



REMETALICA

REVISTA DEL DEPARTAMENTO DE METALURGIA

UNIVERSIDAD DE SANTIAGO DE CHILE - FACULTAD DE INGENIERÍA

OCTUBRE 1983

SANTIAGO-CHILE

Nº 5



Fibra Optica:
Una Revolución
en las Telecomunicaciones

En las últimas décadas la Metalurgia Adaptiva ha ido ampliándose cada vez más debido principalmente a que sus fundamentos teóricos son válidos no sólo para metales y aleaciones, sino que también para una variedad de materiales.

En diversas universidades de países desarrollados, los Departamentos de Ingeniería Metalúrgica en la mayoría de los casos, han pasado a ser los núcleos en torno a los cuales se han desarrollado los Departamentos de Ciencia de los Materiales. De esa manera, ha quedado claramente en evidencia que el metalurgista adaptivo en la actualidad, tiene que razonar en términos técnicos, con los criterios y herramientas de la Ciencia de los Materiales, para enfrentar y atacar los problemas que se le presenten.

Muchas decisiones técnicas en la actualidad dependen sustancialmente de elegir opciones entre diversos materiales, por cuanto la nueva tecnología de materiales ha sobrepasado la frontera de aquellos que son sólo metálicos. Un arquitecto por ejemplo, deberá elegir el material para la techumbre de una vivienda, entre planchas metálicas, tejas de naturaleza cerámica, plásticos, o bien materiales de la familia de los asbestos.

La competencia entre substitutos metálicos no deja de preocuparnos. Por otro lado, materiales nuevos como las fibras ópticas compiten hoy seriamente con los metales. Para muchos revestimientos de hornos, la variedad de materiales alternativos es enorme.

Estos son sólo algunos de los múltiples ejemplos de situaciones reales en las que se requiere un sólido conocimiento de la Ciencia de los Materiales. Debemos tomar conciencia que el conocimiento de la Ciencia de los Materiales es una necesidad en nuestro desarrollo y en la necesidad de lograr ciertos grados de independencia tecnológica.

En la Facultad de Ingeniería USACH ha sido el Departamento de Ingeniería Metalúrgica el que ha tomado a su cargo la responsabilidad de la docencia de servicio en Ciencia de los Materiales, a otros Departamentos de la Facultad. Por tal motivo, estimamos que es oportuno que REMETALLICA oriente en esta ocasión su enfoque hacia esa importante rama de la Ciencia.

En el presente número el lector tendrá ocasión de leer interesantes artículos sobre materiales tan diversos como fibras ópticas, materiales nucleares, escorias, refractarios, y desde luego, metales.

Como siempre, queda tendida nuestra invitación a la comunidad metalúrgica y de ramos afines, a participar activamente en REMETALLICA con artículos técnicos de interés amplio dentro de la ingeniería y la tecnología.

La metalurgia en la energía nuclear



Dr. Ing. Fernando Puchi T. y
Ing. C. Metalúrgico Hernán Contreras P.

INTRODUCCION

Eno de los avances más trascendentales en el presente siglo, es el uso y desarrollo de la energía nuclear. Gracias al uso de los radioisótopos utilizados como trazadores, es posible mejorar los procesos extractivos en la minería, determinar o medir caudales en hidrología, ubicar fugas en tuberías subterráneas, etc. En la medicina es posible diagnosticar diversas enfermedades, por ejemplo, detectar tumores, quistes y otras lesiones de los órganos corporales.

Gracias a las irradiaciones, se puede aumentar el período de conservación de alimentos e inhibir el brote en varios tipos de tubérculos. También es posible mejorar variedades de plantas mediante mutaciones genéticas.

Pero, de todas las aplicaciones, la más relevante es la producción de energía nucleoelectrónica, pues puede ser la alternativa de solución a los problemas energéticos. Es así como en un lapso de 25 años; considerados desde 1955 en que aparece la primera central con 5MW (e), se construyen alrededor de 300 centrales nucleares de potencia, que hoy están en plena explotación que representan alrededor del 90/o de la generación global de energía eléctrica. Además están actualmente en construcción otras 300 centrales adicionales. En Bélgica, Suecia y Francia el 300/o de la energía eléctrica proviene de centrales nucleares.

A partir de 1973, los programas nucleares se aceleraron en los países desarrollados, y esto

es comprensible, considerando que un aumento del precio del combustible fósil al doble, tiene un impacto de 650/o sobre el kWh, mientras que igual aumento en el precio del uranio influye sólo en un 100/o en el valor del kWh.).

En cuanto a la eliminación de desechos, las centrales que queman combustibles ordinarios como carbón, petróleo o gas, descargan en la atmósfera productos de combustión. Una central alimentada con carbón, de 350 MW (e), expulsa diariamente alrededor de 75 ton. de SO_2 , 16 ton. de NO_2 y 5 ton. de hollín.²

El quemado de combustible nuclear origina unos pocos kilogramos al día de sustancias radiactivas, llamadas productos de fisión, quedando éstos dentro de los elementos combustibles herméticamente cerrados.

REACCION NUCLEAR

En el proceso de generación de energía nuclear, la materia de la cual se extrae energía, sufre alteraciones en su núcleo atómico. En la fisión nuclear, un neutrón es absorbido por un núcleo pesado, transformándose en un núcleo compuesto y en estado excitado, de energía interna elevada, que se escinde en dos núcleos más ligeros, denominados fragmentos de fisión. Como resultado de esta fisión se liberan 2,5 neutrones en promedio y radiación gamma instantánea. Este exceso de neutrones posibilitan la reacción en cadena.

Esquemáticamente se representa del siguiente modo:

