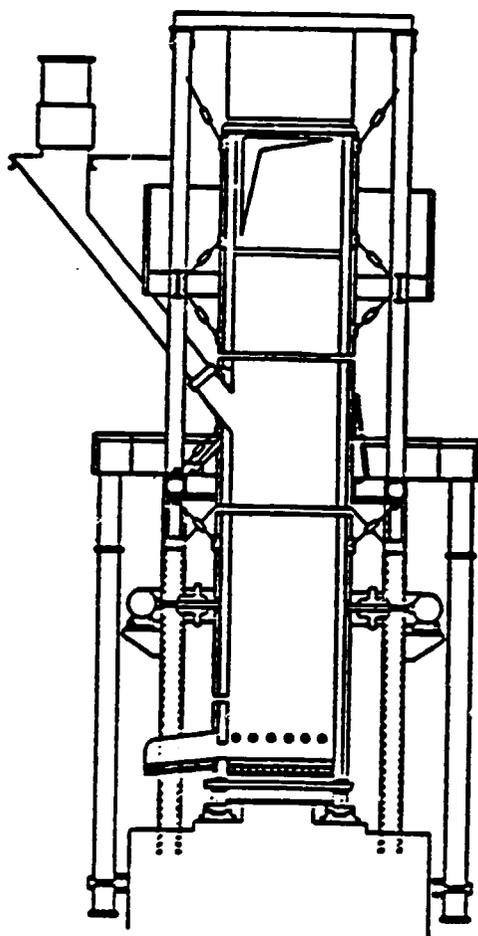


Figura 19. Horno estacionario para obtención de estaño,
diseñado por Kolodin

ANEXO I

Alternativas tecnológicas en la fabricación de
productos acabados o semiacabados de cobre

I. MANUFACTURA DE ALAMBRE DE COBRE

El principal campo de aplicación del cobre es el sector eléctrico, en el cual las buenas propiedades físicas y la alta conductividad eléctrica del metal, unidas a su elevada resistencia en general y a su buena resistencia a la corrosión en particular, son de gran importancia. En este sector el cobre se utiliza profusamente en forma de alambres, cables, embobinado de imanes, etc. Los requisitos cada vez más rigurosos de calidad y los esfuerzos por disminuir los costos de producción se han traducido en una serie de cambios revolucionarios en las principales tendencias tecnológicas.

Hasta 1965, los procesos corrientes comprendían las operaciones de fundición de barras para alambres, rodadura en caliente y decapaje. Aunque durante este período las tecnologías avanzaban continuamente, en particular por lo que se refiere a los molinos de rodadura y a la introducción de la fundición de tochos exentos de oxígeno en fase continua, se tropezaba con importantes limitaciones debidas a la naturaleza de las barras -que por lo general pesaban unos 100 kg- así como a la necesidad de recalentar las barras para la rodadura en caliente y de utilizar longitudes de barras relativamente cortas durante la recuperación.

En el último decenio, este sistema ha cedido el paso a otros procedimientos continuos. Estos procedimientos se caracterizan por el "acoplamiento" de las operaciones, la fundición de cátodos en el circuito de alimentación y el enrollamiento de las varillas en sentido longitudinal, sin más restricciones que las que imponen las instalaciones de manipulación disponible. Teniendo en cuenta el período de tiempo relativamente corto durante el cual ha tenido lugar tan acusado cambio, es digno de mención que para el final de 1984 el número de unidades de proceso continuo para la reelaboración de varilla, instaladas o en curso de instalación, llegase al centenar.

El éxito de los procesos continuos se debe principalmente a las innovaciones y mejoras en el diseño de equipo.

Un factor que ha contribuido mucho al éxito ha sido el continuo aumento de la disponibilidad de cobre catódico de alta pureza para las refinerías electrolíticas. Esta situación ha fomentado el desarrollo de hornos para la fundición continua de cátodos y su transferencia directa a un horno de retención asociado a un dispositivo de fundición continua. Más tarde se pudo producir varilla de cobre bien refinado prácticamente exento de oxígeno, apropiado para las aplicaciones más críticas como conductor de electricidad.

A) PROCESO CONTINUUS-PROPERZI

El proceso de fundición de metales no ferrosos Properzi se elaboró en primer lugar para el zinc y el plomo, y después se adaptó a la fabricación de varilla de aluminio. En 1960 la compañía construyó su primer moldeador de varilla de cobre, que tenía una capacidad de 10 toneladas por hora. Esta planta se vendió a la empresa Southwire, de los Estados Unidos. Un segundo moldeador se instaló en la URSS en 1962. Como los rodadores de corrosión y las cargas para la fundición de aluminio o la de cobre son similares, el proceso Properzi pudo aprovechar su experiencia con la fundición de varilla de aluminio para desarmar el moldeador de cobre.

La segunda generación de moldeadores de cobre se desarrolló a mediados del decenio de 1960. Estos moldeadores tenían capacidades de unas 25 toneladas por hora. Se instalaron tres en Suecia, Grecia e Italia. Este tipo de moldeadores se había diseñado particularmente para los productores de gran capacidad. Habiendo recibido peticiones de productores de menor envergadura, Properzi desarrolló una tercera generación de moldeadores que tenían menor capacidad y que requerían menos costos de capital. Los costos se redujeron mediante la sustitución de hornos de cuba continuos con hornos de reverbero.

Esta nueva gama de moldeadores, entre los que figuraban los moldeadores modificados de la segunda generación, tenía capacidades que oscilaban entre 5 y 30 toneladas por hora.

Hay dos tipos principales: los moldeadores con una capacidad de hasta 10 toneladas por hora, con uno o con dos hornos de reverbero (que son los que usan principalmente los pequeños productores o los productores de mediana capacidad), y los moldeadores con capacidad para más de 10 toneladas por hora, con hornos de pozo vertical.

En 1977 Properzi elaboró un "microlaminador" que podía laminar en frío varillas de un diámetro de 8-10 mm hasta dejarlas en 1,5 mm a una velocidad de 45 metros por segundo. El laminador estaba destinado a reemplazar al sistema tradicional de trefilado para la fabricación de varillas de cobre de poco diámetro.

En la actualidad hay cuatro corrientes de modelos moldeadores de cobre Properzi fabricados por Continuus-Properzi: el modelo Cu/2500-8/19, que tiene una capacidad de 25 toneladas por hora y produce varillas de un diámetro de 6,35 a 8 mm; el modelo 7E-Cu/1800-8/13, que tiene una capacidad de 14 toneladas por hora y produce varillas de 8 mm de diámetro; el modelo 6E-Cu/1400-8/13 Mini, que tiene una capacidad de 7 toneladas por hora y produce varillas de 8 mm de diámetro, y el modelo 6E-Cu/1400-8/13 Mini/S, que tiene una capacidad de 4 toneladas por hora y produce varillas de 8 mm de diámetro.

En la planta de moldeo se utiliza el conocido sistema de moldeo a base de dos ruedas. La rueda inferior de moldeo y la rueda "libre" superior están rodeadas las dos por una cintura sin fin de acero que cierra el molde circular encajado en la periferia de la rueda inferior, a fin de formar la cámara de moldeo y para determinar la forma de la barra. El molde del anillo de moldeo tiene un diámetro exterior de 1.500 mm. El sistema de enfriamiento del dispositivo de moldeo consta de dos canales dotados de válvulas de aspersión de regulación independiente, para poder variar el grado de enfriamiento.

La barra colada pasa a través de una cinta transportadora hasta un dispositivo automático de cizalladura que incluye otro dispositivo de laminado por constricción para alimentar la cizalladora. Este dispositivo va cortando continuamente la barra, y los recortes quedan recogidos en un estanque de agua de enfriamiento. Inmediatamente después de la cizalladora hay un dispositivo de rebabado.

A continuación del rebabado, la barra pasa a través de un dispositivo de cepillado. Este dispositivo tiene cuatro cepillos de hilo de acero, rotativos, que quitan la delgada capa de óxido de la superficie y cualquier rebaba que pudiera quedar. A continuación la barra entra en el laminador mediante un sistema de constricción.

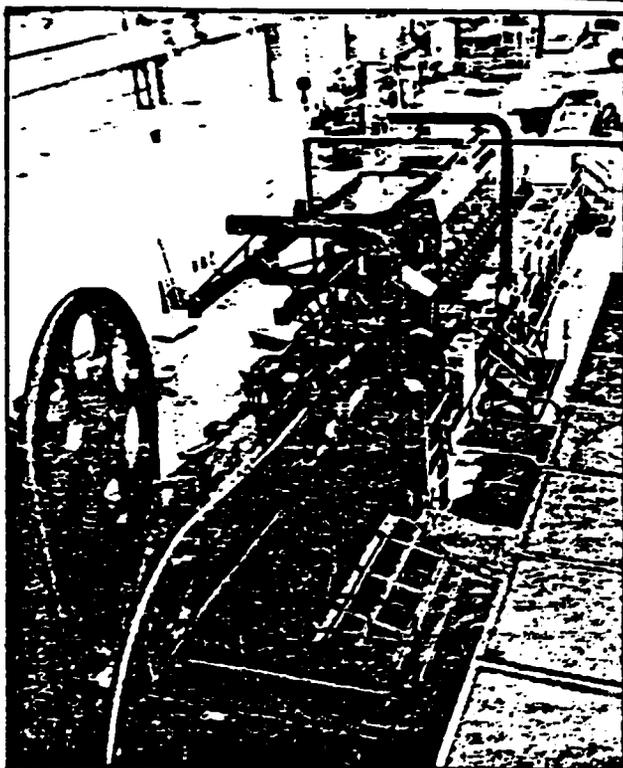


Figura 1. Línea de moldeado continuo de varilla de cobre
Continuus-Properti

B) PROCESO SOUTHWIRE

La primera línea de fabricación continua de varillas Southwire (SCR), diseñada exclusivamente para el tratamiento de cobre, comenzó a funcionar en Carrollton (Georgia) en 1965, y se derivaba del moldeador de barras de cobre de la misma empresa, que había empezado a funcionar en marzo de 1963. Con el tiempo el proceso se ha ido perfeccionando continuamente en sus sectores de horno de cuba, manipulación de metal fundido, fundición, laminado, decapaje, embobinado y empacado de rollos, y se puede adaptar para que responda a las necesidades de los diferentes clientes.

El ciclo normal de funcionamiento de un sistema SCR para cobre es de 16 a 40 horas, con plazos de unos 30 minutos para el cambio de cintas. El material bruto se carga en un horno de fundición ASARCO, y el metal fundido se transporta a continuación a un horno de retención, por medio de un vertedero cubierto. También por medio de un vertedero el cobre fundido pasa a la marmita de colada que está instalada en la máquina de moldear, desde la cual pasa a través del canal de vertido a la periferia acanalada de la rueda moldeadora. Una banda de acero rodea gran parte de la circunferencia de la rueda, formando de esta manera la cavidad de moldeo en la cual se solidifica el metal fundido. Después de la solidificación, la barra moldeada sale de la cavidad por medio de una calza ajustable montada en la máquina de moldear, por encima de la rueda moldeadora, que extrae la colada de la rueda durante su funcionamiento.

Una cinta transportadora modifica a continuación el movimiento de la barra, que del plano vertical pasa a desplazarse en un plano horizontal, con lo que la barra queda orientada de la forma apropiada para las operaciones subsiguientes de tratamiento. Laminadores de presión de aire comprimido actúan sobre la barra a medida que pasa por la cinta de extracción; al final de la cinta extractora hay laminadores por constricción, que mantienen la tensión sobre la barra y guían la parte delantera hacia una cizalladora. Estos dispositivos de cizalladura directa recortan el final de la barra y, a medida que la barra va llegando a ellos, van cortando la barra de metal fundido en longitudes apropiadas para someterla a una nueva operación de fundición hasta que la calidad física y metalúrgica de la barra se presta al laminado.

Después de pasar por una mesa de control de circuitos y manipulación de la barra, en la que se determinan y corrigen las variaciones de velocidad de moldeo y laminado, la barra entra en una máquina de preparación que consta de cuatro cuchillas de marcar y cuatro cepillos de alambre, y después pasa por un dispositivo de laminado por constricción que coloca la barra en la posición adecuada y la impulsa hacia la primera fase del laminador. Durante el paso a través del laminador, la varilla queda protegida de la oxidación por una atmósfera protectora de aceite soluble que además enfría la varilla, a pesar de que la solución se mantiene a una temperatura elevada para evitar el exceso de enfriamiento.

Al salir del laminador, la varilla se somete a un proceso de decapaje directo en tres fases, que tiene lugar a medida que se desplaza por un tubo dividido en compartimientos. En la primera fase, se hace circular una solución ácida de baja concentración a través del tubo para eliminar las trazas de óxido que queden en la varilla al salir de la última fase de acabado, mientras que la segunda fase consiste en lavar a la varilla con agua, en enfriarla y en eliminar cualquier residuo de ácido que pudiera quedar,

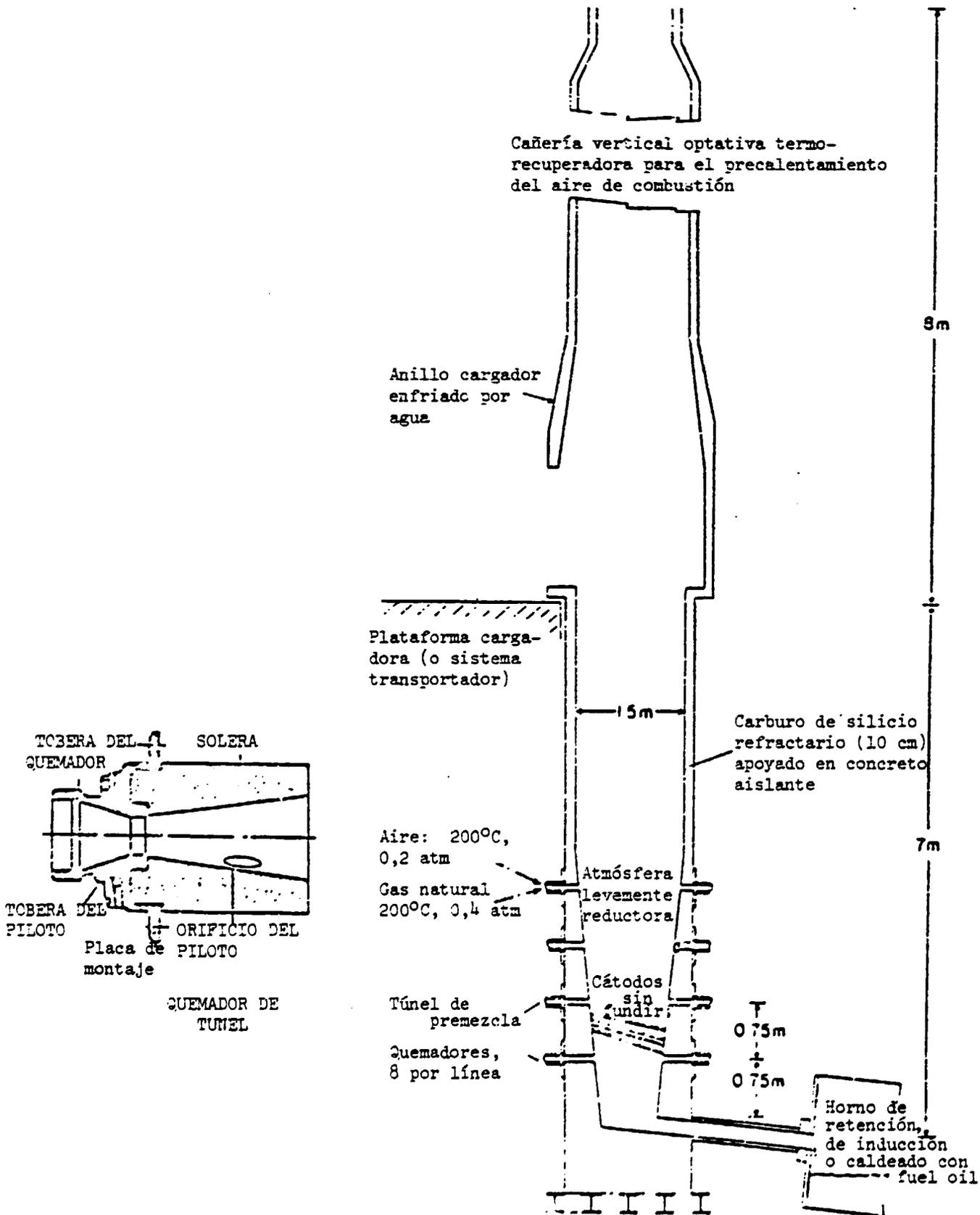


Figura 2. Diagrama del horno de cuba y el quemador de túnel ASARCO

mediante la utilización de cajas de aspersión a presión y de insufladores de aire. La tercera fase evita la oxidación de la superficie de la varilla, para lo cual se aplica automáticamente un revestimiento de cera soluble en agua. Laminadores hidráulicos dirigen entonces a la varilla hacia el enrollador, y el diámetro de cada rollo queda determinado por la velocidad de rotación de la cabeza enrolladora.

C) PROCESO DE FUNDICION OUTOKUMPU

En 1986 se desarrolló un sistema de fundición ascendente y en 1970 comenzó a utilizarse un moldeador de cobre que incorporaba este sistema.

En este proceso de fundición, los cátodos se funden en un horno de inducción y el cobre fundido se carga en un horno de retención por medio de un vertedero. Desde este horno el metal se extrae continuamente a través de un enfriador de matriz vertical. Un soporte de grafito enfriado se coloca dentro de la masa fundida y el extremo superior de la matriz se envuelve con una camisa de cobre enfriada por agua. Los "strands" (fundición filiforme) se enfrían a medida que van siendo absorbidos, y enrolladores ubicados al final de cada uno forman con ellos rollos de dos a tres toneladas. La unidad sumergida de retiro de la matriz está ubicada bajo el horno de retención y los enfriadores de la matriz van montados en un soporte horizontal de acero. Dos pares de poleas matrices para cada "strand" tiran las varillas fundidas por los enfriadores. El diámetro de un "strand" puede variar entre 8 y 28 mm, según las dimensiones requeridas del producto acabado.