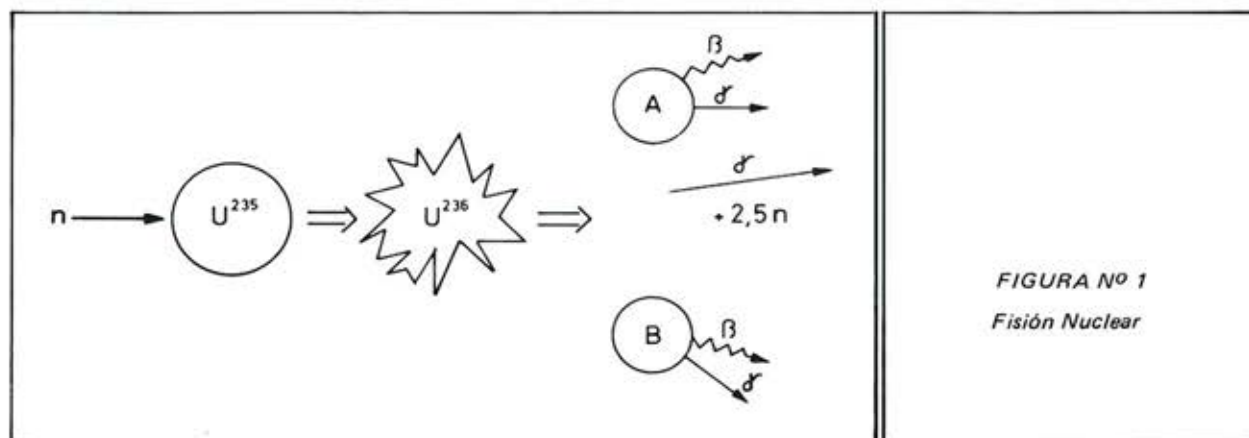


FIGURA Nº 1
Fisión Nuclear

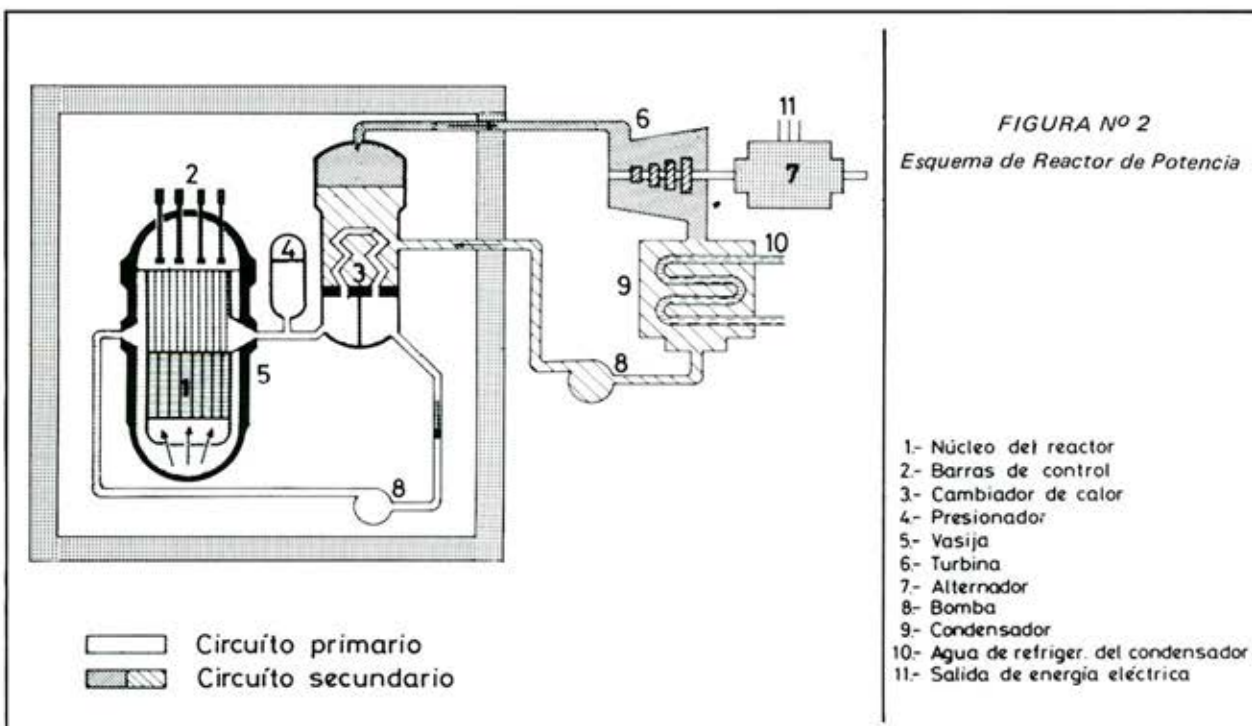
Aproximadamente el 80% de la energía liberada en la fisión, corresponde a energía cinética de los fragmentos de fisión, que se transforma inmediatamente en calor.³ Parte del 20% restante, corresponde a radiación gamma instantánea, otra parte, a energía cinética de los neutrones liberados y la mayor parte del resto de la energía corresponde a la energía de partículas beta y rayos gamma emitidos por los productos de fisión.

Como resultado de la reacción anterior, se libera energía equivalente a 200 MeV. Es interesante comparar esta cifra con la energía producida por la combustión de un átomo de carbono, que corresponde a 4 eV. Comparando lo anterior para iguales masas, se concluye que el rendimiento del uranio es $2,5 \cdot 10^6$ veces superior al del carbono.

to de refrigeración secundario. El vapor generado en este circuito, hace funcionar la turbina y ésta a un generador de electricidad.

Para una central de potencia de 320 MW (e) se tiene la siguiente situación:

Potencia térmica del reactor: 1100 W térmico
Potencia neta de la central: 320 W (e)
Combustible: 45 toneladas de UO_2 natural
Presión del sistema primario: 115 atmósferas
Refrigerante y moderador: agua pesada
Caudal de refrigeración: 20.000 t/h
Temperatura del agua a la salida: 306° C
Elevación de temperatura: 34° C
Inventario de agua pesada: 70 toneladas



Existen tres núcleos con estabilidad suficiente como para ser almacenados durante largo tiempo, y que pueden ser utilizados en el proceso de fisión con neutrones térmicos: U-233, U-235 y Pu-239. De éstos, sólo se encuentra en la Naturaleza el U-235. Existen otras especies aptas de fisionarse con neutrones térmicos, pero son fuertemente radiactivas y se desintegran tan rápidamente, que no tienen utilidad práctica para obtener energía nuclear.

REACTOR NUCLEAR

Un reactor nuclear de potencia puede esquematizarse de la siguiente forma:

El calor generado en el núcleo por la reacción de fisión, es extraído por el refrigerante y entregado en el intercambiador de calor a un circui-

Existen muchas alternativas posibles para algunos componentes de los reactores. Así, por ejemplo, el combustible puede ser uranio natural o enriquecido; las vainas que contienen el combustible puede ser aleaciones de circonio, acero inoxidable, aluminio o magnesio; el moderador puede ser agua pesada, grafito o agua ligera; el refrigerante puede ser agua pesada, agua liviana, metales líquidos y gases.

Ya se indicó anteriormente, que sólo el U-235 se encuentra en la Naturaleza. Para extraer energía de la fisión de estos núcleos debe someterse el uranio a una serie de etapas, cuyo conjunto se define como el Ciclo del Combustible Uranio.

CICLO COMBUSTIBLE DEL URANIO

Se puede definir, como el conjunto de procesos al cual se somete el uranio, con el objeto de utilizarlo como fuente de energía. Este conjunto de procesos comienza con la prospección del uranio en la Naturaleza y finaliza con el confinamiento de los desechos en la Naturaleza.

El Ciclo Combustible comprende las siguientes etapas principales:

- Exploración
- Extracción del mineral de la mina
- Extracción del uranio desde el mineral y concentración
- Purificación
- Conversión
- Enriquecimiento isotópico
- Fabricación de elementos combustibles
- Quemado del combustible
- Reprocesamiento del material quemado
- Evacuación de desechos

1. EXPLORACION

En la exploración de minerales de uranio se utilizan técnicas aeroespectrométricas, geológicas-radiométricas terrestre y geoquímicas. Mediante estas técnicas utilizadas a diversos niveles se han logrado ubicar yacimientos cuyos recursos mundiales razonablemente asegurados alcanzan aproximadamente a 5×10^6 toneladas de uranio.

Estos recursos señalados, permiten abastecer con holgura los programas nucleares basados en la fisión de U-235 con neutrones térmicos hasta el año 2000. Las principales reservas se encuentran en USA, Australia, Sudáfrica y Canadá. A la fecha la producción mundial anual alcanza a las 50.000 toneladas de uranio.

Actualmente yacimientos económicos de uranio explotan leyes superiores a 0,10%/o, pero en algunos países se explotan por razones políticas yacimientos con leyes que varían entre 0,05 y 0,10%/o.

2. EXTRACCION Y CONCENTRACION:

El tratamiento dado al mineral consta de las operaciones siguientes:

- Chancado y molienda
- Lixiviación
- Separación sólido-líquido
- Concentración (intercambio iónico, extracción por solventes).
- Precipitación

En esta etapa se concentra el uranio desde 0,1%/o hasta 80%/o. Existen muchas formas de realizar este tratamiento. A continuación se esquematiza una de ellas.