Después de la operación de fundido, la varilla no decapada es brillante, no está oxidada y está lista para el trabajado en frío. Este se realiza en una línea de trabajo continuo diseñada especialmente, en la que varios cilindros están instalados uno tras otro. Ya que la varilla requiere reducciones pequeñas, el alambre se trabaja lentamente para evitar defectos de laminación, los que a menudo se producen en el laminado en caliente. La varilla de fundición puede también ser elaborada más a fondo mediante el trefilado. El diámetro de la varilla determina qué es más adecuado, el laminado en frío o el trefilado. Una característica importante de este proceso de fundición es que la velocidad de retirada de las varillas es limitada. Por consiguiente, para mantener niveles económicos de producción, un moldeador tiene un cierto número de "strands" trabajando simultáneamente.

Una ventaja importante del proceso es que por ser muy sencillo no se requiere equipo complejo. Esto hace posible construir y operar económicamente plantas muy pequeñas. Es posible también añadir "strands" a un moldeador a fin de aumentar su capacidad.

La línea de colada es totalmente automática y un moldeador de 12 "strands", por ejemplo, que produzca dos toneladas por hora, puede ser controlado por un solo operario. La capacidad de la planta depende del número de "strands", pero a guisa de orientación podría decirse que cada "strand" de un moldeador puede producir 1.000 toneladas por hora. Actualmente, hay unos 20 moldeadores Outokumpu funcionando en todo el mundo, con capacidades que van de las 3.000 a las 30.000 toneladas por hora.

Outokumpu tiene experiencia en la producción a escala de: cobre libre de oxígeno (cobre HCOF, DLP y DHP), platas-níquel, latones, bronce, aleaciones de cobre y níquel, metales preciosos y sus aleaciones, zinc y cadmio. Las formas y dimensiones de los productos elaborados por conducto ascendente pueden ser muy variadas; no sólo varillas (alambres), sino también tubos,

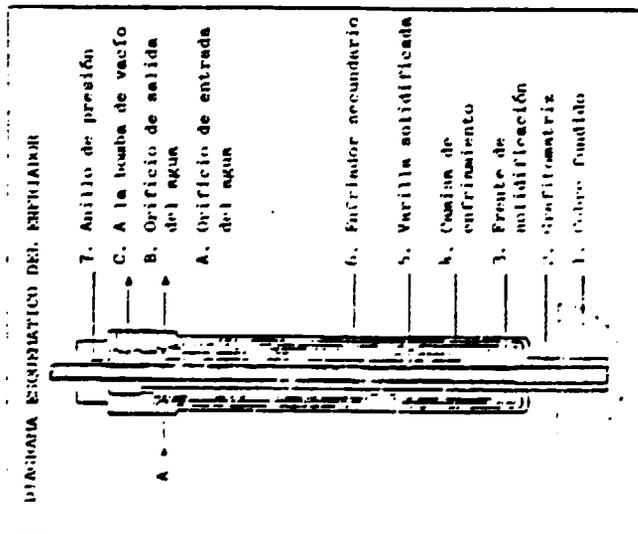
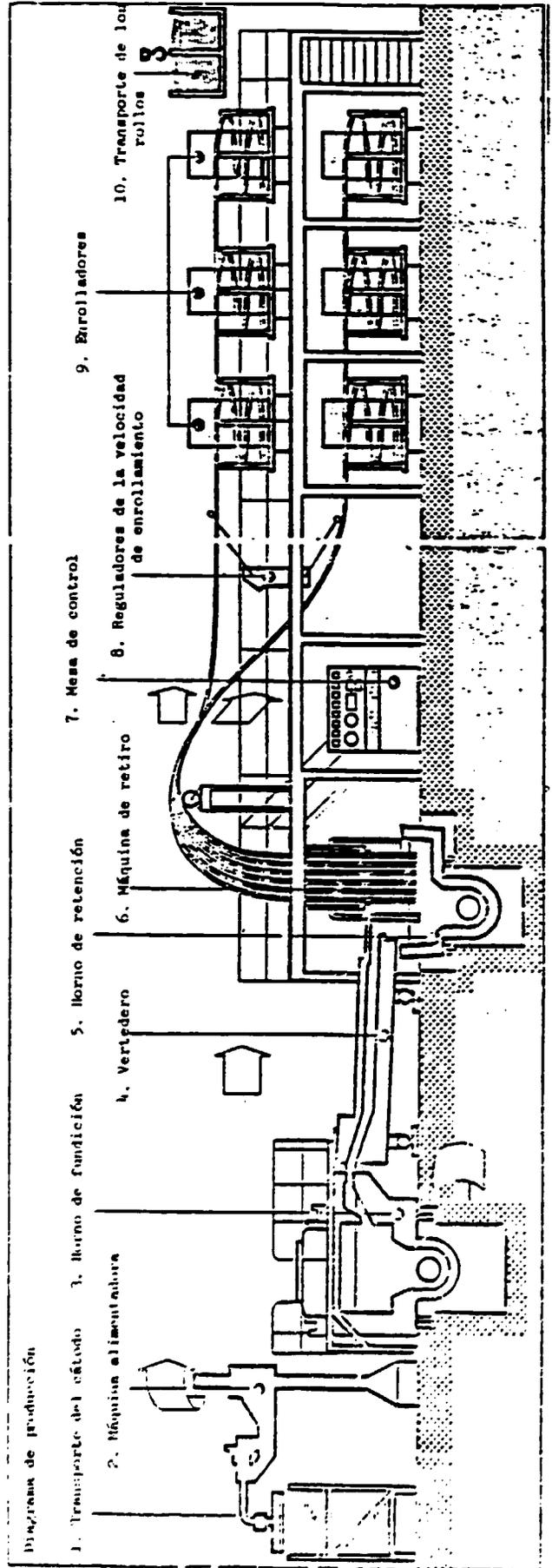


Figura 1. Sistema de conducto ascendente (MURKIMU)



flejes y diversos perfiles especiales que pueden moldearse. El empleo de máquinas de "strands" múltiples hace económico el moldeo de secciones transversales pequeñas. Las dimensiones más pequeñas de la colada son: alambre, 3 mm de diámetro, flejes 4 mm de espesor, tubos 20 mm de diámetro exterior y 1,5 mm de grosor de la pared.

La capacidad de producción de una planta depende de las dimensiones del producto, del número de "strands" y del ritmo de retiro, dependiendo generalmente esto último del metal de que se trate.

Pueden utilizarse diferentes tipos de hornos. Los hornos normales de inducción tipo canal se utilizan para cobres libres de oxígeno y ciertas aleaciones. Los hornos de crisol de inducción se utilizan para metales preciosos y algunas aleaciones difíciles. En caso necesario pueden emplearse también electrohornos de resistencia y hornos de gas.

D) PROCESO DE FUNDICION SECOR

Clecim, la filial constructora de plantas de Creusot Loire, comenzó en 1975-1976 la labor de desarrollo (como Secim) de un proceso de fundición de varillas de cobre. Ese año se construyó un moldeador prototipo para la producción de 10 toneladas por hora, y después de un período de ensayo de 18 meses, la Australia's Copper Refineries de Townsville, Queensland, encargó un moldeador de varillas de 25 toneladas por hora. Este moldeador, que incorpora el procedimiento patentado de laminación sin estrías (RER), desarrollado por Copper Refineries, entró en funcionamiento a finales de 1977. La marca comercial del proceso Secim de moldeo de varillas es Secor.

Más recientemente, Cosim, filial española de la Clesim, ha construido un moldeador de varillas Secim en la planta de Oviedo de la SIA Santa Bárbara. Esta línea Secor tiene una capacidad de 10,5 toneladas por hora y estaba en pleno funcionamiento a finales de 1982, dos meses después de ser puesta en marcha.

Descripción del proceso Secor

En las dos plantas Secor que se han construido hasta ahora, el cobre fundido lo suministra un horno de cuba Asarco. Pasa después, a través de un vertedero, a un horno de retención y en seguida a uno de colada, desde el cual fluye por un canal de colada al moldeador. En los dos vertederos se han incorporado canales de colada de dos niveles. A fin de alimentar el moldeador a un ritmo constante, el horno de colada puede controlarse manual o automáticamente. La colada automática se logra por medio de un tubo "de burbuja" que está inmerso en la cuba refractaria del moldeador y alimentado continuamente con nitrógeno o argón.

El moldeador es del tipo de polea-y-correa de transmisión y se practica la colada en caída directa. Después de enfriarse en el molde, la barra de fundición se hace pasar de la rueda de colada a una mesa de salida que alimenta el laminador. Para evitar problemas en el caso de una nueva puesta en marcha de la fundición después de cualquier desperfecto, la barra de colada no pasa por sobre la rueda de colada.

Las poleas conductoras ubicadas en la mesa de salida, que están sincronizadas con la velocidad de la rueda de colada, toman el peso de la barra para impedir su tensión a la salida de la rueda. Las poleas conductoras transportan la barra a la unidad desbarbadora y la cizalla de entrada. La

desbarbadora elimina todas las rebabas del lado de la correa de la barra y realiza el biselado de los ángulos. La cizalla de entrada des punta la barra al comienzo hasta que la barra colada está en condiciones de ser laminada. La cizalla dispone también de una barra de control en caso de que venga una pieza muy deformada que haya de ser retirada de la laminación. Las secciones recortadas de las barras se enfrían en el transportador de recortes de barras y se apilan para volverlas a fundir.

Antes de la laminación, la barra pasa a través de una cámara de predecapado y de un laminador descascarillador. La barra es laminada utilizando cilindros con estrías para dejarla redonda y después con cilindros sin estrías (sistema Cooper Refineries RER), a fin de formar una lámina antes de pasar a la etapa final de la formación de una barra redonda. El laminador sin torción tiene cajas de vigas voladizas agrupadas en bloques de dos, tres, cuatro o cinco cajas. En el tren laminador se instala una cizalla intermedia para reducir el tiempo de inmovilización en caso de que aparezca una pieza muy deformada que haya de retirarse. El tren laminador se enfría mediante la circulación de un refrigerante a partir de una unidad central. Después del laminado, la varilla pasa a través de un tubo de enfriado en el que se limpia con una solución no ácida. Mediante poleas conductoras de salida la varilla es retirada del tubo enfriador y se pasa, a través de una unidad de encerado, al enrollador. La cera impide la decoloración superficial de la varilla acabada ya limpia. Frente al enrollador se coloca una cizalla de guillotina para cortar la varilla, en caso necesario, a fin de evitar que se produzca un embrollo.

El proceso de fundición Secor ofrece siete ventajas principales. El sistema de control automático de nivel asegura en forma permanente una barra fundida de alta calidad, así como economías de mano de obra y una mayor seguridad para el operario encargado. Esta mayor seguridad y la economía de mano de obra se logran también con el sistema de enfriado y remoción automáticos de la barra cortada. Las cajas del laminador se manejan separadamente para asegurar una producción fiable de una amplia gama de varillas de diferentes diámetros.

El proceso de laminación sin estrías y sin torción RER permite una mejor posibilidad de intercambio de los cilindros, reduce los gastos de funcionamiento y de capital y aumenta la productividad. La vida útil de los cilindros de carburo de tungsteno se prolonga en un 50% con la utilización del proceso de limpieza con una solución orgánica. Puede lograrse la producción de alambre fino de menos de 71 micrones sin el cepillado de las barras. Finalmente, el poco peso del moldeador reduce los costos de instalación de la construcción.

E) CONTIROD (KRUPP-HAZELETT)

En el decenio de 1960 la Metallurgie Hoboken Overpelt de Bélgica (MHO) y la Usine à Cuivre et à Zinc de Lieja participaron en el desarrollo conjunto de un proceso de fundición de varillas de cobre. Las empresas proyectaron instalar una planta de fundición de varillas en la refinería de Olen de la MHO. La labor de desarrollo se emprendió en una planta de fundición de doble correa Hazelett, en Olen. En 1970 se decidió construir una planta de fundición y laminado continuo junto a la refinería de cobre electrolítico de Olen. La producción de varillas de cobre utilizando el proceso de la Usine à Cuivre et à Zinc-MHO comenzó en 1973. La planta consta de un equipo de fundición y laminado Krupp-Hazelett y se diseñó para una capacidad de 100.000 toneladas anuales. La MHO patentó la marca comercial "Contirod" para los productos de varillas de fundición de cobre.

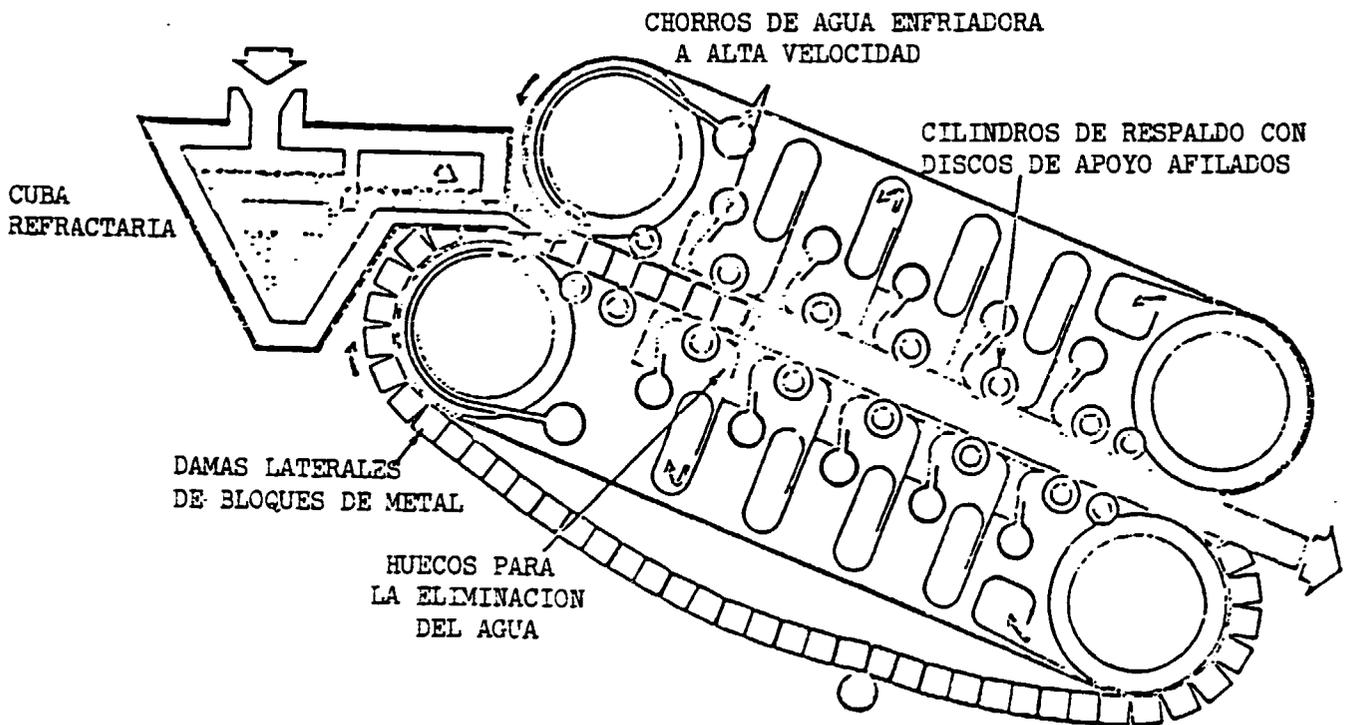


Figura 4. Máquina de colada de doble correa HAZELETT

En este proceso, los cátodos se funden en un horno de cuba y el cobre fundido se hace pasar a un horno de retención calentado por inducción. Desde este horno, el cobre se traslada a una unidad de fusión de doble correa. El moldeador produce barras rectangulares. Un par de poleas conductoras conduce la barra fundida a una unidad de descascarillado que desbarba los bordes de la barra mediante herramientas rotatorias. Las poleas conductoras actúan como un dispositivo veloz y sensible para la fundición y el laminado. Cerca de la unidad de descascarillado se coloca una cizalla de péndulo para cortar la barra en caso de avería durante la puesta en marcha y la colada.

Después del descascarillado, la barra pasa a un tren laminador formado por 15 pasadas horizontales y verticales. El tren laminador está dividido en cuatro grupos: tren desbastador; tren intermedio; tren de acabado con cizalla rotatoria, y unidad de control de bucle y cizalla de emergencia.

Los controles de bucles están destinados a eliminar la tensión entre las pasadas para asegurar una producción de varillas de alta calidad. Después del decapaje en una solución de ácido sulfúrico, de lavado y enjabonado, la varilla se enrolla para dar rollos de cinco toneladas. Generalmente, en las unidades de fundición Krupp-Hazelett, con capacidades de entre 12 y 50 toneladas por hora, se producen varillas de entre 6,35 y 22,5 mm.

F. FORMACION POR INMERSION EN CALIENTE GENERAL ELECTRIC

En este proceso, una varilla "iniciadora" de cobre frío y limpio con un diámetro de unos 9,6 mm se empuja hacia arriba a través de un contenedor de grafito lleno de cobre fundido. La varilla se mueve a una velocidad de 100 metros por minuto y el cobre tiene una profundidad de unos 500 cm. Al emerger la varilla, su peso es de unas 2,75 veces el peso inicial, con un diámetro de unos 16 mm. Cuando el cobre fundido y la varilla iniciadora se han alimentado continuamente, una unidad de este tamaño tendrá un rendimiento de unas 10 toneladas por hora de varillas por inmersión en caliente y, aumentando el diámetro de la varilla y la profundidad del cobre, se logran resultados superiores.

La varilla caliente se enfría a 850° y se lamina en caliente en una atmósfera protectora para después enfriarla a la temperatura ambiente, encontrándose aún en la atmósfera protectora, y después se enrolla.

Las varillas de cobre formadas por inmersión en caliente tienen un bajo contenido de oxígeno, la superficie densa y limpia, una estructura interna de una sola fase uniforme y propiedades mecánicas adecuadas para aplicaciones como el trefilado de alambre fino.

Al mismo tiempo cabe mencionar que esta varilla está, por una parte, libre del fenómeno de la fragilización del hidrógeno, pero, por la otra, tiene cierta mayor temperatura de recristalización, cosa que es siempre inherente al cobre libre de oxígeno. Cuando las exigencias son elevadas, la varilla formada por inmersión en caliente es mucho más adecuada incluso para usos especiales.

PRINCIPIO DE LA FUNDICION

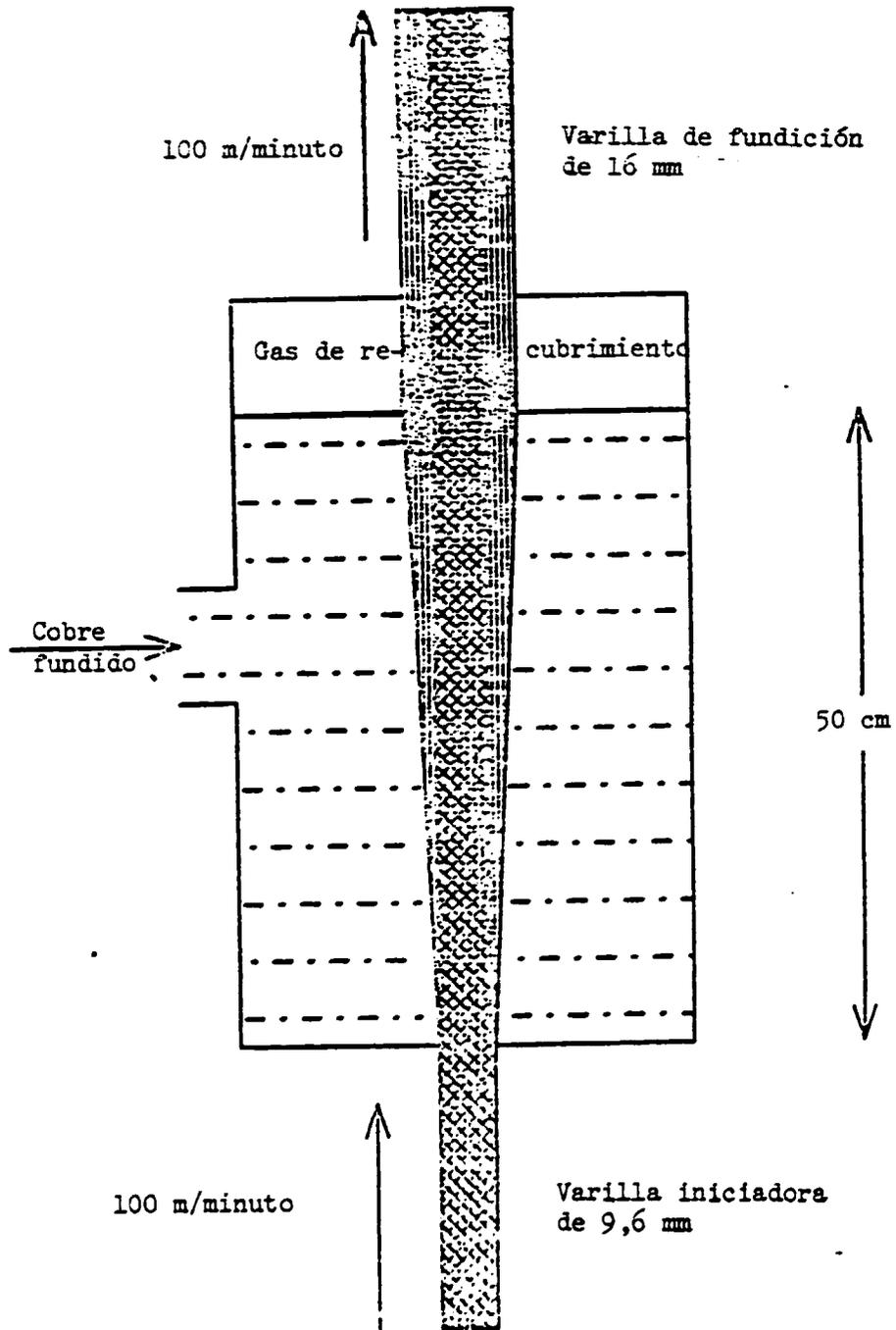
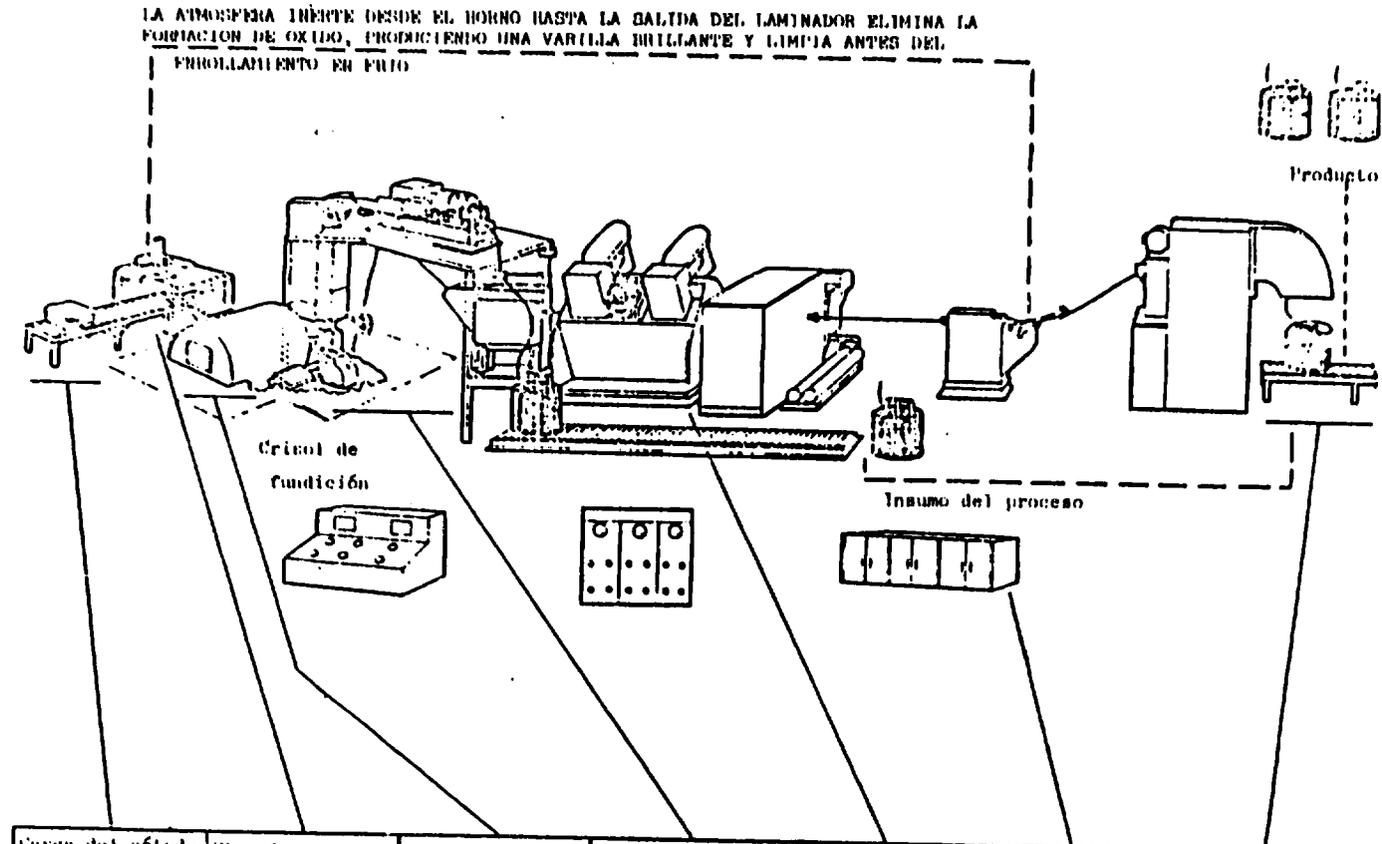


Figura 5. Proceso de formación por inmersión en caliente GENERAL ELECTRIC

Figura 6. Proceso de formación por inmersión en caliente GENERAL ELECTRIC



<p>Carga del edificio El edificio comercial no selecciona ni cizalla. Los paquetes se cargan directamente en el rodillo transportador por medio de carretillas de horquilla elevadora</p>	<p>Elevador Un elevador al vacío toma un cátodo cada vez y lo lleva hasta el horno</p>	<p>Horno integrado El horno combina un elemento de retención y fusión. Also acepta chatarra limpia procedente de un laminador de alambre de hierro y la elabora</p>	<p>Moldeo, solidificación y colada Antes de meterse al crisol de fundición, limpiense las superficies de la varilla iniciadora</p>	<p>Cilindros El laminador totalmente cerrado emplea cinco o más cajas para producir varillas redondas del tamaño deseado</p>	<p>Controles Sincronizan las operaciones de control y registran las temperaturas, además de otras condiciones de funcionamiento</p>	<p>Rollo Produce 2 a 15 toneladas de rollos, según el equipo que se utilice para manipularlo.</p>
--	---	--	---	---	--	--

G) PROCESO DE COLADA POR LEVITACION, GENERAL ELECTRIC (GELEC)

El proceso de colada por levitación General Electric (GELEC) es básicamente una combinación sinérgica de un campo de levitación electromagnético y un termorrecuperador altamente efectivo, que se utiliza en un procedimiento de colada ascendente. El resultado es un proceso de colada continua de bajo costo que resuelve problemas de fricción y de adhesión en la superficie de contacto molde-metal, que a menudo se producen utilizando otras técnicas de colada. Entre sus ventajas está la alta velocidad de fundición, el fácil retiro continuo del producto colado; la excelente homogeneidad, estructura del grano y uniformidad dimensional de este producto; la ausencia de imperfecciones o inclusiones en la superficie de la colada y una mayor vida útil de las partes en contacto con el metal fundido. Este proceso se presta particularmente bien para coladas de forma neta o casi neta de varillas de diámetro pequeño y de otros productos de diversos metales puros y aleaciones. Para la mayoría de los usos, la estructura equiaxial de los granos del producto "como sale de la colada" es apta para las operaciones inmediatas de trefilado o conformación, sin necesidad de laminado en caliente, de recocido o de otra elaboración después de la colada.

H) OBSERVACIONES FINALES

De lo anterior se desprende que la hasta ahora ruta tradicional del tocho para estirar alambre destinado a la fabricación de varillas de cobre de retrefilado se mantendrá en el futuro sólo en casos cada vez más excepcionales. Así pues, para producciones de varillas que oscilen entre las 6 y las 40 toneladas por hora, los procesos de fundición, colada y laminación continuos Properzi, Southwire y Contirod están ya implantados sólidamente.

Una situación similar existe en cuanto al proceso de formación por inmersión GE para producciones que van desde las 3,0 a las 11,0 toneladas por hora. En la adopción de estos procesos han incidido principalmente consideraciones de tipo económico, incluso las que surgen de la utilización de una alimentación menos cara, a saber, cátodos, y la eliminación de una fase de recalentamiento de la barra. Por ejemplo, con el sistema Southwire SCR, la economía global del consumo de energía se estima en unas 1.340 MJ por tonelada, con un rendimiento de unas 40 toneladas por hora. Los procesos continuos ofrecen también ventajas importantes en las operaciones subsiguientes, entre las cuales están la ausencia de la etapa de decapaje y la mucho menor frecuencia de soldadura por aproximación entre rollos. Esto último permite utilizar velocidades superiores de trefilado de las varillas. Además, con métodos operacionales apropiados, las propiedades técnicas de las varillas elaboradas en forma continua han demostrado ser al menos tan buenas, y frecuentemente muy superiores, a las de las varillas hechas a partir de tochos para estirar alambre.

No obstante, hay que reconocer que el equipo que se utiliza en los procesos continuos es relativamente complicado y su rendimiento depende de la eficiencia de una gama de dispositivos de control y automáticos que previamente no se habían empleado en la industria. En consecuencia, esta parte de la tecnología se halla aún en desarrollo, como también lo está la que se ocupa del diseño del material y de la utilización de diversos componentes cuya durabilidad prolongada es necesaria en razón de las arduas condiciones que el proceso conlleva. Para el usuario, el equipo representa una elevada inversión de capital y, por consiguiente, el factor utilización es importante. A este respecto se ha sostenido que ciertos procesos son mejores que otros, aunque son difíciles de expresar en cuanto a la calidad de un determinado producto.

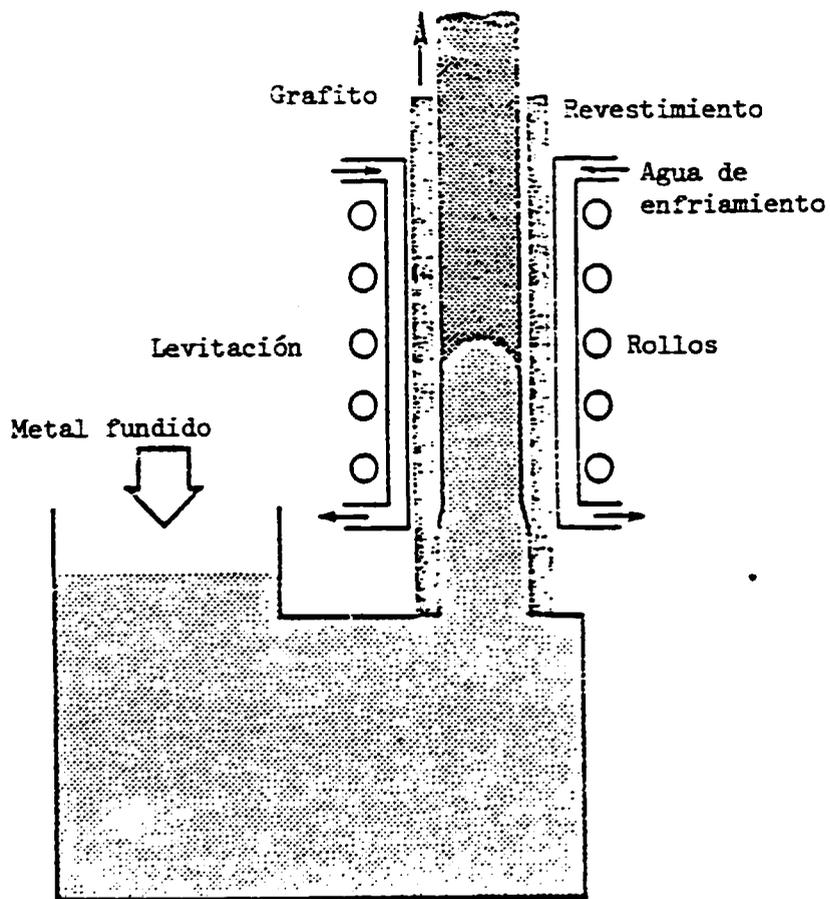


Figura 7. Representación esquemática del aparato de colada por levitación GE (GELEC)

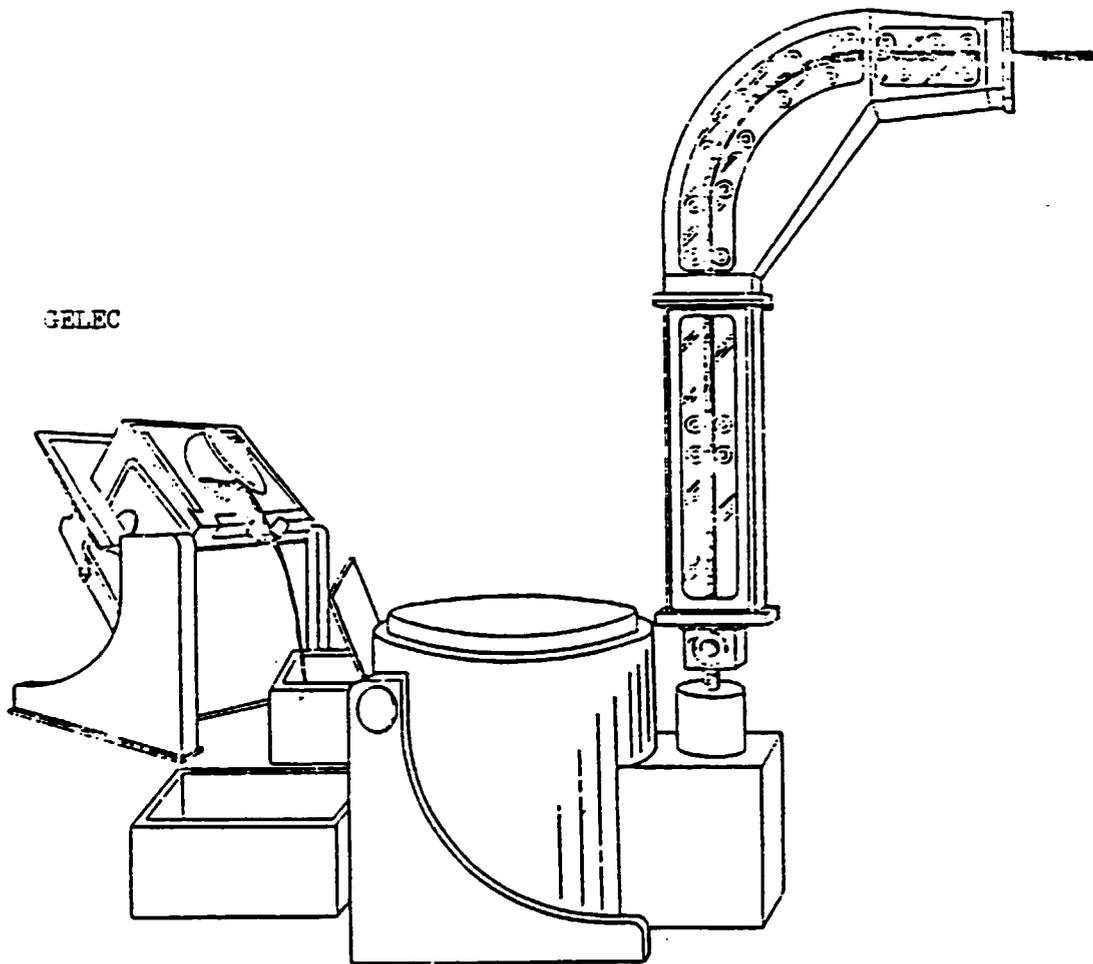


Figura 8. Ilustración simplificada del sistema GELEC en el procedimiento de colada

Para las producciones inferiores a las de los procesos con una fase de laminado en caliente en tándem, existen métodos de colada continua (Outokumpu), o se están desarrollando (GELEC), que producen varillas apropiadas para el laminado en frío por separado a fin de retrefilar diversos tamaños. Estos métodos ofrecen una mayor flexibilidad en lo relativo a la gama de perfilados y los materiales que pueden colarse, así como en cuanto a la igual calidad del producto derivada del carácter continuo de la operación. En la medida en que puede juzgarse, todos estos procesos de colada utilizan una técnica de matriz de grafito sumergido. La macroestructura de la varilla recién fundida está formada generalmente de grandes granos columnares. Si bien esto no parece causar problema alguno con la varilla reducida en último término a tamaños de alambre, se ha expresado preocupación acerca del riesgo de grietas de recocido tratándose de varillas sujetas a magnitudes más modestas de deformación antes del recocido.