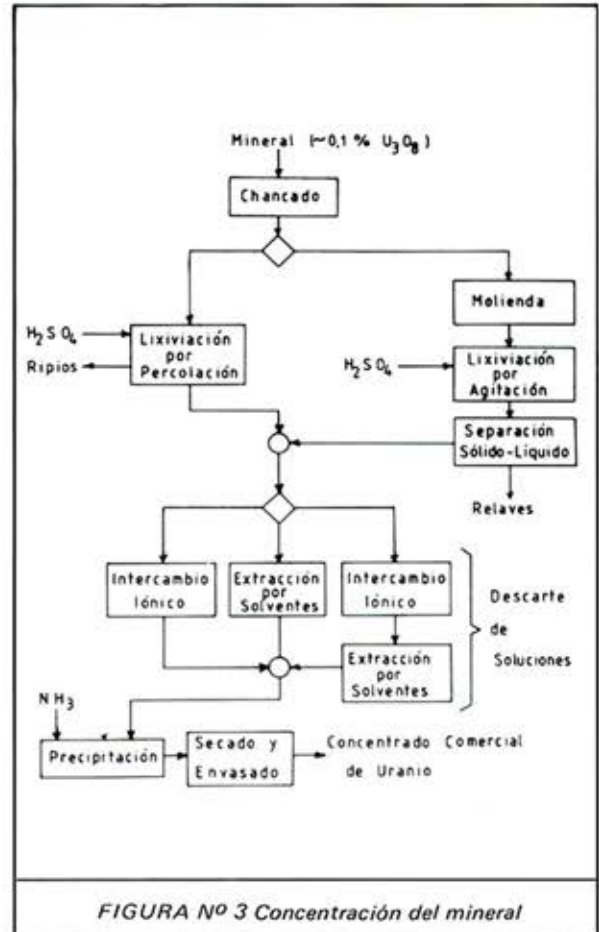


FIGURA Nº 3 Concentración del mineral

Al existir uranio en un mineral, existirán también los radionuclidos que aparecen por desintegración radiactiva. Es decir, además del U-238 (emisor α) existirán Th-234 (emisor β, γ), Pa-234 (emisor β, γ), Ra-226 (α, γ) Rn-222 (α), Po-218 (α), etc. Prácticamente toda la radiación medida en un mineral sin tratamiento es radiación gamma, ya que las radiaciones α y β no será medible desde su exterior por autoabsorción en la muestra. Si se separa y concentra el uranio desde el mineral, el resto de los elementos de la cadena radiactiva irán en las colas.⁶ Esto significa que la eliminación de los relaves debe efectuarse con controles radiométricos rigurosos.

3. PURIFICACION:

Este proceso consiste en eliminar las impurezas que tienen la propiedad de absorber neutrones térmicos, ya que su presencia en exceso es perjudicial para el buen funcionamiento del reactor nuclear.

La purificación se realiza mediante extracción por solvente con tributil-fosfato en medio ácido y es reextractado con agua destilada. Comúnmente, para lograr un buen rendimiento, se requieren más de 6 etapas de contacto.

Finaliza esta etapa, con la precipitación del

diuranato de amonio al adicionar NH_3 o NH_4OH forma controlada a la solución, o bien mediante la cristalización de nitrato de uranilo, $\text{UO}_2(\text{NO}_3)_2 \cdot 6 \text{H}_2\text{O}$.

4. CONVERSION:

Los procesos involucrados en esta etapa del ciclo combustible, comprenden la transformación

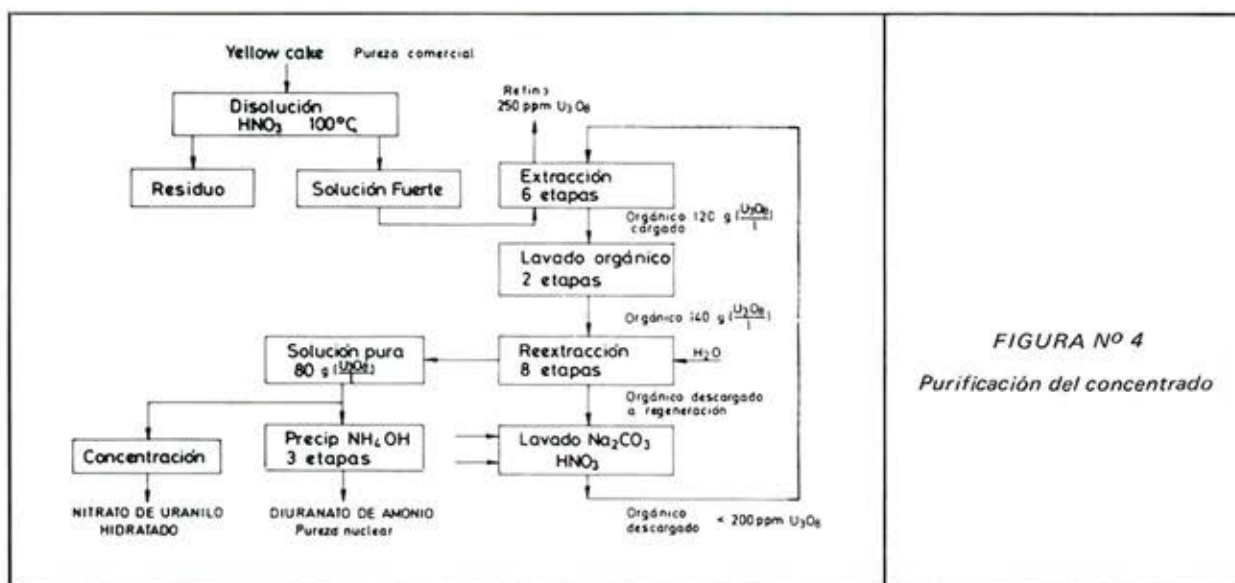


FIGURA Nº 4

Purificación del concentrado

En esta etapa del proceso, el producto debe alcanzar niveles tan bajos como los indicados en la siguiente Tabla:⁸

B	0,2	ppm	Cu	10	ppm
Cd	0,2	ppm	Mn	5	ppm
Dy	0,1	ppm	Si	20	ppm
Gd	0,05	ppm	V	30	ppm
Ag	1	ppm	Fe	35	ppm
Mo	1	ppm	Th	50	ppm
Cr	10	ppm	Ni	15	ppm

del concentrado purificado en diferentes productos, según la necesidad.

El primer paso de la conversión es la calcinación que se realiza a una temperatura entre 300 y 400° C para producir UO_3 o entre 700-900° C para obtener U_3O_8 . A continuación se reduce el UO_3 a UO_2 a una temperatura entre 600°C - 800°C en atmósfera de hidrógeno.

Como se indica en el diagrama el paso posterior a la reducción, es la fluoruración del dióxido de uranio, realizado con ácido fluorhídrico anhidro.

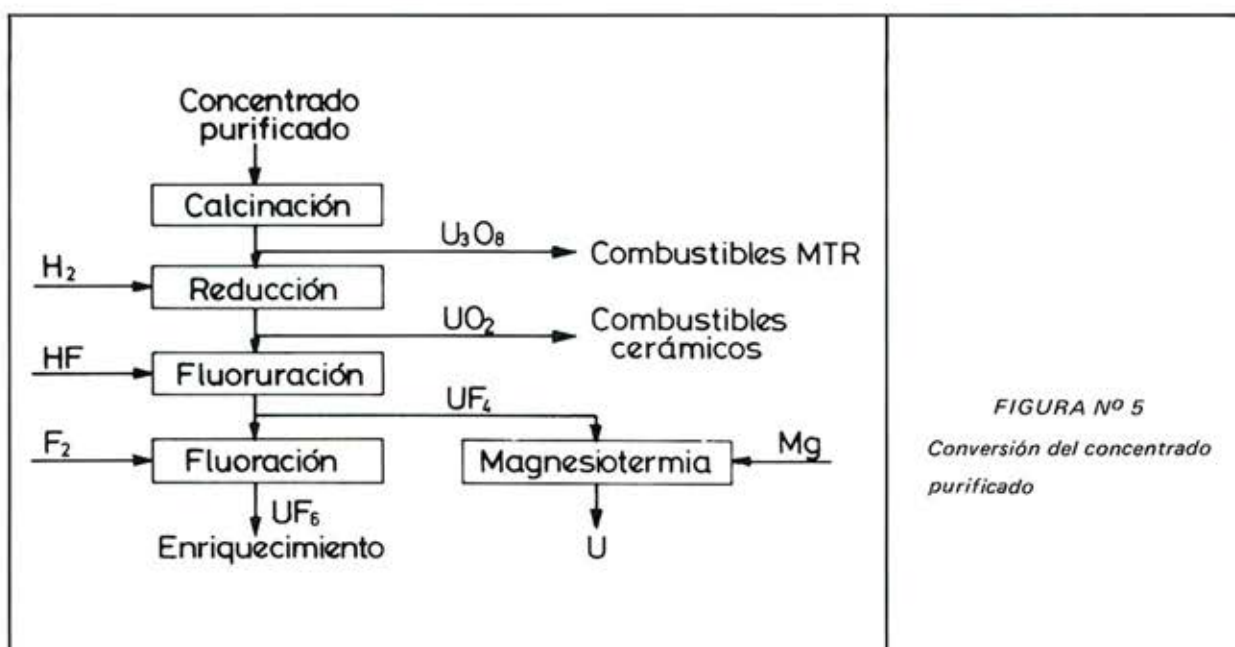


FIGURA Nº 5

Conversión del concentrado purificado

El UF_4 obtenido en la fluoruración tiene dos caminos a seguir; el primero es la fluoración destinada a obtener el gas UF_6 , con el cual es posible enriquecer isotópicamente el uranio, en el isótopo fisionable 235. El segundo camino, es realizar una reducción de UF_4 con magnesio para obtener uranio metálico.

Estos procesos se realizan mayoritariamente en hornos rotatorios o bien en lecho fluidizado. Por las características altamente corrosivas del ácido fluorhídrico se utilizan materiales especiales como monel e inconel.

5. ENRIQUECIMIENTO:

En el uranio natural, el isótopo fisionable, U-235, tiene una concentración de 0,71%. Es comprensible entonces, el interés de aumentar el contenido de dicho isótopo a valores mayores, según la necesidad. Por ejemplo el reactor de un submarino nuclear contiene cerca del 100% de U-235 y en una central nuclear puede alcanzar-se valores entre 2 a 3% de U-235.

Para aumentar la concentración de U-235, se utiliza principalmente el método de difusión de UF_6 a través de membranas porosas.

Por los bajos rendimientos de este proceso, se requieren altos consumos energéticos, lo que involucra costos muy elevados, que lo restringe a muy pocos países.

El gas UF_6 enriquecido es tratado con vapor de agua, amoníaco y carbonato obteniéndose finalmente óxidos de uranio.

6. FABRICACION DE ELEMENTOS COMBUSTIBLES:

Para fabricar un elemento combustible en base a UO_2 , es necesario darle forma física adecuada al UO_2 en polvo. Para ello, se somete el UO_2 a un prensado de 4 a 6 (t/cm²) y posteriormente a sinterizado en atmósfera de hidrógeno a 1700°C. Con este proceso se alcanzan densidades de alrededor del 95% de la teórica del UO_2 . Como se produce una ligera variación de las dimensiones, se procede a un rectificado de la pastilla resultante.

Uno de los principales inconvenientes del empleo del UO_2 como combustible está relacionado con su baja conductividad térmica. Esto se compensa en parte, con el elevado punto de fusión (2800°C). Sin embargo, la baja conductividad implica el empleo de elementos combustibles de pequeño diámetro.

Las pastillas de UO_2 rectificadas, son introducidas en tubos de circalloy, que es una aleación en base a circonio.

Debe existir un ajuste de precisión entre pastilla y vaina para asegurar una buena transferencia de calor. Esto se mejora, introduciendo una atmósfera de helio en el tubo. El tubo es soldado en ambos extremos, proceso que es muy importante, pues los productos de fisión deben estar siempre aislados del refrigerante.

El circonio como material estructural satisface los requerimientos de resistencia a la corrosión, baja sección de absorción neutrónica, resistencia mecánica y alto punto de fusión. Debe recordarse que el refrigerante está a temperaturas superiores a 300°C y a presión.

La metalurgia del circonio presenta dificultades especiales, debido a que es un material anisotrópico.



FIGURA Nº 6 Fabricación de elemento combustible

A continuación se muestra lo que constituye el núcleo de una central de potencia de 320 MW (e), ya citada anteriormente.

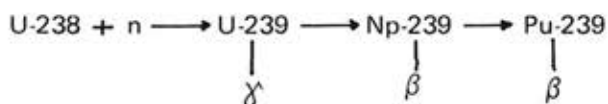
— Combustible	UO_2 natural
— Densidad	10,4 g/cm ³
— Diámetro de pastilla	10,7 mm
— Longitud de pastilla	12,0 mm
— Vaina	circalloy-4

— Diámetro exterior vaina	11,9 mm
— Espesor	0,5 mm
— Elemento combustible	Manejo de 37 barras con una barra central de sujeción.
— Número de elementos	253 (50.000 m de tubos de circalloy)
— Longitud activa de un elemento combustible	525 cm
— Peso total del combustible	45.000 Kg UO ₂ (3.600.000 pastillas)

7. QUEMADO DEL COMBUSTIBLE

En esta etapa se genera energía como efecto de la reacción de fisión del U-235. La temperatura puede aumentar de modo continuo. En un reactor, la potencia máxima de funcionamiento está limitada por alguna temperatura del sistema. Este límite puede ser para mantener la estabilidad de fase de los elementos combustibles, del refrigerante o moderador, por las tolerancias de tensiones térmicas en ciertas partes del sistema o por la influencia de la temperatura sobre la corrosión.

Como resultado de las fisiones del uranio, se generan cerca de ochenta diferentes elementos, entre los cuales los más dañinos son el Xe-135 y Sm 149, pues son venenos neutrónicos.³ Además de la reacción de fisión de U-235, se produce la reacción de captura.



Con el objeto de recuperar el U-235 no fisionado y otros elementos de interés, se extrae el elemento combustible desde el núcleo y es sometido a reprocesamiento.

8. REPROCESAMIENTO Y EVACUACION DE DESECHOS:

El reprocesamiento consiste en la separación de los venenos que impiden continuar la reacción de fisión, del material fisiónable que no ha reaccionado más otros productos de interés. Este proceso contempla el enfriamiento y desenvainado del combustible, disolución en ácido, extracción por solventes e intercambio iónico. En este tratamiento de reprocesado se generan residuos líquidos, que por su intensa radiactividad, deben ser tratados en forma especial. Los residuos de alto nivel radioactivo son concentrados, transformados en sólidos y almacenados en lugares seleccionados. Los residuos de bajo nivel radioactivo son descargados en pozos secos de modo que el líquido se filtra lentamente por el suelo, fijándose los iones radiactivos por intercambio iónico.

Durante la disolución en ácido se liberan algunos residuos gaseosos radiactivos, como por ejemplo, yodo, kriptón xenón. Estos residuos

radiactivos gaseosos son atrapados en filtros especiales.

CONCLUSIONES

La mayor parte de los materiales que intervienen en un reactor nuclear son aleaciones y materiales cerámicos. Este es el motivo por el cual la metalurgia tiene un importantísimo papel en la tecnología de reactores. Como consecuencia de la fisión que se produce en el núcleo, se liberan muchas partículas y radiaciones que interactúan con los sólidos cristalinos.

Algunas radiaciones son capaces de desplazar los átomos de sus posiciones normales en la red, pudiendo con ello variar las dimensiones de los materiales y las propiedades de ellos. En otros casos se puede alterar la composición de los líquidos empleados, tales como refrigerantes o moderadores y en otros casos puede modificarse la composición de los materiales. Por estos motivos, es importante conocer el efecto que tienen sobre los materiales las diversas radiaciones, con el objeto de estimar la vida útil de éstos dentro de un reactor.

Los problemas de corrosión en el circuito refrigerante son extremadamente graves a causa de las altas temperaturas y presiones que existen. La existencia de esfuerzos, tensiones y otros defectos de fabricación de las aleaciones, así como la presencia de inclusiones pueden favorecer la corrosión e impedir usar confiablemente los resultados obtenidos en otros lugares.

Como se mostró anteriormente, los procesos de preparación mecánica, lixiviación, intercambio iónico, extracción por solvente, procesos pirometalúrgicos como también los procesos de la metalurgia adaptiva, ayudan a que la Humanidad disponga de esta fuente de energía.