II. FABRICACION DE CHAPAS Y FLEJES DE COBRE Y ALEACIONES DE COBRE

A) COLADA

La fabricación de las chapas y flejes en los laminadores modernos de cobre y de latón se inicia con una de dos operaciones básicas de colada. En la planta de fundición el metal se funde y se procede ya sea a la colada en forma de desbastes que subsecuentemente se someten a calentamiento y laminado en caliente para formar rollos de flejes de gran espesor, o directamente se procede a su colada en forma de fleje y se enrollan. En ambos casos habrá que proceder al fresado de las superficies de los rollos para eliminar cualquier defecto de fundición o del laminado en caliente. El conjunto siguiente de operaciones a las que se les somete proporcionarán el espesor y temple finales que se desean mediante una serie de operaciones de laminado en frío, recocido y limpieza. Finalmente, pueden ser cortados en tiras más angostas, aplanados, tratados con un cilindro recalador o de otra forma, y embalados para su expedición.

Las materias primas a partir de las cuales se prepara la colada son principalmente cobre nativo, ya sea electrolítico o refinado al fuego, chatarra limpia seleccionada de origen conocido, controlada cuidadosamente su composición, y elementos de adición especiales, tales como zinc nativo, plomo, estaño o níquel. Después de preparada la carga, las materias primas se juntan en cangilones de carga y se pesan cuidadosamente. Estos materiales se descargan en tolvas que alimentan los hornos de fundición de electroinducción. A medida que se va produciendo la fundición de la carga, se sacan muestras del horno y se envían para su análisis al laboratorio espectrográfico. La composición se calcula por computadora y retorna en cuestión de minutos al taller de fundición. En caso necesario, el fundidor puede hacer añadidos para dejar la mezcla exactamente dentro de la gama de composición especificada.

El metal está protegido de la oxidación atmosférica por un revestimiento de carbono o de cenizas de hueso. Cuando se ha determinado que la composición y temperatura satisfacen las exigencias de la aleación que se está fundiendo, el metal fundido se traspa a un horno de retención.

Durante muchos años, en la práctica de la preparación mecánica del cobre y del latón el metal fundido se dejaba caer del horno de fundición a una cubeta de colada, que lo distribuía en moldes largos y rectangulares. Este método tenía algunos inconvenientes importantes. El peso máximo de una colada y, en consecuencia, la longitud de un rollo acabado eran limitados. El metal fundido que caía de una cubeta de colada a la base del molde estaba sujeto al espumado y retención de óxido. La salpicadura del metal daba lugar a que la extremidad inferior de la barra fuera esponjosa. La colada variaba en temperatura y ritmo de solidificación entre la parte inferior y la superior, con posibles problemas derivados de rechupes, gases retenidos, pliegues de la superficie y defectos del revestimiento del molde.

Durante el período comprendido entre 1960 y 1975, los procesos de colada semicontinua y continua comenzaron a reemplazar los moldes encharnelados. En cada uno de estos nuevos métodos, el metal fundido desemboca en un molde corto, rectangular y enfriado por agua, que en un comienzo está cerrado en un extremo por un tapón colocado sobre un ariete (ram) móvil o una barra de arranque. El metal se solidifica pegado al tapón y forma un revestimiento en la superficie del molde. El ariete se remueve continuamente, llevando consigo el revestimiento. A medida que la cáscara sale del fondo del molde, éste se

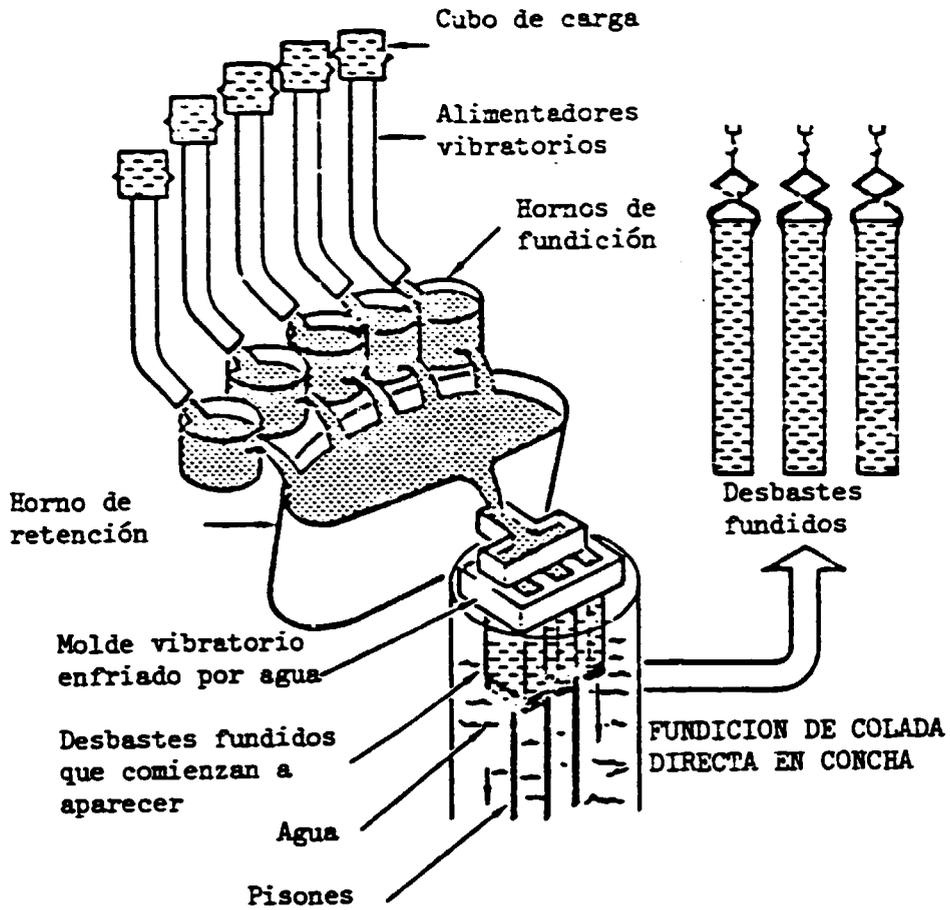


Figura 9/a. Esquema de una fundición de colada directa vertical (DC) de desbastes en concha

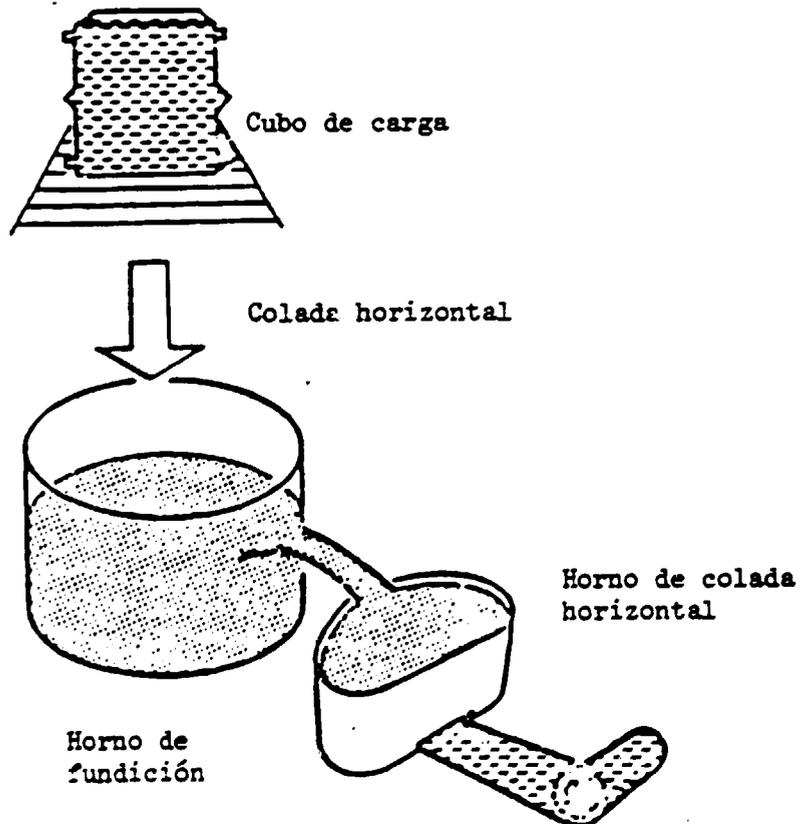


Figura 9/b. Esquema de fundición de colada continua horizontal y enrollado del fleje

roca con agua fría, enfriándose rápidamente y dando lugar a que el metal fundido que contiene se solidifique. De esta forma se producen continuamente desbastes fundidos de la longitud deseada.

Los gases y materiales no metálicos flotan en la superficie del depósito poco profundo y permanecen ahí para acumularse en la parte superior de los desbastes por coladas semicontinuas. Este extremo tiene que ser aserrado antes de procederse a la laminación en caliente. Los desbastes por colada continua están libres de este tipo de inconvenientes.

El proceso de fundición de colada directa en concha (DC) descrito se efectúa en moldes verticales que se emplean para producir desbastes de gran sección transversal que posteriormente se recalientan, se laminan en caliente en flejes de gran espesor y se enrollan. Esos grandes rollos son los más económicos a los efectos de la manipulación mediante los procesos de laminado y recocido subsecuentes en el laminador y más tarde por el usuario fabricante de piezas acabadas.

Algunas aleaciones contienen elementos que producen fases, o estructuras, que son difíciles e incluso imposibles de laminar en caliente. Tales aleaciones deben laminarse en frío y la reducción del grosor que puede alcanzarse, antes de que sea necesario el recocido, es escasa en comparación con las reducciones por laminado en caliente.

El problema con las aleaciones que son difíciles para el trabajado en caliente se supera con el método de colada continuo horizontal. Este ofrece una forma para producir flejes colados relativamente delgados, de dimensiones largas, que pueden enrollarse en el estado de la colada y reducirse posteriormente mediante el laminado en frío. Se evitan el lento laminado y el costoso tratamiento en frío preliminar y la espera del recocido.

El proceso de colada continua horizontal ofrece un producto de excelente calidad. Lo normal es utilizar como fundidor un horno de electroinducción de baja frecuencia. A medida que una carga de chatarra seleccionada y los añadidos de metal refinado se funden y alcanzan la temperatura de colada, se toman muestras para efectuar análisis químicos. Cuando se comprueba que el resultado del análisis es el adecuado y se alcanza la temperatura de colada, parte del metal se cuele en un segundo horno más pequeño de retención de electroinducción. Este horno está sujeto a vigilancia constante para mantener el metal a la temperatura de colada deseada. El molde de colada se adhiere al frente inferior de este horno. Se trata de un molde de grafito envuelto en una camisa de cobre enfriada por agua.

Una placa de carburo de silicio colocada frente al horno contiene un canal que desemboca en el molde. Al comienzo de una colada se inserta en el molde una barra de partida y el metal se solidifica en torno a ella. El molde tiene sólo unas pocas pulgadas de largo.

Dos cajas de rodillos de retirada sacan lentamente la barra de partida a medida que el metal se solidifica en la cavidad del molde. La barra fundida, solidificada en torno a la barra de partida, se va retirando continuamente a medida que el metal se solidifica en el molde. Si bien se trata de un proceso sencillo, su ejecución requiere que se mantengan muy pequeñas tolerancias en las dimensiones del molde y una excepcional limpieza de la colada. Toda espuma o material extraño que entre al molde de grafito lo destruirá