Referencias

1. MIR, J., *El desarrollo de la energía nuclear. Seminario Internacional Aspectos Técnicos y Legales de Salvaguardias*, Santiago, 1982.
2. ENERGIA NUCLEAR, *una necesidad para el desarrollo*. Comisión Nacional de Energía Atómica de Argentina, 1979.
3. GLASSTONE, S., SESONSKE, A., *Ingeniería de Reactores Nucleares*, Editorial Reverte S.A., Barcelona (1968) p 17, 300.
4. SERRANO, M., *Comisión Chilena de Energía Nuclear, Comunicación Personal*.
5. GARCIA HUIDOBRO, G., *Comisión Chilena de Energía Nuclear, Comunicación Personal*.
6. SUAREZ, J., *Nucleotécnica (Chile)*, 1, 1981, (19).
7. VILLOUTA, H., OROZCO, R., *Comisión Chilena de Energía Nuclear, Comunicación Personal*.
8. ENERGIA NUCLEAR, España, (117), 1979, p. 10.
9. RODRIGUEZ, M., L., MARTINEZ, P., F., *Materiales Nucleares, Servicio de Publicaciones de la J.E.N.*, (1971), p. 541.

Refractarios empleados en hornos de arco modernos



Dr. Ing. Nelson Santander M.
Director del Depto. de Metalurgia
USACH.

1.- INTRODUCCION

En un artículo anterior* se analizaron los tipos de refractarios usados en un grupo importante de hornos eléctricos: los hornos de inducción. Prosiguiendo la línea que inspiró ese trabajo, se pretende estudiar aquí los refractarios usados en otra familia interesante de hornos eléctricos: los hornos de arco; sin embargo, dado que existe una prolífera literatura sobre este tema, en el caso de los hornos clásicos, el autor ha preferido dar un carácter más novedoso al tema, orientando el estudio hacia los hornos más modernos usados en acerías al arco.

El año pasado se cumplieron ocho décadas desde que Paul Héroult desarrolló la idea de un horno eléctrico de arco. Desde aquel entonces hasta hoy, el diseño original ha experimentado enormes transformaciones y, en particular, los acelerados cambios de tecnologías de los últimos años han traído consigo un aumento considerable en el tamaño de los hornos y en la cantidad de energía entregada a ellos, lo que a su vez, ha impuesto condiciones cada vez más exigentes en cuanto a las temperaturas máximas de trabajo y velocidades mayores de calentamiento y enfriamiento. Obviamente que los refractaristas han debido afrontar todas estas nuevas exigencias con diseños muy optimizados y con productos refractarios cada vez más sofisticados.

Un simple vistazo a la tendencia mundial en aceleración, según los procesos en uso, tal como se aprecia en la FIGURA 1, permite fácilmente darse cuenta cómo el horno eléctrico de arco cobra cada vez más y más importancia como corazón de una acería moderna, no sólo para fabricar aceros especiales sino que también para producir aceros corrientes con velocidades superiores a las 100 t/h.

En Chile, existen en operación alrededor de 25 hornos eléctricos de arco para aceros, siendo todos ellos de diseño clásico y de capacidades modestas, tal como se aprecia en el cuadro 1. Por ello, y con el objeto de hacer más novedoso el pre-

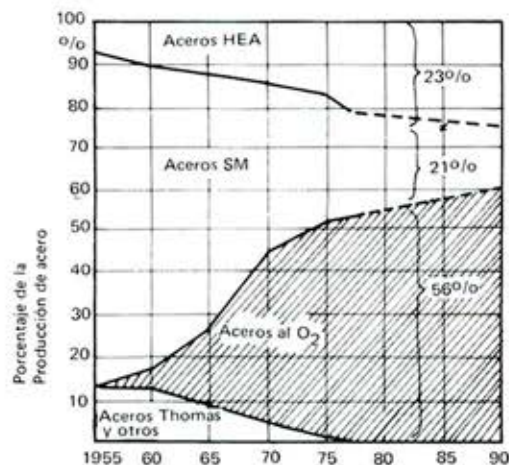


FIGURA 1:

Tendencia Mundial en aceración según procesos.

sente trabajo, el autor ha tenido como propósito del presente artículo, analizar las mamposerías refractarias empleadas en los hornos eléctricos de arco modernos de alta productividad conocidos como UHP (Ultra High Power), ya que particularmente en la Universidad debemos trabajar con criterio futurista, adelantándonos al desarrollo tecnológico actual existente en el país.

2.- ASPECTOS TEORICOS

A diferencia de los hornos de inducción comentados anteriormente, en los hornos eléctricos de arco, la transformación de la energía eléctrica en calor se efectúa a través de un arco eléctrico, y parcialmente por resistencia. El arco mismo se define como una región en la cual existe materia en el estado de plasma, y a través de la cual ocurre el transporte de corriente entre el electrodo de grafito y el acero.

* REMETALLICA Nº 3, pág. 3 - 11.

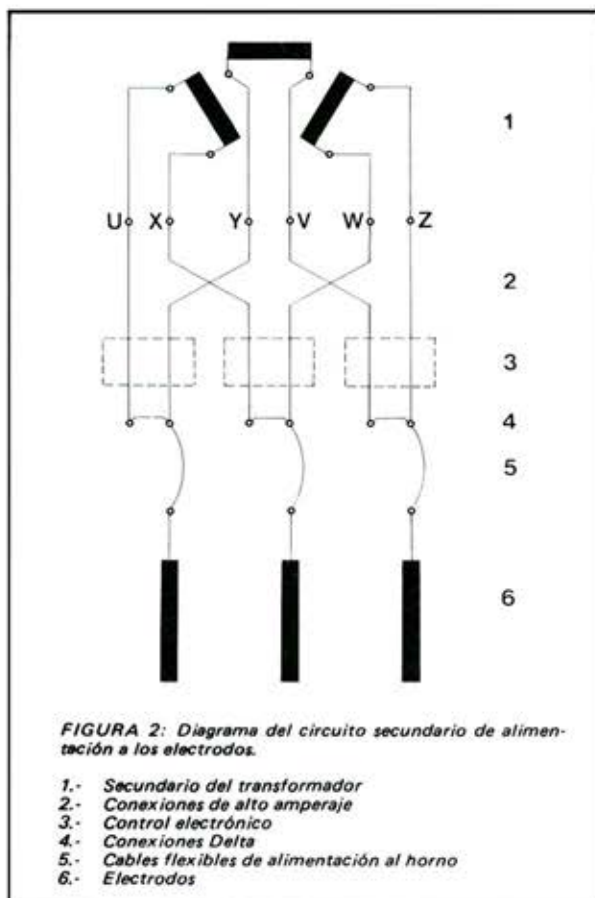
CUADRO 1

**Catastro de hornos eléctricos de arco
en nuestro país**

EMPRESA	UNIDADES	CAPACIDADES
INDAC Rengo	1	12
FAMAE	3	10-6-6*
INDAC Santiago	1	10
Aceros Chile	1	6
AZA	1	6
Cruz	1	6
Elecmetal	3	6
Maest. Div. El Tte.	3	6
Maest. San Bdo.	2	6
INDESA	2	5
CAP-ROMERAL	1	5
SIMA	3	5-4-3*
Maest. Chuqui	3	2,5-1,5-0,5

* Estos hornos operan con proceso ácido.

La FIGURA 2 ilustra las conexiones del circuito secundario correspondiente a un transformador eléctrico que alimenta un horno eléctrico de arco. En este caso, existe un sistema de control electrónico de los electrodos.



El diseño de horno eléctrico trifásico de arco directo sobre la carga, se aprovecha en la actualidad para procesar una gran variedad de materiales: metales, minerales, ferroaleaciones, carburo de calcio, aleaciones especiales, etc.; sin embargo, los principales productos que se procesan en estos tipos de hornos eléctricos, son los derivados del hierro y, en particular, los aceros. Por ello, lo que sigue, se referirá en especial al uso de refractarios en hornos eléctricos al arco para acerías modernas.

Conceptualmente hablando, el proceso de aceración consiste en la transformación pirometalúrgica de cualquier carga ferruginosa adecuada (chatarra de acero, hierro esponja, lingotillos de arrabio, etc.) en aceros corrientes, o bien en aceros especiales.

En la casi totalidad de los casos, el proceso actual de aceración se lleva a cabo en forma discontinua y comprende las etapas de:

- i) Carguo y fusión (con carguío intermedio)
- ii) Aceración propiamente tal
- iii) Vaciado y metalurgia de cuchara.

La primera etapa es esencialmente de carácter físico, y en ella las sollicitaciones a los refractarios predominantemente son de tipo térmico y mecánico. Algo similar ocurre durante el vaciado del horno. Para los propósitos del presente estudio, se omitirán los problemas originados en los refractarios de las cucharas, así como en recipientes anexos empleados para transvasije, homogeneizado con argón, u otros.

La práctica señala que es precisamente la segunda etapa la que impone las mayores sollicitaciones a las mamposterías de los hornos eléctricos de arco, tanto porque aquí se alcanzan las mayores sollicitaciones térmicas como también se manifiestan con la mayor energía las sollicitaciones químicas. En particular, la experiencia indica que en el proceso a doble escoria se desgastan mucho más los refractarios que en el proceso de simple escoria.

Desde el punto de vista metalúrgico, puede decirse que la aceración moderna al arco aprovecha en forma progresiva los mecanismos cinéticos de interacción metal-gas para acelerar el afino mediante la inyección de oxígeno gaseoso en el seno del líquido y, por otro lado, sigue aprovechando la interacción metal-escoria para favorecer reacciones como las de remoción del fósforo. En otras palabras, el proceso se lleva a cabo mediante un control cinético mixto. Algo similar se ha hecho desde hace ya varios años en las acerías Siemens-Martin (Open Hearth) donde se inyecta oxígeno gaseoso al baño mediante lanzas refrigeradas por agua.

Nos detendremos ahora un poco más en la etapa de afino. Aquí, la mampostería debe soportar el ataque de sistemas muy agresivos: el baño metálico, la escoria, los fundentes y la fase gaseosa.

Como el proceso de afino se fundamenta en la llamada técnica de oxidación y reducción,

los sistemas sujetos a altas temperaturas en el interior del horno, experimentan cambios de carácter químico durante cada ciclo de proceso batch.

En la primera etapa del afino debe crearse un ambiente fuertemente oxidante, con el objeto de oxidar selectivamente todas las impurezas oxidables que contenga la carga ferruginosa. Se genera así una gran cantidad de FeO , que es una sustancia tremendamente agresiva frente a los refractarios. Como en el proceso básico usual el fundente convencional es caliza, adquieren especial importancia los equilibrios que aparecen en el sistema ternario FeO-CaO-SiO_2 mostrado en la FIGURA 3.

En las temperaturas usuales en aceración moderna, del orden de 1700°C , puede observarse que las isotermas superiores a esa temperatura sólo cubren una estrecha región en las vecindades del óxido de calcio puro y de los silicatos di- y tricálcico (dejando de lado la región de 2 líquidos, en el vértice de la sílice). La wustita no sólo tiene una baja fusión, sino que tiene una gran agresividad debido a su fluidez, su basicidad, y su reactividad. Las escorias formadas son de tan bajo rango de fusión, como se puede apreciar en la región olivínica del ternario, que constituyen verdaderos "purgantes" para los refractarios de los muros de los hornos, e incluso en los refractarios de la bóveda a los cuales se proyectan velozmente partículas líquidas, debido al efecto dinámico del lanceado con oxígeno. Un refractario rico en óxido cálcico constituiría, en principio, una relativa garantía de saturación y por ello de estabilidad.

Como los refractarios usualmente empleados son los magnesíticos, los dolomíticos, o mezclas magnesítico-dolomíticas, es muy necesario considerar, aunque sea brevemente, el equilibrio de fases involucrado en el sistema CaO-MgO-SiO_2 ilustrado en la FIGURA 4.

En este diagrama, las isotermas sobre 1700°C nos dan buenas garantías para refractarios ricos en CaO , y en refractarios dolomíticos. La magnesita aparenta ser más sensible al ataque por contaminaciones menores de sílice, pese a tener un punto de fusión más alto que el CaO cuando se comparan ambos óxidos en el estado puro. Los silicatos calciomagnesíticos son de baja fusión, y los líquidos que originan se diluyen fácilmente en una escoria fluida y en agitación como son las que aparecen en la práctica.

El mecanismo de acción de la escoria se basa en atacar las pequeñas lagunas de silicatos presentes en los refractarios, rompiendo así los enlaces que ligan a las partículas refractarias, y arrastrándolas mediante el efecto de lavado.

Este mismo diagrama puede aprovecharse para analizar también la interacción de los polvos de los fundentes calizos frente a los refractarios básicos. Queda en evidencia aquí el rol que juega la sílice residual del fundente en este tipo de interacción.

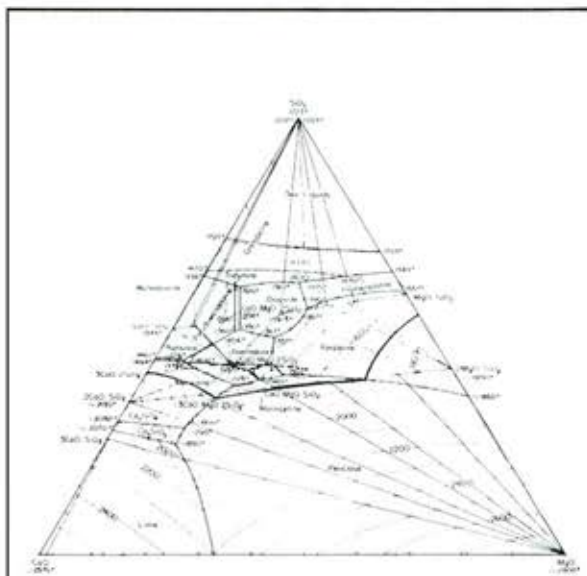


FIGURA 3: Sistema Ternario CaO-FeO-SiO_2 .

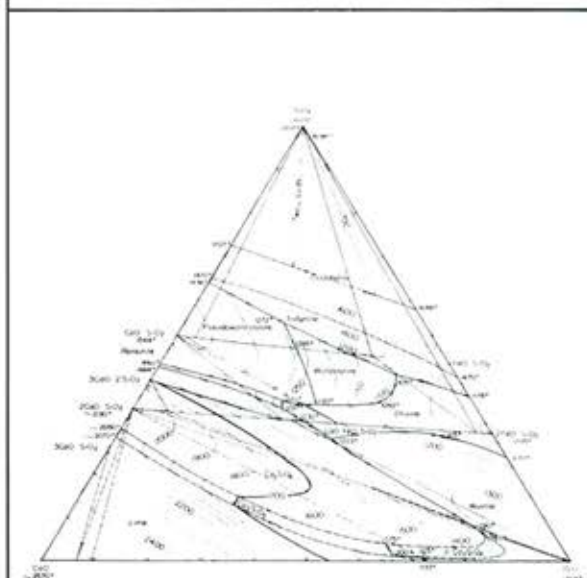


FIGURA 4: Sistema Ternario CaO-MgO-SiO_2 .

3.- ALBAÑILERÍAS REFRACTARIAS MODERNAS.

3.1. DISEÑOS

En lo fundamental, los hornos pueden estar diseñados para carguío por la puerta, o bien, para carguío por la tapa, siendo este último el método que se ha hecho convencional en la práctica moderna. Existen casos que debido a su operación de tipo continuo, tienen su carguío mediante un tol-

vín que descarga continuamente su contenido a través de una abertura diseñada en la tapa; tal es el caso, por ejemplo, del proceso Brusa de la firma Brown Boveri. Es conveniente señalar que la vida del refractario queda significativamente influenciada por el método de carguío, ya que es éste el que determina tanto el abuso mecánico al cargar así como el grado de exposición al choque térmico.