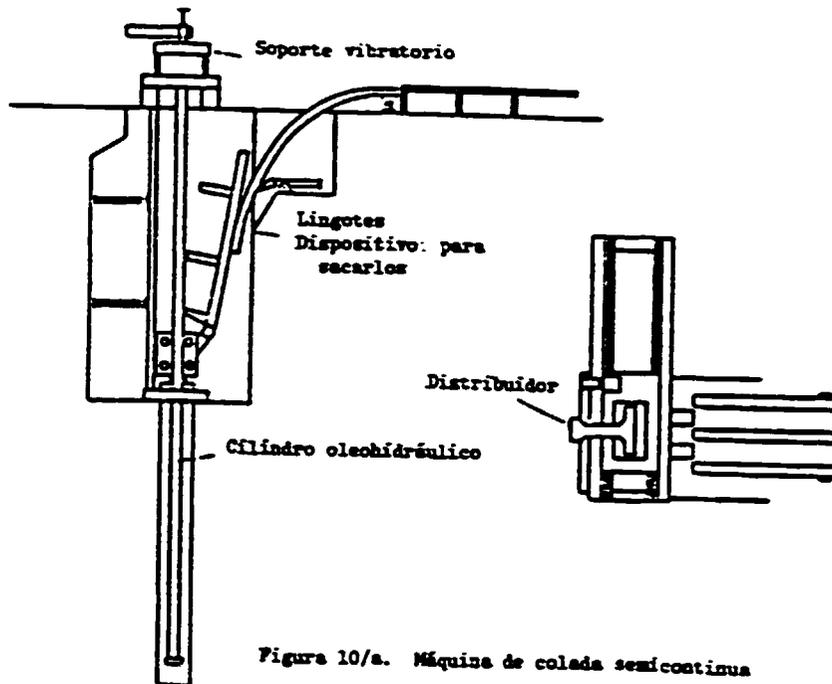


Figura 10/a. Máquina de colada semicontinua

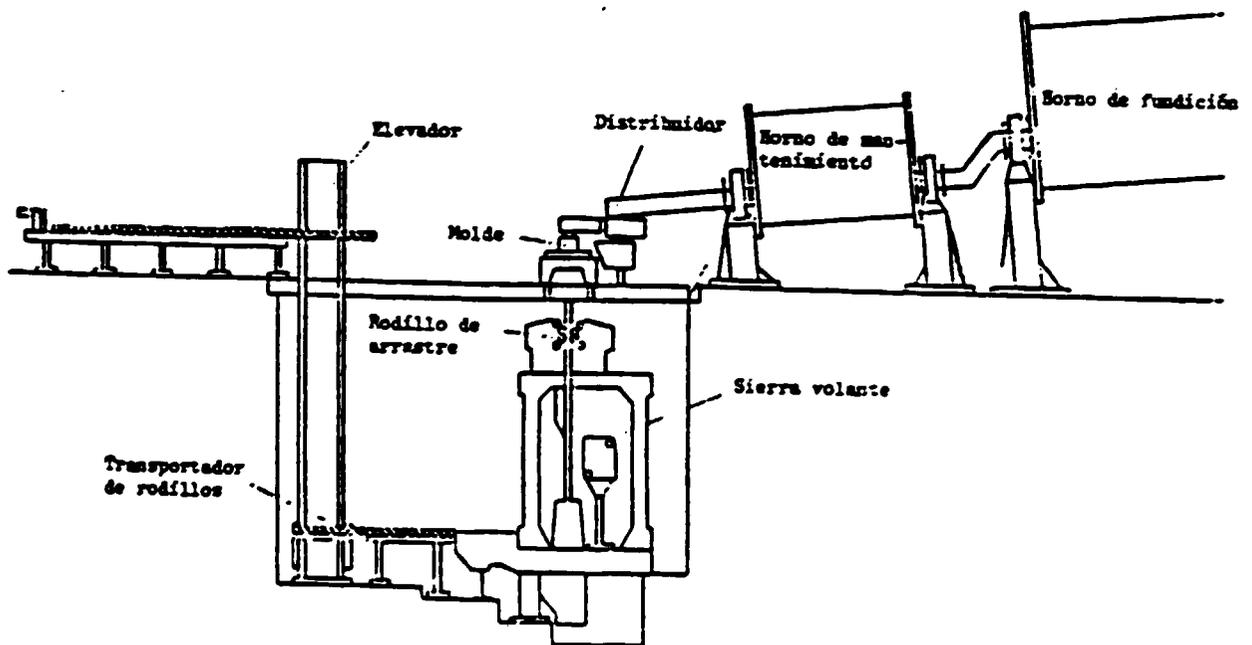


Figura 10/b. Máquina de colada continua

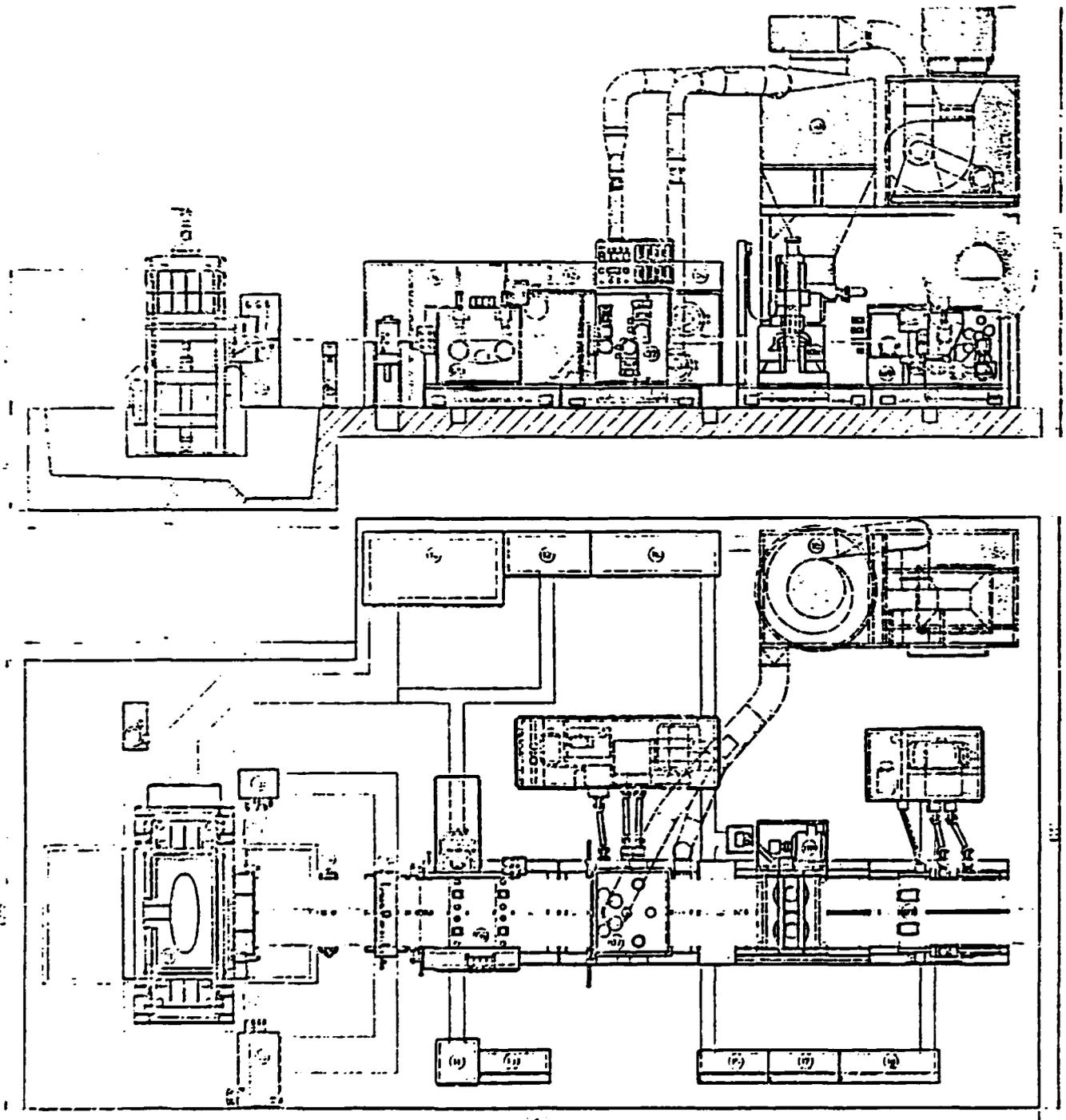


Figura 11. Moldeador doble de flejes para metales no ferrosos

- 01 Horno de retención con inductor
- 02 Enfriador
- 03 Distribución del agua enfriadora
- 04 Apoyo del rodillo
- 05 Enfriador secundario
- 06 Dispositivo de retirada
- 07 Fresadora
- 08 Cizallas de flejes
- 09 Enrollador de flejes
- 10 Retirada de virutas para la fresadora
- 11 Gabinete de control para el dispositivo de retirada
- 12 Gabinete de energía para el dispositivo de retirada
- 13 Mesa de control del inductor
- 14 Gabinete de energía para el inductor
- 15 Mesa de control de la fresadora
- 16 Gabinete de energía para la fresadora
- 17 Mesa de control de las cizallas de flejes
- 18 Mesa de control del enrollador de flejes

rápidamente. El tamaño del molde varía entre 200 a más de 660 mm de ancho y entre unos 12 y 20 mm de grosor. Una sierra en la línea de retirada corta las barras a la longitud deseada y éstas se enrollan a fin de prepararlas para su elaboración subsecuente. Del extremo de cada barra se corta una muestra para su análisis químico, de tal modo que a cada extremo de cada barra enrollada se determina la composición. Este proceso se presta para el fresado del rollo en línea y para las dimensiones máximas del rollo, dependiendo sólo de la capacidad del equipo de manipulación y de la elaboración práctica del material mismo.

El rápido enfriamiento de la pequeña cantidad de metal en el molde horizontal produce una estructura de colada fina de granos equiaxiales. El metal retirado del horno tiene siempre al solidificarse un depósito de líquido fundido sobre el cual tienden a juntarse gases e impurezas no metálicas. La barra colada está libre de porosidades y de defectos causados por inclusiones sólidas.

La buena calidad de la fundición horizontal queda de manifiesto en la excelente aptitud para la conformación del fleje acabado. Los bronce fosforosos fundidos en esta forma desarrollan gran resistencia para los fines a que están destinados, junto con la buena aptitud para la conformación necesaria en la mayoría de sus aplicaciones.

El bronce para cojinetes tratado con plomo, que también se funde por este proceso, ofrece una mejor calidad tratándose de casquillos, cojinetes y arandelas de presión que deben soportar fuertes cargas en condiciones de esfuerzo dinámico sin fallos. Algunos laminadores pequeños se basan casi totalmente en el moldeo horizontal, independientemente de la aleación de que se trate, ya que el proceso es fácilmente adaptable al moldeo de cantidades pequeñas de diversas aleaciones.

OBSERVACIONES FINALES

- 1) El método de la colada en molde ya no se emplea en los laminadores habida cuenta del poco peso de los rollos acabados, la calidad inferior de la superficie, los huecos de aire por contracción, la porosidad, etc.
- 2) Los desbastes de colada semicontinua son de excelente calidad, pero un extremo de los desbastes tiene que ser aserrado.
- 3) El proceso de colada continua vertical no presenta dichos inconvenientes, tiene una muy alta capacidad de producción, pero requiere la mayor inversión de capital de todas las tecnologías examinadas.
- 4) La colada continua horizontal se caracteriza por su equipo de bajo costo de inversión, la buena calidad, la gama flexible de capacidad utilizando diversas máquinas de capacidad más pequeña, lo que permite también la colada de diferentes aleaciones al mismo tiempo.

Esta colada ofrece la posibilidad de eliminar la laminación en caliente y de reducir los costos de la laminación en frío de algunas aleaciones "difíciles", de tal modo que este método requiere el menor activo fijo en cuanto al laminador en conjunto.

Reduce los gastos de energía, material y transporte y requiere poco personal, pero con una buena capacitación.

Sin embargo, este proceso no es adecuado para la producción de flejes muy anchos.

B) LAMINACION

A fin de preparar el desbaste de fundición directa en concha para la laminación en caliente, la parte superior o externa se desrebaba aserrándola y a continuación se hace pasar a un horno para su calentamiento. Los desbastes o barras de la misma aleación se agrupan en un lote y se elaboran con intervención del horno y de la laminación en caliente.

La caja de laminador que se utiliza para la laminación en caliente es un laminador muy fuerte que tiene dos cilindros (tren dúo) cuyo sentido de rotación puede invertirse rápidamente para que el fleje pueda hacerse pasar avanzando y retrocediendo entre ambos. Los grandes cilindros horizontales que reducen el espesor se complementan con un par de cilindros de recaladura verticales.

Después de la pasada final de rodadura, el metal se enfría por rociadura y se enrolla.

El laminador en caliente moderno se maneja desde una cabina elevada, climatizada, con vista sobre la caja de rodillos y la mesa de salida del transportador. Con ayuda de cámaras de televisión ubicadas en puntos estratégicos centradas en los cilindros, el horno y el transportador, las cizallas de palanca a cada extremo y el enrollador, el encargado del manejo puede controlar todo esto desde su posición privilegiada.

Se establece un programa de reducción por laminación para cada pasada por los rodillos y se registra en una tarjeta perforada. Para asegurar la elaboración uniforme mediante la laminación en caliente, la secuencia de funcionamiento de este laminador se realiza por controles computadorizados.

Después de esta laminación en caliente, las barras de fundición directa en concha se fresan por rollos y después de una cuidadosa inspección de la superficie están listas para ser sometidas a su elaboración de acuerdo a los pedidos, en cuanto a su calibración, temple y ancho definitivos. Las barras de colada continua horizontal se fresan en línea.

La laminación en frío de cobres y aleaciones de cobre para producir chapas y flejes de excelente calidad requiere una combinación de mano de obra calificada, conocimientos y buenos laminadores. Para mantener los costos lo más bajo posible y competitivos, la reducción del espesor a la calibración final ha de cumplirse con el menor número de operaciones compatibles con las exigencias de calidad.

Los flejes de colada continua se laminan generalmente en un laminador de tren dúo reversible de tratamiento térmico preliminar con un cilindro de gran diámetro. En cada pasada los laminadores efectúan grandes reducciones. Entre los 20 y los 6 mm de espesor el metal se lamina sin tensión entre dos enrolladoras de flejes. Por bajo los 6 mm se aplican enrolladoras y tensión.

En ciertos casos para el desbaste, el laminado intermedio y el de acabado se utilizan de forma combinada laminadores de tren dúo/doble dúo o una combinación de operación unidireccional/reversible, con economías en los costos de inversión.

Los cilindros de trabajo de diámetro pequeño son más convenientes a los fines de permitir la utilización máxima de la fuerza vertical del cilindro para reducir el metal a calibres más delgados, pero carecen de la resistencia requerida. Mientras más ancho es el metal que ha de enrollarse, más largos

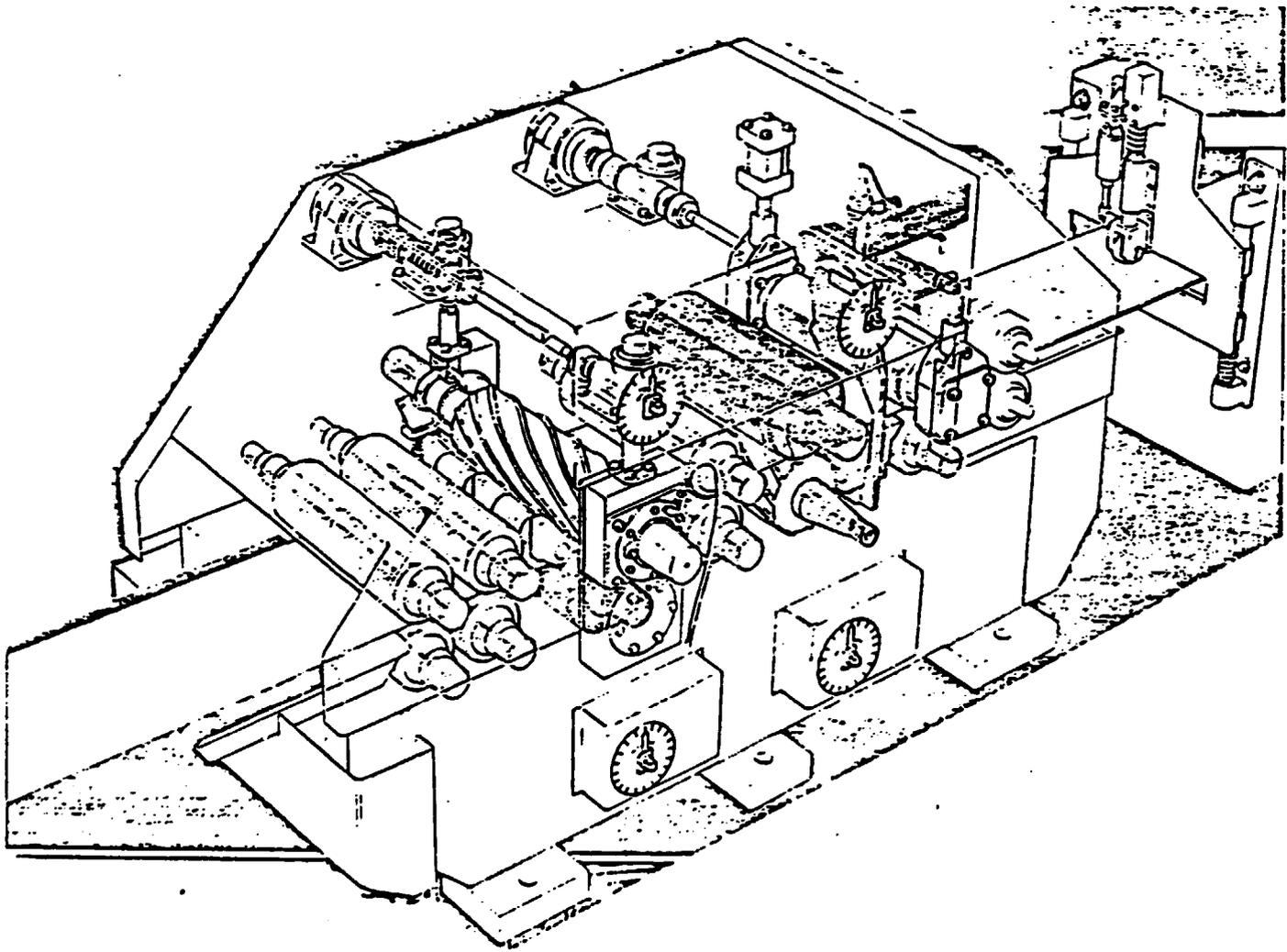


Figura 12. Máquina desbastadora y de laminación de flejes

son los rollos y mayor es la tendencia de estos a curvarse o combarse. Para eliminar esta tendencia, en el laminado en frío del latón se utilizan laminadores de tren doble dúo o laminadores con el cilindro de trabajo más pequeño soportado por dos o más cilindros (cluster rolling mill).

Los laminadores de tren doble dúo contienen un par de cilindros de trabajo de relativamente poco diámetro. Un segundo par de cilindros, de mayor diámetro, se coloca sobre y debajo los cilindros de trabajo en la caja para soportarlos e impedir la contracombadura. Esta disposición permite aprovechar la ventaja de la reducida zona de contacto de los cilindros de trabajo pequeños y la transmisión de una elevada potencia mediante los cilindros grandes de apoyo, al mismo tiempo que se mantiene la rigidez que requiere el control del calibrado.

El tamaño mínimo de los cilindros de trabajo está limitado por las fuerzas que actúan en la laminación, que tienden a contracombarlos o a curvarlos hacia adelante durante el laminado.

Para la laminación de muy alta capacidad de rollos de gran calibre en algunas plantas se utilizan laminadores en tándem formados por dos a cuatro laminadores dobles de tren doble dúo.

Los laminadores, con el cilindro de trabajo más pequeño soportado por dos o más cilindros, por ejemplo los laminadores Sendzimir de 10 trenes doble dúos están destinados a contrarrestar tanto los elementos verticales como los horizontales de las fuerzas de rodadura y permitir así la utilización de cilindros de trabajo de un diámetro mínimo. En ese tipo de laminadores los cilindros de trabajo están soportados por un grupo de cilindros ubicados con relación a ellos, de tal modo que contienen las fuerzas de rodadura e impiden la curvatura o el combado de los cilindros de trabajo.

Los laminadores tradicionales Sendzimir de 10 laminadores de doble tren dúo son muy complicados y caros, de manera que los fabricantes de laminadores comenzaron a diseñar y a fabricar un nuevo tipo de laminadores rígidos. Una de las soluciones más frecuentemente utilizadas es perfeccionar los laminadores existentes de doble tren dúo, cambiando el dispositivo mecánico de regulación de los cilindros por un dispositivo hidráulico. Se trata de un medio muy barato de modernización que da resultados óptimos.

La transformación de los laminadores existentes de tren dúo o de doble tren dúo en laminadores en frío de una cantidad Z de trenes dúo con cilindros de trabajo más pequeños permite laminar calibres más finos y aleaciones más duras con tolerancias extremadamente estrechas. Este laminador combina las ventajas de un laminador de doble tren dúo y de un laminador en grupo Sendzimir y puede utilizarse también como laminador de doble tren dúo.

En los nuevos laminadores de doble tren dúo se emplea generalmente el dispositivo de regulación hidráulica de los cilindros y la rigidez se incrementa mediante el empleo de bastidores de laminador pretensados. Un buen ejemplo de esto lo constituyen los auténticos laminadores Fröhling. Para mejorar el perfil transversal-seccional del fleje se está haciendo común últimamente en todo el mundo utilizar dispositivos de dobladura hidráulica de chapa.