En los diseños modernos hay que tener presente varias modalidades que, de una u otra manera, afectan las albañilerías, los consumos de refractarios y las prácticas de mantención y reparación. Veamos, entonces, las modalidades más importantes.

- Muros refrigerados
- Vaciado por el fondo
- Carguío continuo
- Extractores de humos y de polvo
- Inyección de aditivos por soplado
- Lanceado con oxígeno
- Calentamiento suplementario con oxiquemadores.
- Control electrónico de los electrodos
- Operación computarizada
- Zonas con revestimientos tipo cerámico
- Agitadores magnéticos

Las dos primeras modalidades, por su relevancia en los modernos hornos de alta productividad (UHP), se verán con más detalle en párrafos posteriores.

3.1.1. TAPA: Lo convencional hasta aquí han seguido siendo las bóvedas autosoportantes con diseño de casquete esférico, o bien, con centro plano. Se ha estandarizado el tipo abovedado. Debido a las legislaciones sobre contaminación ambiental, los diseños modernos contemplan una salida para gases y humos a través de un agujero cercano al anillo externo de la bóveda. Tal es el caso ilustrado en la FIGURA 5.

Este esquema, tomado de los catálogos Brown Boveri, muestra una collera de hornos eléctricos de arco cuyas salidas de gases van a un sistema colector y luego a un limpiador común. En este diseño, además, se observa el carguío mediante tolvines que rematan en la tapa.

Los diseños modernos contemplan la refrigeración del 85% del techo, dejando refractarios sólo en la parte central de electrodos, zona esta última también muy solicitada, en especial las vecindades de las aberturas para los electrodos.

La FIGURA 6 muestra la práctica de enladrillado de bóveda clásica sugerida por la firma PH del Reino Unido. Se observa aquí una construcción circunferencial sobre la base de anillos de ladrillos estandarizados, rellenando con material a granel sólo las regiones vecinas a las aberturas. El problema de usar bóveda revestida solamente con ladrillos, es que se requiere perder dinero y tiempo en el proceso de cortar ladrillos para acomodarlos a la difícil geometría de una tapa con aberturas.

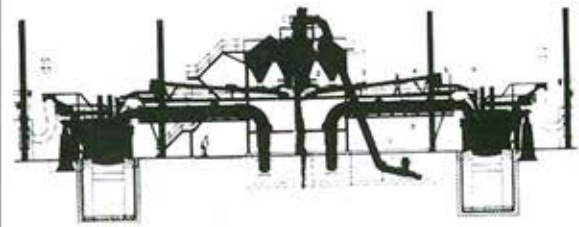


FIGURA 5: Hornos eléctricos con extractores de gases.

- | | |
|-------------------------|-----------------------------|
| 1.- Tolva de Fe esponja | 5.- Correa móvil |
| 2.- Chute vibratorio | 6.- Tolvin de carguío |
| 3.- Pesaje en correa | 7.- Alimentación automática |
| 4.- Correa fija | 8.- Extractor de humos |

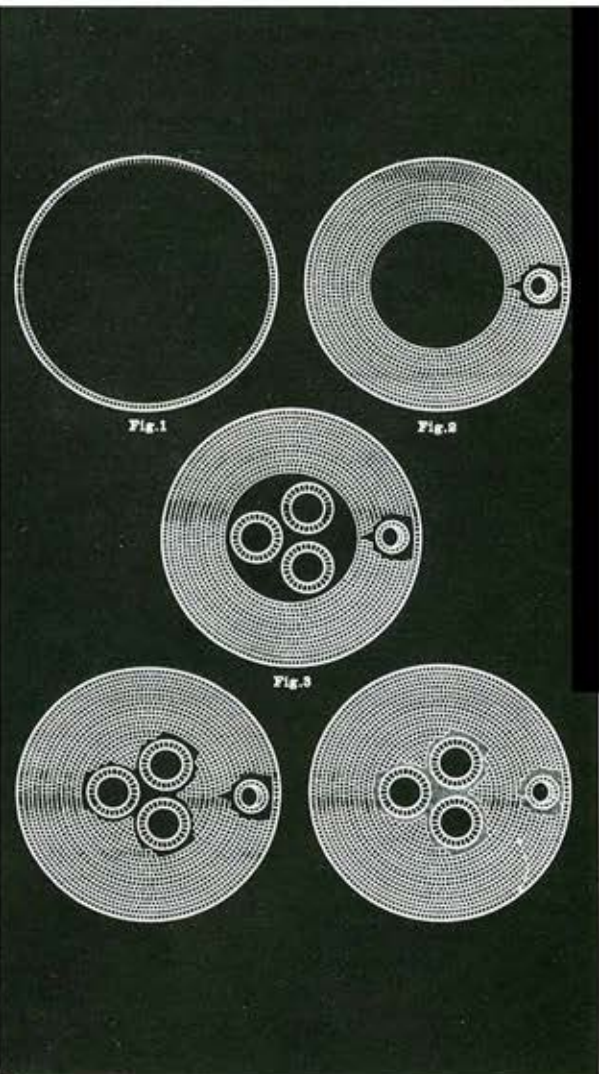


FIGURA 6: Enladrillado de bóvedas de hornos eléctricos de arco.

Por tal motivo es ya convencional emplear ladrillos normalizados y rellenando con plásticos refractarios las zonas de aberturas. Ya que la geometría tipo casquete debe acomodarse a dos curvaturas, se han estandarizado los llamados ladrillos EFR (Electric Furnace Roof) que, al ser arco-cuñas, permiten conformar casquetes esféricos sin dificultad.

En el caso de emplear ladrillos básicos en las bóvedas, es necesario construir un armazón que permite colgar los ladrillos con ganchos de acero, en forma similar a la tecnología de bóvedas colgantes en hornos rectangulares.

En lo que se refiere a calidades refractarias empleadas en las tapas, podemos decir que para los modernos hornos UHP ellas no son capaces de resistir si están hechas de sílice. Ni siquiera en los hornos de pequeña capacidad se han seguido usando tapas enladrilladas con SiO_2 . Chesters comenta que hace 10 años atrás el 90% de los hornos de gran diámetro estaban revestidos con alta alúmina (el 10% restante con SiO_2), y ya el 80% de los hornos de pequeño diámetro estaban revestidos con alta alúmina (el resto con sílice). Debe tenerse presente que los refractarios de alta alúmina hacen más pesadas las bóvedas.

Las bóvedas están sometidas a una mezcla de las siguientes solicitaciones principales:

- Térmicas (por radiación directa)
- Cambios bruscos de temperatura (al cargar)
- Compresión física (por ser autosoportante)
- Ataque químico (salpicadura de escoria y polvos)

Se ha detectado que el uso de chatarras de muy diversa calidad y composición puede provocar la aparición de diversos compuestos agresivos para la tapa. Estudios hechos usando bóvedas de bauxita, por ejemplo, indican que en la cara saliente se forma una costra, generándose hacia el interior del revestimiento una zona infiltrada de FeO con lo cual se forma el espinel de FeO (hercinita) que coexiste con los cristales de corindón en una matriz ligante de silicato (revisar el diagrama $\text{FeO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$).

El diseño de las mamposterías de bóvedas no contempla el uso de revestimientos de apoyo o de seguridad, debido principalmente al problema de peso y desgaste precoz.

3.1.2. MUROS: Hasta el año 1968, el 70 a 80% de los muros en los países desarrollados eran de dolomita, pero en los últimos tiempos esa práctica refractaria ha ido decayendo en favor de los ladrillos de magnesita-cromo y cromo-magnesita, pese al mayor precio de estas dos últimas variedades. Pero posiblemente una de las razones más poderosas es precisamente que el uso de UHP exige materiales de mayor calidad para minimizar los tiempos de reparaciones.