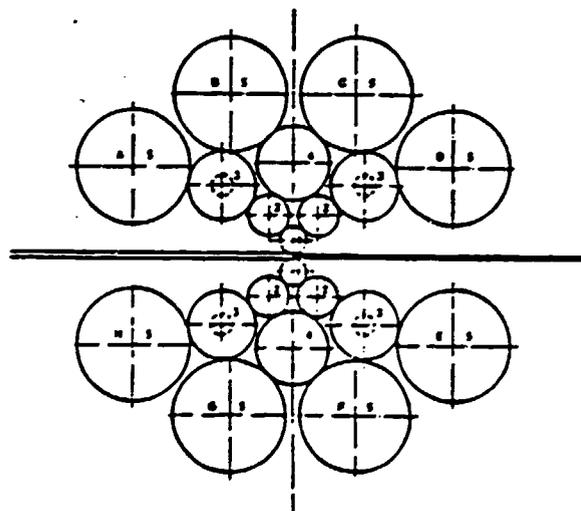
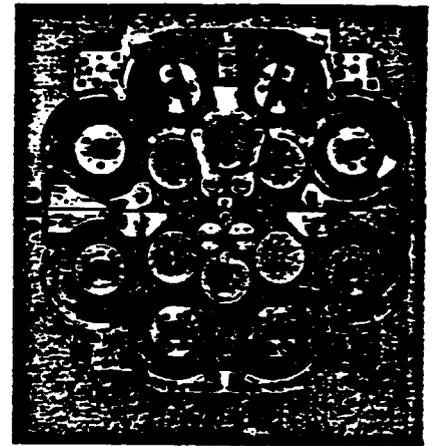
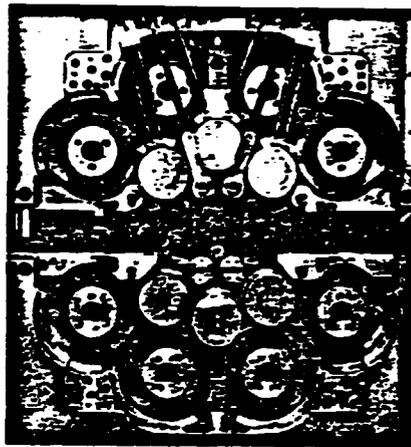
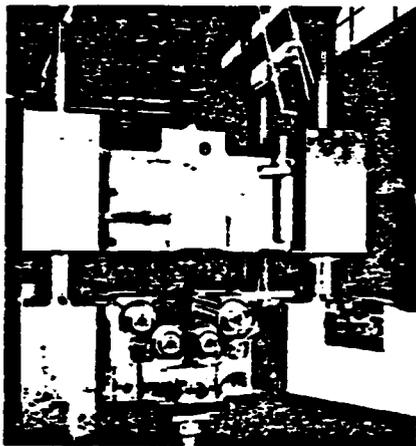
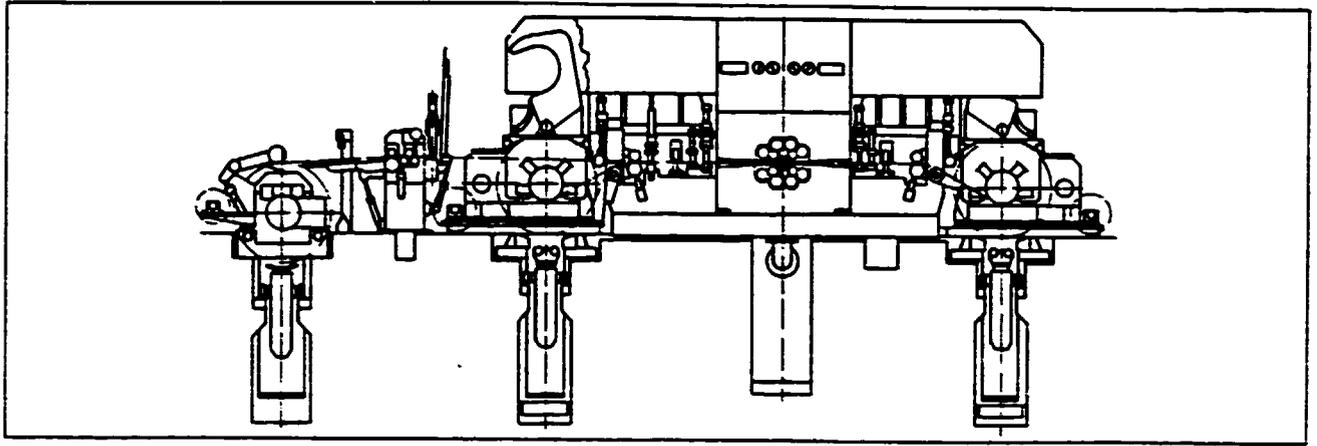


Figura 13. Laminadora con el cilindro de trabajo más pequeño soportado por dos o más cilindros, de 10 trenes doble dúo

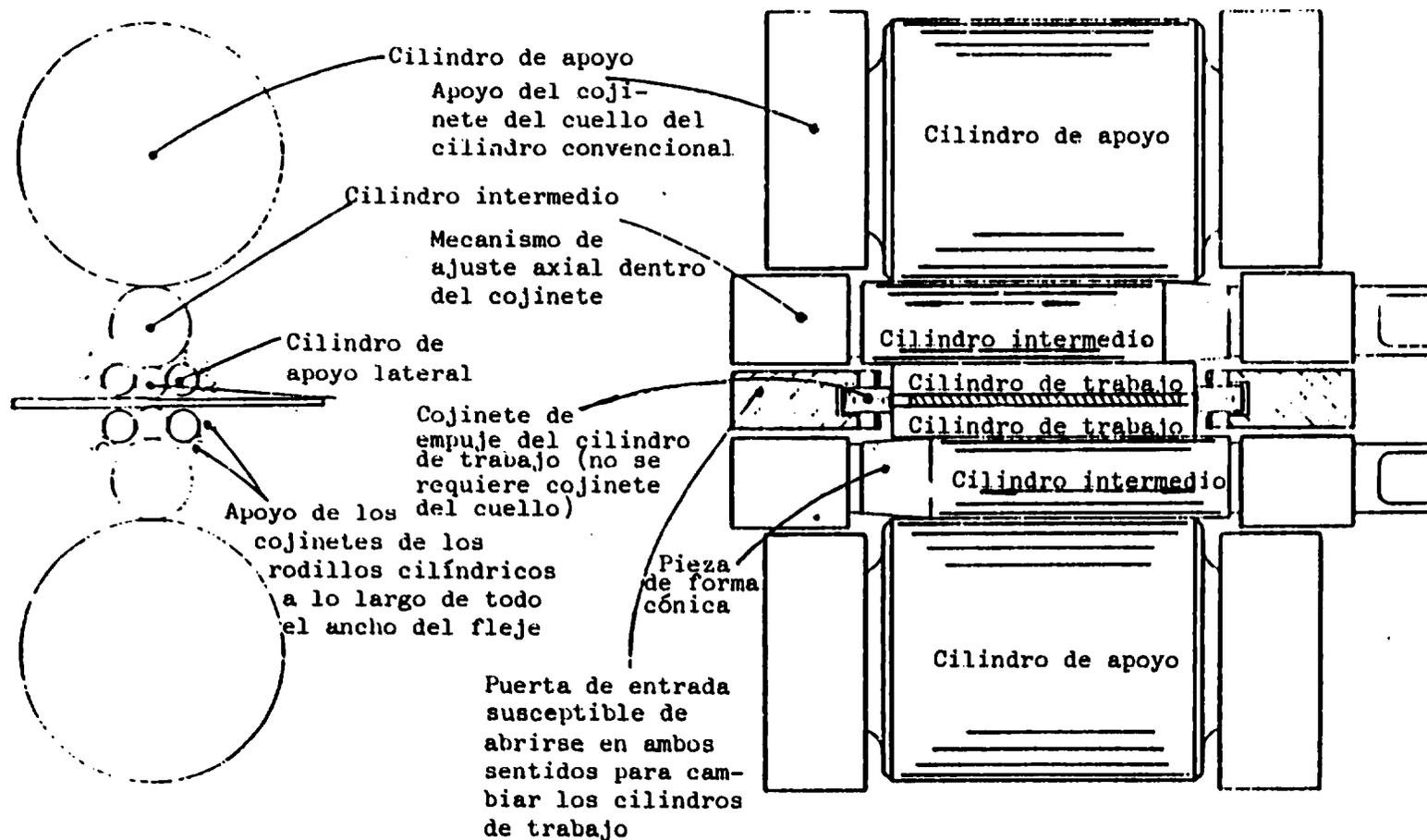


Figura 14. Laminador en frío SENDZIMIR de un número Z de trenes dúo

Para controlar el espesor durante la laminación a alta velocidad, es necesaria la medición continua de esta dimensión. Los laminadores están equipados con rayos X o instrumentos de contacto que calibran continuamente el metal y ofrecen una lectura permanente de tal espesor. Existen también dispositivos de control que accionan los tornillos en las cajas de cilindros y abren o cierran automáticamente la separación entre los cilindros de trabajo para ajustar, si se requiere, el espesor que se está produciendo. Estos calibradores pueden ajustar también la tensión hacia atrás y hacia adelante aplicada por los cilindros de enrollaje y desenrollaje a los efectos de efectuar cambios en el espesor del metal laminado.

En el último decenio los calibradores de contacto Vollmer para medir el espesor y la separación del cilindro son los que se emplean con más frecuencia en los laminadores en frío para metales no ferrosos. Estos calibradores no presentan peligros para el personal, son más baratos que los instrumentos de rayos X o de rayos beta y requieren menor y más sencillo mantenimiento.

C) RECOCIDO

Durante el laminado en frío se produce un endurecimiento del metal. Una razón de ser del recocido es ablandarlo para que pueda ser objeto de reducción adicional mediante el trabajado en frío. Tratándose de flejes acabados, la finalidad del recocido es producir una resistencia especificada a la tracción y un tamaño uniforme elegido del grano. Existen dos métodos para las operaciones de recocido: el recocido de rollos y el recocido de cables, teniendo ambos ventajas e inconvenientes.

El recocido de rollos puede realizarse en un horno de solera sobre rodillos, en el que los rollos están siendo transportados continua y lentamente a través del horno a medida que van alcanzando gradualmente la temperatura de recocido. Este tipo de horno no tiene normalmente una atmósfera preparada, sino que los productos de combustión llenan el horno y reducen la velocidad de oxidación del metal. Más generalmente, el recocido de rollos se efectúa en hornos campaniformes del tipo en el que puede mantenerse una atmósfera controlada. La unidad de recocido consta de una base sobre la cual se apilan los rollos. Bajo la base hay un ventilador para hacer circular los gases calientes a través de la carga a fin de dar lugar a un alza de temperatura más uniforme y rápida.

Una vez apilado el metal sobre la base, la campana o retorta interior se coloca sobre la carga y se sella. La atmósfera controlada comienza a fluir a través de la campana purgando el aire. El horno se coloca sobre la campana y comienza el calentamiento.

El consumo calorífico se ajusta constantemente a fin de mantener la uniformidad de la temperatura en toda la carga. Este aumento de la temperatura controlada permite también la vaporización de los lubricantes de laminación y que esto se produzca antes de que el metal llegue a estar tan caliente que las superficies puedan verse dañadas. Después que el metal ha alcanzado la temperatura de recocido, se le mantiene ahí un corto tiempo para impregnar térmicamente la masa hasta que ésta alcance la uniformidad máxima.

A continuación el horno se desconecta y se levanta y el metal se enfría en la atmósfera controlada que hay dentro de la campana interior. Al enfriamiento puede ayudarse con una cubierta enfriante que contenga un sistema de rociado de agua. La campana interior no se retira hasta que la temperatura del metal sea lo suficientemente baja como para que éste no sufra ninguna decoloración u oxidación.

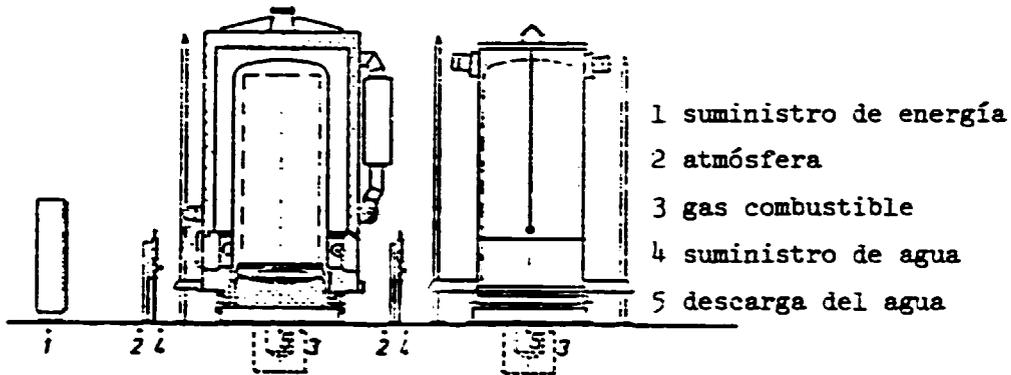


Figura 15/a. Recocedor campaniforme de alta convección: montaje básico

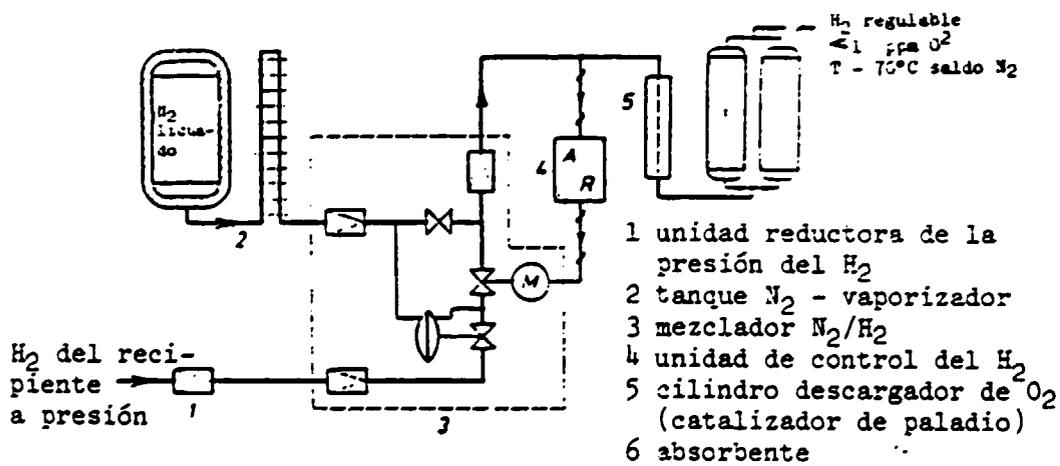


Figura 15/b. Mezclador nitrógeno/hidrógeno más absorbente

La atmósfera controlada se produce en unidades de pirólisis de gases o en un mezclador y absorbedor de N_2/H_2 .

Tratándose de cobre que contenga oxígeno, la atmósfera debe estar casi completamente libre de hidrógeno y la temperatura de recocido lo suficientemente baja para evitar la fragilización del hidrógeno.

En los recocidos tradicionales de rollos se forma una película delgada de óxido en la superficie de las aleaciones que contiene zinc (latones). El color natural del metal tiene que restaurarse mediante el decapaje y cepillado con ácido sulfúrico diluido después del recocido.

A comienzos del decenio de 1970, la Austrian Ebner Company desarrolló un proceso para el recocido brillante de latones en recocedores campaniformes de alta convección. Desde esa fecha se hallan en funcionamiento en todo el mundo unos 100 recocedores de este tipo. En estos hornos puede alcanzarse una temperatura de la carga de $750^{\circ}C$. Todos ellos utilizan en la primera etapa del proceso de recocido una purga al vacío. Además de razones de seguridad, esto constituye también una característica muy importante desde el punto de vista tecnológico, porque durante este período los indicios de lubricantes de laminación debidamente seleccionados se evaporan fácilmente y sin producir descoloración. Después de la purga al vacío se introduce dentro de la campana herméticamente sellada una atmósfera protectora de un 25% de H_2 y un 75% de N_2 . El sistema de alta convección que utiliza ventiladores de gran potencia permite que la carga alcance en un espacio de tiempo muy corto la temperatura de recocido seleccionada un tanto inferior a la normal, impidiéndose así la difusión de zinc a la capa superficial.

El recocido en campana es un método muy productivo que requiere relativamente poca inversión.

Un inconveniente del recocido de rollos es que los rollos grandes de algunas aleaciones de calibre más fino pueden resultar fácilmente dañados: una vuelta del rollo puede llegar a soldarse con la próxima en razón de la elevada temperatura y la presión a que se encuentran, haciendo por lo general que el rollo sea inadecuado para su elaboración subsecuente. Otro inconveniente del recocido de rollos es que se trata de una operación que requiere mucho tiempo.

A finales del decenio de 1940 comenzó a emplearse en los laminadores de latón las líneas de recocido de fibras continuas o de flejes. Después de esos años, en el decenio de 1960 se desarrollaron los recocedores verticales de flejes de alta velocidad. Las líneas de recocido de este tipo se utilizan actualmente para el recocido de flejes de cobre y de aleaciones de cobre. Cuando se dispone de varias de dichas líneas puede procederse al recocido rápido de una diversidad de gamas de espesor, lo que ofrece también gran flexibilidad del programa de producción y permite una más rápida entrega del fleje acabado.

Las líneas continuas de recocido de flejes incluyen carreteles desenrolladores, una ribeteadora para unir el principio de un fleje con el final del precedente, un desengrasador para eliminar los lubricantes del laminado, torres en espiral para el almacenamiento del metal, un horno vertical de siete pisos de altura que contiene una zona de calentamiento, una zona de enfriamiento de atmósfera controlada y un tanque de enfriamiento del agua. Después de esto siguen tanques de limpieza con ácido, un depósito para enjuagar con agua, un horno de secado y un carrete para enrollar el metal.

La unidad de desengrase elimina de la superficie del metal, antes de que entre al horno, los lubricantes de la laminación, de tal modo que al momento del recocido se presenta una superficie limpia y uniforme. El metal pasa sobre un gran rodillo grande ubicado en la parte superior del horno y no tiene contacto alguno con nada en el interior mientras está siendo calentado.

Pasa entonces por debajo de otro rodillo grande ubicado en la base del tanque de agua enfriadora. Esta disposición evita toda posibilidad de daño en la superficie del metal caliente, lo que era común en los hornos horizontales anteriores de recocido de flejes.

Después de la limpieza con ácido, del enjuagado y secado, la superficie se recubre generalmente con una solución detergente o con un aceite ligero exento de azufre, a fin de protegerla durante la manipulación en tránsito.

Puesto que cada pie de un rollo está expuesto a la misma temperatura durante el mismo espacio de tiempo cuando pasa a través de los hornos para recocer alambres, de uno a otro extremo el tamaño del grano es uniforme.

D) CORTADO EN TIRAS, CORTE Y NIVELACION

Después de la laminación final, el metal se corta al ancho definitivo.

El cortado en tiras lo efectúan discos giratorios vueltos, montados en árboles giratorios. Estos conjuntos de cuchillas se encajan cuando el metal pasa entre ellas y lo cortan en una multiplicidad de anchos.

Ocasionalmente se requieren operaciones de elaboración que siguen al corte final. El corte de discos de una banda es una de tales operaciones. El corte de cuadrados o de rectángulos se realiza generalmente a lo largo. El metal primero se aplasta y después se corta a lo largo en una sierra pendular. Cuando se requieren piezas circulares, se cortan a troquel en una prensa.

Los círculos se emplean para la fabricación de artículos de metal embutido, por ejemplo, utensilios de cocina. Los troqueles para monedas, los modelos para cartuchos y para balas y las cubetas se producen en prensas similares a partir de flejes.

La laminación de los cantos es otro proceso que puede seguir al corte final. La laminación de los cantos puede producir cantos cuadrados de laminación, cantos redondeados, esquinas redondeadas o cantos de laminación totalmente redondeados.

Para algunas aplicaciones se estipulan tolerancias sumamente estrictas en la planeidad de la superficie. Para alcanzar este objetivo, se utilizan máquinas de aplanar por estiraje continuo. Estas cadenas de fabricación están también muy bien preparadas para eliminar algunos defectos de laminación, tales como crestas de hondas y depresiones e incluso pequeñas curvaturas. Para anchos de hasta 300 mm puede utilizarse una máquina compacta como la que aparece en la figura 16. Consta de cilindros de sujeción que aumentan la tensión y aplanadores de cilindros múltiples. Puede mantenerse un alargamiento del fleje de un máximo del 3%, lo que es suficiente para un mejoramiento importante de la planeidad.

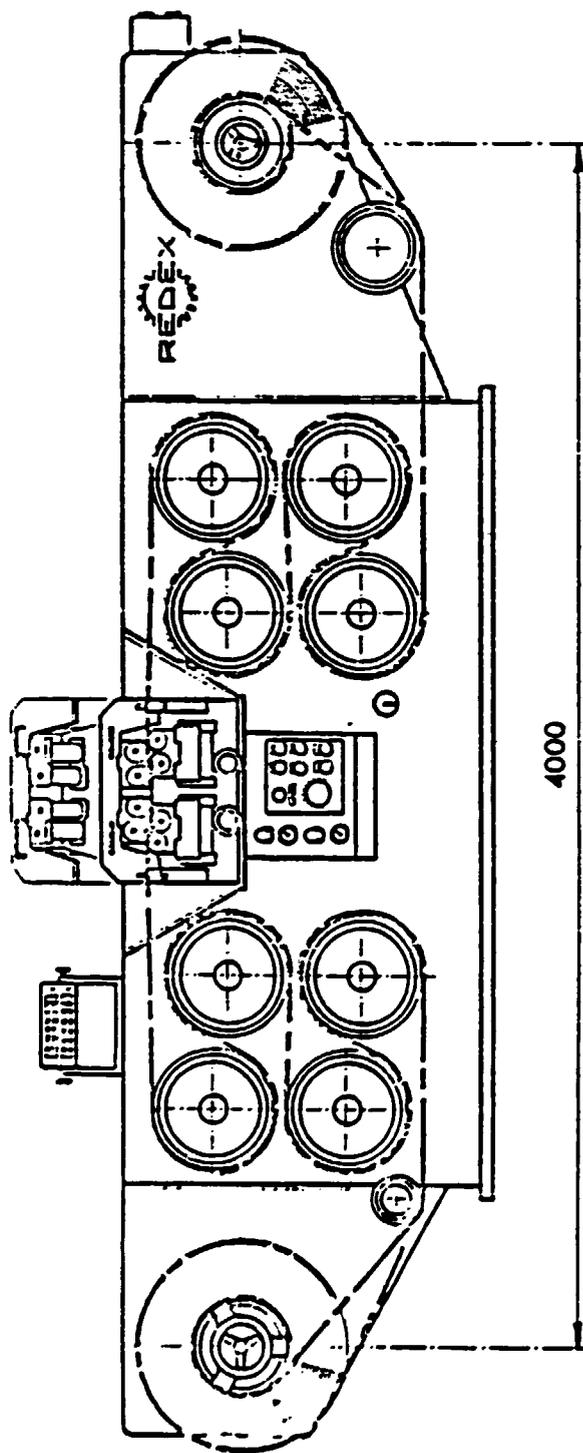


Figura 16. Máquina de aplanar flejes por tracción

III. FABRICACION DE TUBOS, VARILLAS Y ALAMBRES DE COBRE Y ALEACIONES DE COBRE

A) FUNDICION

La ruta tecnológica de estos productos se inicia casi siempre con la fundición de tochos.

Generalmente se utilizan moldeadores semicontinuos o continuos DC verticales. El funcionamiento de estas máquinas se describió detalladamente en el capítulo anterior.

La fundición de hierro para estirar y de barras y tubos de gran tamaño puede realizarse en máquinas de colada continua horizontal, equipadas con un molde de grafito de la forma que se desee. Las características de estas líneas son las mismas descritas en el caso de los moldeadores de flejes. Después de la colada horizontal, la superficie de los productos tiene que ser fresada. El hierro colado para estirar alambre se lamina en frío, se procede a su recocido y entonces se estira a los diferentes tamaños. Para el colado de este hierro para estirar alambre, -como se dijo en el Capítulo 2- se utiliza generalmente fundidoras de conducto ascendente Outokumpu.

Las varillas y tubos de colada horizontal se utilizan para la fabricación de cojinetes, casquillos de cojinete, cojinetes de polea, arandelas, etc. de los tamaños toscos de colada y fresado, y para fines de estampado en caliente.

La colada continua de hierro para estirar alambre, de barras y de tubos simplifica enormemente la ruta tecnológica. Es un proceso muy flexible en cuanto a las aleaciones y los tamaños. Las máquinas son relativamente baratas, de fácil mantenimiento y requieren poca construcción. La producción puede ser diversificada fácilmente mediante el añadido de nuevas líneas.

Cabe destacar que cualquier máquina equipada debidamente puede hacer coladas de hierro para estirar alambre, de barras o de tubos, utilizando los moldes y las herramientas del caso. El proceso se caracteriza por los bajos costos de material y energía. Es mucho más adecuado para los pequeños productores y las instalaciones manufactureras que recién se inician.

El único inconveniente es que la colada de tubos o barras tiene una estructura de grano muy grueso y, en consecuencia, no se prestan para operaciones de estirado; además, la gama de tamaños de los productos está limitada por los parámetros de la colada.

B) EXTRUSION

La extremidad del molde o de los tochos de colada semicontinua tiene que ser aserrada para lograr un producto final de buena calidad. Los tochos se cortan a las longitudes apropiadas para la prensa de extrusión.

Antes de la extrusión, el metal tiene que ser precalentado a la temperatura conveniente, según el tipo de aleación. Esta es una operación muy delicada que influye enormemente no sólo en la fuerza de presión, la velocidad y otros parámetros de las prensas, sino incluso en la calidad del producto. Los precalentadores de gas o de inducción tienen ambos amplia aplicación, pero en muchos casos una combinación de los sistemas de inducción y de gas ofrece los mejores resultados: temperatura homogénea de los tochos a lo largo de toda su sección transversal, elevada velocidad de calentamiento, lo que permite gran capacidad, y formación de sólo una capa muy delgada de óxido en la superficie.

Para la extrusión de los revestimientos de las barras y de los tubos generalmente se aplican prensas hidráulicas horizontales de aceite o agua, con una potencia que oscila normalmente entre las 1.000 y las 3.500 toneladas.

Los tubos pueden ser perforados en la prensa de extrusión misma si a esta se le monta un perforador interior. Los perforadores tienen generalmente una fuerza de hasta 600 toneladas. Respecto de la concentricidad de los tubos, pueden obtenerse muy buenos resultados utilizando tochos pretaladrados. Este método es óptimo solamente si la prensa no es adecuada para una perforación de buena calidad, teniendo en cuenta el mayor consumo de metal y las operaciones adicionales de taladrado.

En los últimos años ha comenzado a difundirse intensivamente el nuevo método denominado de presión "indirecta". Este nuevo método, que aparece en la figura 21 b), tiene varias características destacadas. Debido a la menor fricción, la fuerza de presión (energía) se reduce entre un 15 y un 20%, las velocidades aumentan entre un 7 y un 10%, pueden lograrse economías de metal y el desgaste del contenedor y de sus piezas es inferior en comparación con las prensas directas tradicionales.

En varias plantas, las prensas directas existentes han sido transformadas en prensas indirectas.

En la etapa actual de la técnica, las prensas indirectas son menos adecuadas para la extrusión de tubos y perfiles complicados. Para lograr una buena calidad del producto, los tochos se extruyen generalmente con corteza. Es un hecho conocido que la superficie de los tochos contiene muchas impurezas. Para evitar la penetración de estas impurezas en las extrusiones, durante la prensadura se forma una corteza delgada que recoge la mayoría de estas partículas. La corteza se desecha una vez terminada la extrusión.

En algunos casos, para la producción de tubos más pequeños, se utilizan prensas verticales aplicando fuerzas del orden de las 1.000 toneladas y utilizando secciones perforadas o sólidas.

Después del prensado se procede al decapaje de las extrusiones con ácido sulfúrico diluido, se cortan los extremos y, en el caso de productos preparados, se cortan a la longitud que se desea, se alisan, empaican y despachan.

C) TREFILADO

Otra parte de las extrusiones se aguzan y trefilan en diferentes bancos de trefilado. Algunas aleaciones, por ejemplo, los latones, necesitan recocidos intermedios después de cada operación de trefilado.

Los recocidos se llevan a cabo en hornos de recocer de solera sobre rodillos o, en el caso de los alambres y los tubos enrollados, en hornos de recocido campaniformes. En el capítulo anterior se ha descrito detalladamente este equipo.

Después del recocido intermedio o del final, tiene que procederse al decapaje del producto en ácido sulfúrico diluido y después ser lavado.

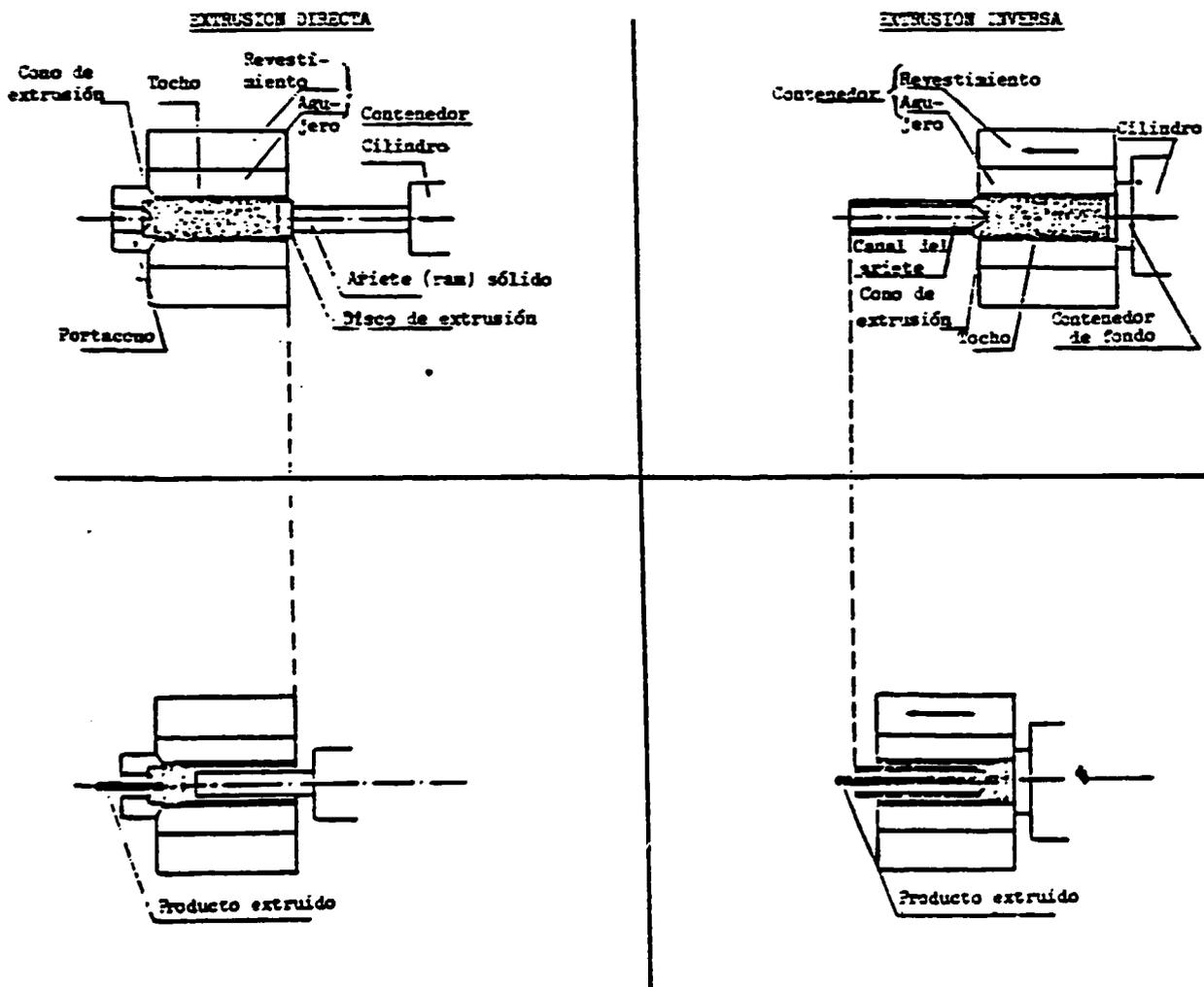


Figura 17. Métodos de extrusión directa e indirecta

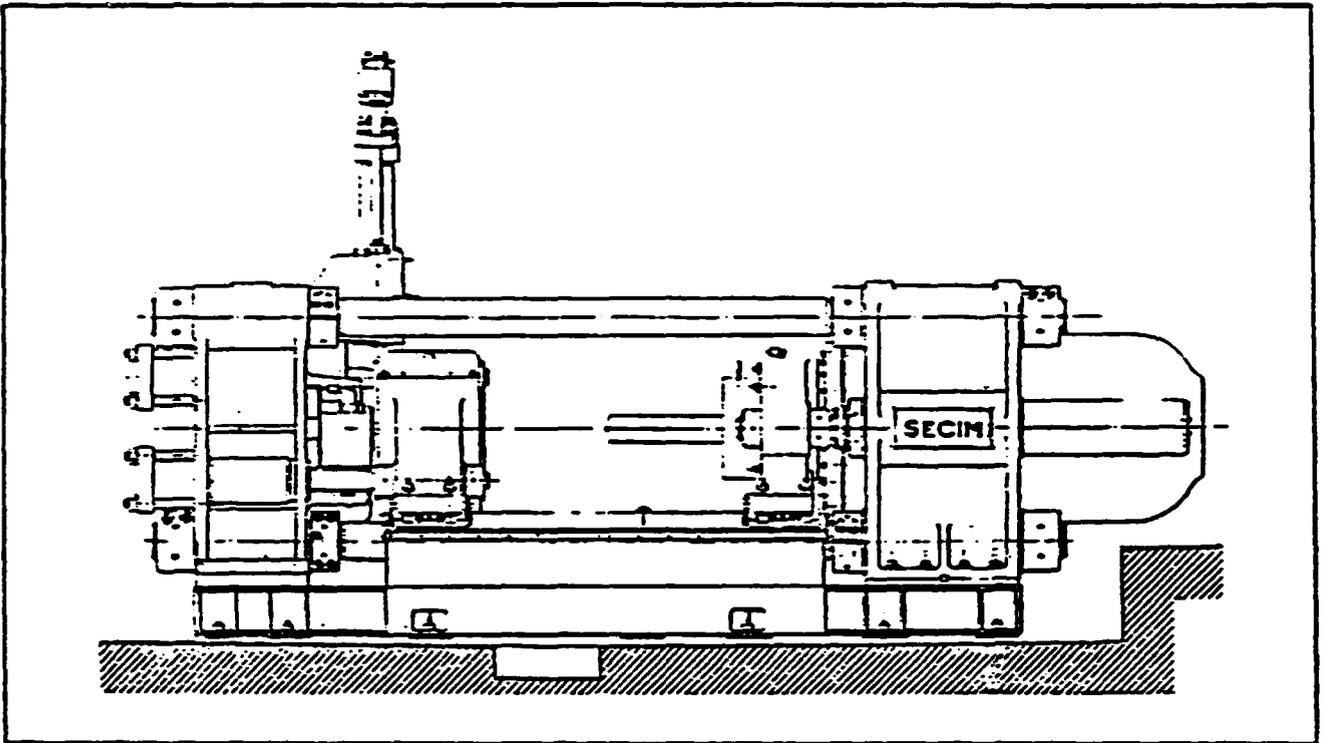


Figura 18/a. Dibujo esquemático de una prensa de extrusión directa

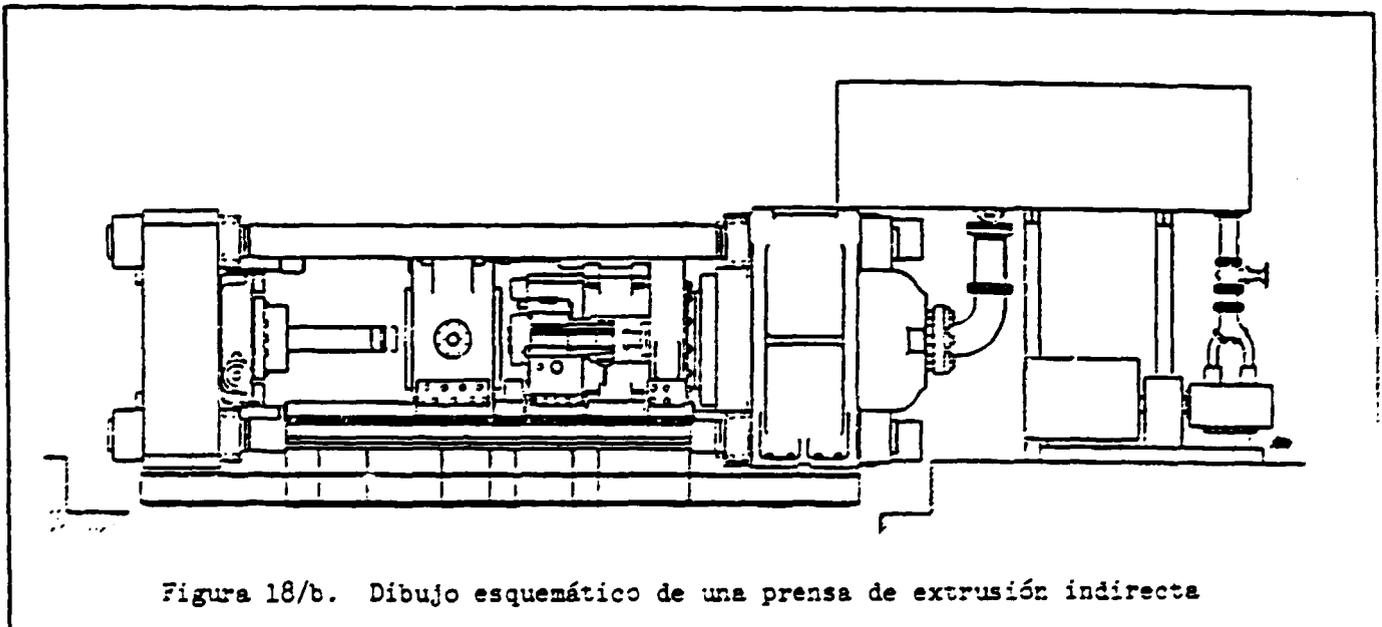


Figura 18/b. Dibujo esquemático de una prensa de extrusión indirecta

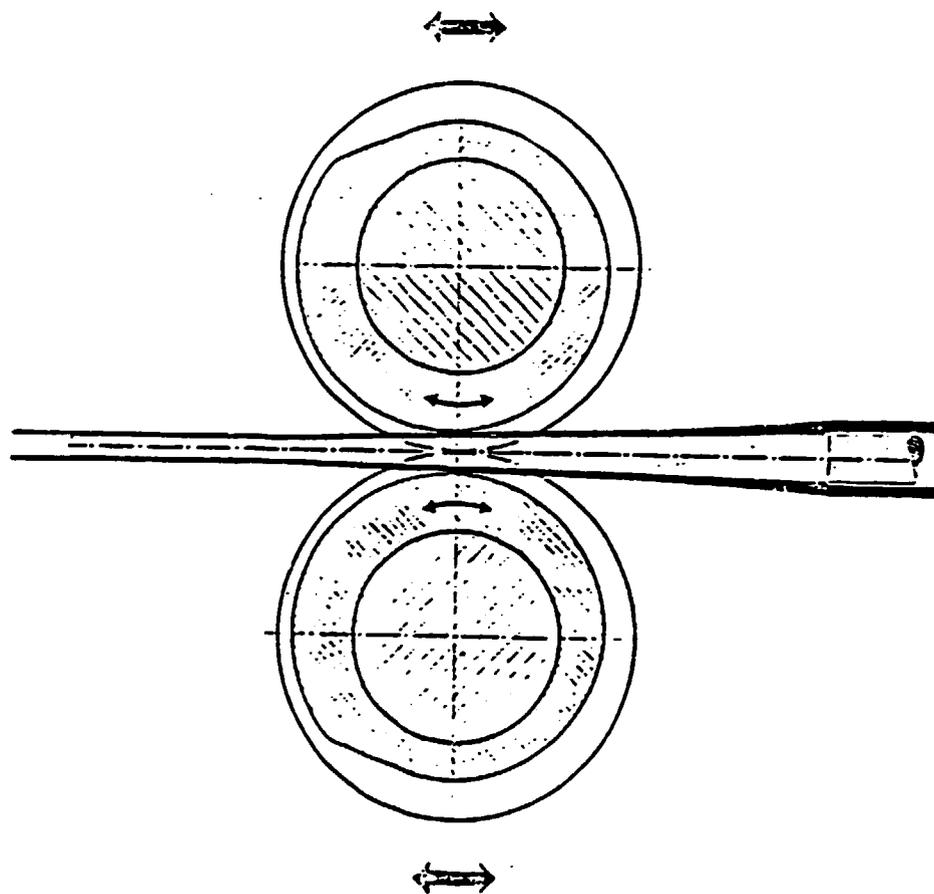


Figura 19. Dibujo esquemático de un laminador a paso de peregrino

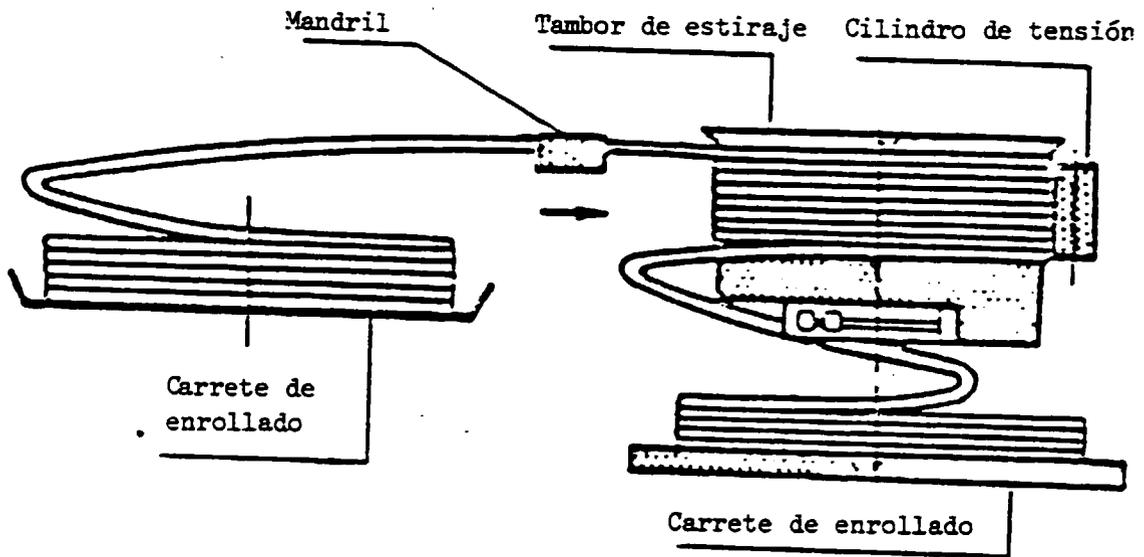


Figura 20. Dibujo esquemático de un tambor para enrollar

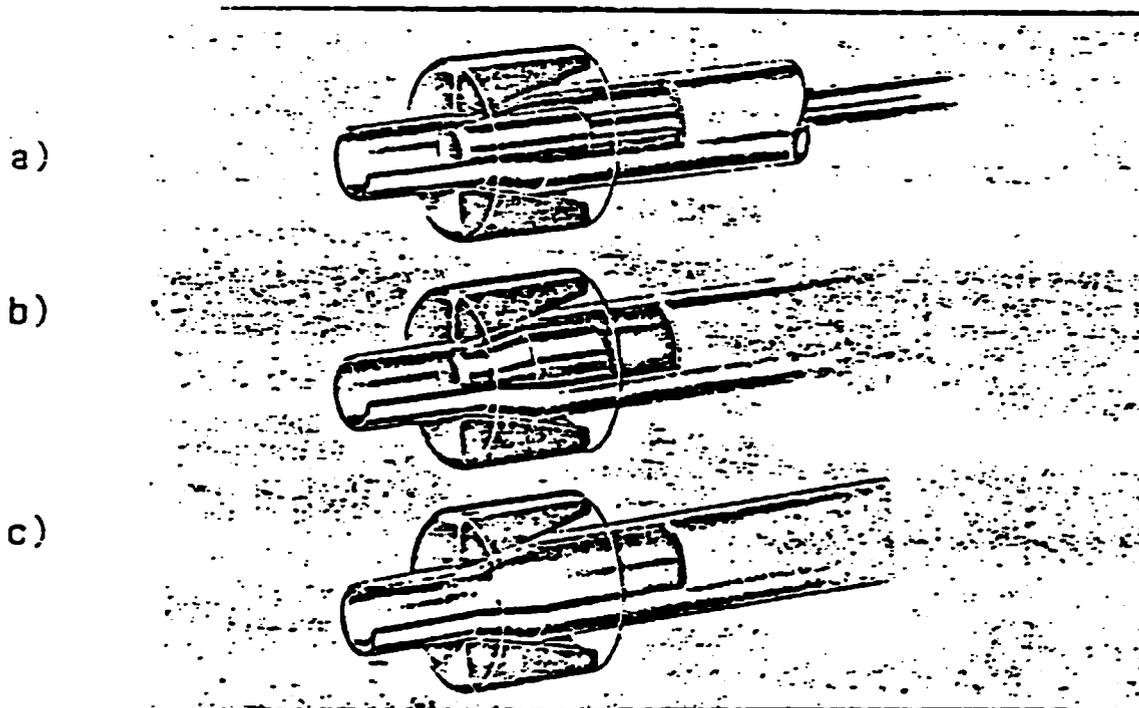


Figura 21. Métodos de trefilado de tubos

- a) trefilado de tubo con mandril cilíndrico
- b) trefilado de tubo con mandril flotante
- c) trefilado de tubo sin mandril

Los tubos de latón y de otras aleaciones de cobre se trefilan generalmente en bancos de trefilado tradicionales, no en forma de rollos. Algunos bancos permiten el trefilado de hasta tres tubos paralelos al mismo tiempo.

Las varillas se presionan para transformarlas en longitudes mayores y se enrollan después de dejar la mesa de salida de la prensa. Hay varios tipos diferentes de equipo para el trefilado de esta clase de producto, pero el más difundido son las líneas combinadas Schumag que permiten el trefilado, alisado, pulido, aserrado y embalado continuo de varillas de tamaños y secciones transversales diferentes.

D. FABRICACION DE TUBOS DE COBRE

El cobre tiene mucho mayor ductilidad que sus aleaciones y, por consiguiente, la producción de tubos de cobre se aparta de la ruta tecnológica antes mencionada.

En la prensa de extrusión el revestimiento de un tubo de gran calibre se extruye eliminándose la oxidación de la superficie. Tales revestimientos se cortan en los extremos y se transportan directamente al laminador a paso de peregrino. Este es un laminador especial con rotación alternativa de los cilindros.

Permite laminar tubos de cobre largos, de gran precisión y buena calidad, aplicando grandes reducciones. Los tubos se enrollan después de la mencionada laminación a paso de peregrino.

Los tubos de cobre que pesan hasta 250 kilos se estiran en varias pasadas sin recocido intermedio en los bloques de hilatura aplicando "mandriles flotantes". Dentro del tubo se colocan lubricante y un mandril de trefilado y se hace un aguzamiento en un buril de empuje (push-pointer). El tubo aguzado se empuja a través de la matriz y se trefila. Los tubos de menos de 5 milímetros de diámetro exterior y 0,5 milímetros de grosor de la pared se trefilan. En cada pasada se consigue un 35% de reducción. La reducción total es del 99% sin recocido intermedio.

La última operación de trefilado se realiza en un banco de trefilado continuo combinado, que mejora la forma del tubo, lo corta a las longitudes deseadas y, tratándose de tubos frigorígenos, forma rollos del tamaño encargado. El recocido de los tubos se realiza en hornos de recocido en blanco de solera sobre rodillos o en hornos discontinuos.

En los últimos años se ha dado comienzo a la producción de tubos de cobre por soldadura de flejes. Utilizando la soldadura por inducción de alta frecuencia de flejes laminados y cortados en tiras, en combinación con líneas de trefilado y acabado de bloques de filatura con recocido intermedio por inducción, la producción puede realizarse de forma más continua y producirse tubos hasta un total de 5.000 kg por rollo.

TREFILADO DE ALAMBRE

Básicamente el trefilado de alambres no difiere demasiado de la producción de varillas. La única diferencia es que se emplean generalmente máquinas continuas de trefilado de alambre con recocedores en blanco por inducción incorporados.

Los alambres para fines especiales se aplanan en laminadoras pequeñas.

IV. OTRAS TECNOLOGIAS

Las coladas y estampado en caliente de diversas aleaciones de cobre -latones, bronce- tiene gran utilización en el transporte y la ingeniería sanitaria, eléctrica y mecánica.

Estos artículos los producen en su mayor parte empresas pequeñas especializadas y raras veces fábricas de productos semiacabados no ferrosos. La extensión de este estudio no permite explicar detalladamente las diversas tecnologías de colada y estampado en caliente, de tal modo que se mencionarán únicamente unas pocas tendencias importantes. Al mismo tiempo, cabe destacar que en el último decenio no se han visto en este campo cambios profundos.

La materia prima para estos productos es en su mayor parte chatarra recolectada y comprada fuera de la fábrica y reciclada parcialmente en el curso del proceso de producción. Si bien las prescripciones para las composiciones químicas de las aleaciones de colada no son tan estrictas como aquellas para el producto forjado, reviste gran importancia prestar especial atención y cuidado a la selección y recolección, manipulación y almacenamiento separado de las aleaciones diferentes para evitar que se mezclen.

Existe una tendencia mundial que muestra la intensificación del reciclado de chatarra.

En 1980, los Estados Unidos, el mayor proveedor de cobre del mundo, obtuvo hasta el 46,6% de su producción de cobre a partir de chatarras. En la mayoría de los países industriales la relación de la producción a partir de chatarras ha aumentado también entre 1970 y 1980; y del total de 34,8% en 1970, éste aumentó al 38,8% el año 1980. Es evidente que el consumo de energía ha influido también en esta tendencia; este consumo, que es de 13.500 kWh/t para la producción a partir de minerales, para la producción a partir de chatarras es tan bajo como de 1.700 kWh.

La utilización de chatarras y de otros materiales de desecho que contienen cobre ayuda a economizar minerales de cobre; al mismo tiempo, tiene como consecuencia una disminución apreciable de la contaminación ambiental producida, por ejemplo, por el desprendimiento de azufre en el aire, y disminuye el problema del almacenamiento contaminante.

Se emplean diversos procesos de colada, tales como:

- colada en arena,
- colada a presión,
- colada en moldeo en cáscara,
- moldeo por inyección,
- colada centrífuga.

Tratándose de todos estos procesos, la chatarra de aleación de cobre se funde en hornos de combustóleo, caldeados con gas o eléctricos de 100 a 2.000 kg de capacidad. La composición de la fundición se controla mediante métodos rápidos de laboratorio y, si es necesario, se procede a ajustarla. Después de eso, el metal se cuela por el método tecnológico seleccionado según el tamaño, la forma, las exigencias de calidad, el tamaño de las series, etc.

En el último decenio, cada vez un mayor número de productores utilizó para la fabricación de tubos portadores la colada horizontal en vez de la

centrífuga. La colada horizontal tiene limitaciones de tamaño y de aleación, pero es mucho más adecuada para la producción en masa ofreciendo mejores tolerancias, homogeneidad, menor consumo de metal y de energía y otras ventajas.

El estampado en caliente es un método muy productivo para la producción en masa de diferentes piezas mecánicas y artefactos sanitarios. Como antes se ha dicho, en las fábricas modernas estos productos se hacen de varillas de colada continua de diferentes tamaños que se cortan a la longitud deseada.

El estampado en caliente, al igual que los métodos de colada a presión y el moldeo por inyección, son económicamente viables sólo tratándose de piezas encargadas en grandes cantidades, debido al proceso de estampado que lleva mucho tiempo y es caro. Como resultado de las relativamente altas inversiones de capital que se requieren -en comparación con el equipo de la colada en arena- estas instalaciones de producción son mayormente viables en el caso de pedidos que superen las 1.000 toneladas por año.

Cabe señalar que el taller de estampado debe ser parte integrante de una planta bien equipada y competitiva de colada a presión, moldeo por inyección o estampado en caliente.