Los diseños modernos contemplan mamposterías balanceadas en sus espesores, según las siguientes recomendaciones:

- Muro superior, no mayor de 300 mm,
- Muro inferior, no mayor de 350 mm,
- Muro zona escoria, no mayor de 375 mm.

Un buen balanceo de la albañilería permite llegar a consumos tan bajos como 2 a 3,5 kg/t acero.

El empleo de revestimiento de apoyo sólo se recomienda en la región de escoria, por razones de seguridad.

En la cuba se han mostrado muy buenos los ladrillos de simulan sinter (magnesita-cromo) ligados químicamente, con chapa metálica externa e insertos (esto último mejora notablemente la resistencia al choque térmico).

Para la zona caliente en hornos UHP, se recomienda el empleo de ladrillos fabricados con granos de magnesita-cromo fundida con 11 a 18% Cr_2O_3 . Lo peculiar de los granos electrofundidos es que al tener muy baja porosidad, otorgan una alta resistencia química. Lo ideal es usar aquí ladrillos de magnesita-cromo electrofundidos.

Finalmente, viene la zona de escoria, donde se produce el mayor desgaste. La elección del refractario que se va a emplear dependerá en general de la práctica misma de aceración. Pueden usarse ladrillos de magnesita, o bien, ladrillos de cromo-magnesita sobre la base de cosinter (como materia prima), en caso de trabajar con aceros inoxidables. Lo principal en esta zona es una muy baja porosidad, una alta resistencia a la erosión y una alta resistencia a las escorias. Buen comportamiento han tenido aquí los ladrillos impregnados en alquitrán y los ladrillos de magnesita-cromo electrofundidos, teniendo cuidado con la absorción de cromo por parte del acero.

Un diseño novedoso que vale la pena comentar es la construcción de la cuba sobre la base de bloques de ladrillos, como se observa en la FIGURA 7.

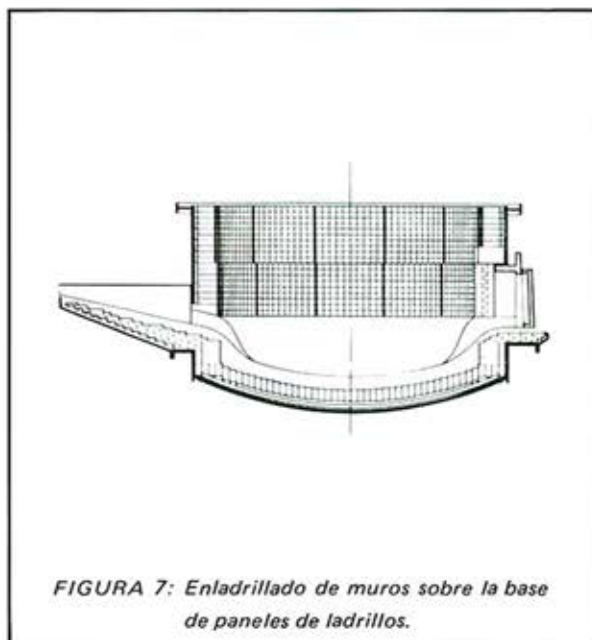


FIGURA 7: Enladrillado de muros sobre la base de paneles de ladrillos.

Este sistema tiene la ventaja de permitir armar sin dificultades, paneles de ladrillos de diferentes calidades, con una buena homogeneidad constructiva y con un montaje rápido. Como contrapartida, el empleo de bloques apisonados (y no prensados) se ha ido dejando de lado porque da lugar a piezas refractarias defectuosas.

3.1.3. PISO Y SANGRIA: Antes que nada conviene clasificar los pisos según diseños señalados en el Cuadro 2.

Cuadro 2

Clasificación de los Pisos de los Hornos Eléctricos de Arco



En primer lugar, debe comentarse que se ha observado un cambio desde pisos dolomíticos alquitranados a pisos magnesíticos. Es muy común la práctica de apisonar masas refractarias de granulometría tal que permitan una óptima densificación al comprimir, y que permitan un muy buen ligado cerámico al calentar, para resistir bien las sollicitaciones mecánicas propias del carguío. Es imperioso que no se formen grietas, ya que por allí es fácil el escurrimiento e infiltración del metal.

Durante la campaña del horno, puede hacerse un seguimiento del estado del piso chequeando la formación de puntos calientes, ya sea introduciendo termopares desde la base, o bien, con técnicas tales como el ultrasonido o la detección infrarroja.

El orificio de sangría puede tomar varios diseños, siendo lo convencional el relleno final con masas apisonables para dar la forma más perfecta posible a esta abertura por la cual escurrirá el metal al vaciar el horno.

3.1.4. PUERTA Y PIQUERA: Estos pueden considerarse como los órganos externos del horno. En la piqueta reinan condiciones de gran erosión física y de cambios muy bruscos de temperatura; por ello, el diseño refractario debe contemplar prioritariamente dar respuesta a esas sollicitaciones. Puede optarse por un revestimiento de trabajo hecho con apisonable de alta alúmina y un gran apoyo enladrillado con magnesita.

En cuanto a las puertas, dadas sus condiciones de operación, llevan el marco refrigerado por agua, su revestimiento interior de ladrillos tipo alta alú-

mina, y un revestimiento de apoyo enladrillado con magnesita.

3.2. USO DE LADRILLOS MAGNESITA-GRAFITO.

Por años se ha venido empleado en siderurgia el alquitrán, tanto en los revestimientos dolomíticos como en los magnesíticos. En años más recientes, ha cambiado la manera de emplear el alquitrán en los revestimientos y así se originaron los refractarios impregnados en alquitrán y los refractarios ligados con alquitrán. Una modificación tecnológica de estos últimos la constituyen los ladrillos de magnesita que, en su proceso de fabricación, mezclan los granos de magnesita con grafito, resultando de esa manera un refractario de mayor estabilidad que los ligados con alquitrán.

Esta variedad de refractarios se ha venido aplicando últimamente en los hornos eléctricos de arco. Las ventajas del uso de este tipo de ladrillos se fundamenta en las diferencias de sus mecanismos de desgaste. Al existir carbono grafito en la estructura misma de los ladrillos, la cara caliente queda impermeabilizada frente a la escoria por razones de modificación drástica del ángulo de contacto entre el material líquido y el sólido. Como el carbono a elevadas temperaturas se oxida con facilidad, se ha diseñado el uso de grafito cristalino como agente de aditivo a la mezcla magnesítica que va al prensado, para minimizar esa oxidación precoz.

Aunque se ha experimentado este tipo de ladrillos en las tapas, la principal aplicación se orienta hacia la zona caliente de la pared.

3.3. CUBAS METÁLICAS REFRIGERADAS.

Tal como puede observarse en la FIGURA 8, en los últimos años se han sustituido los refractarios de la parte alta de la cuba por paneles totalmente metálicos y refrigerados interiormente mediante circulación de agua. La zona refrigerada abarca cerca de un 80% de la superficie y su límite inferior se encuentra por sobre la línea de escoria. Dicha zona consiste de una serie de piezas fundidas de acero en las cuales van insertos serpentinas de refrigeración por agua. Estos paneles refrigerados van localizados a lo largo de todo el perímetro de la cuba, sobre la línea de escoria.

El origen de esta modificación al diseño clásico de cuba enladrillada, se debe al permanente esfuerzo de los siderurgistas por mejorar cada vez más y más la productividad de los hornos eléctricos de arco. La literatura da cifras de 7% de aumento de la productividad para un horno que se transformó de convencional a refrigerado en un tiempo récord de 10 días.

Debido al sistema de refrigeración, se forma una película protectora de escoria que, a su vez, reduce el consumo de agua y la pérdida de calor del horno. El agua caliente aquí producida puede usarse para calefacción, para duchas, etc.

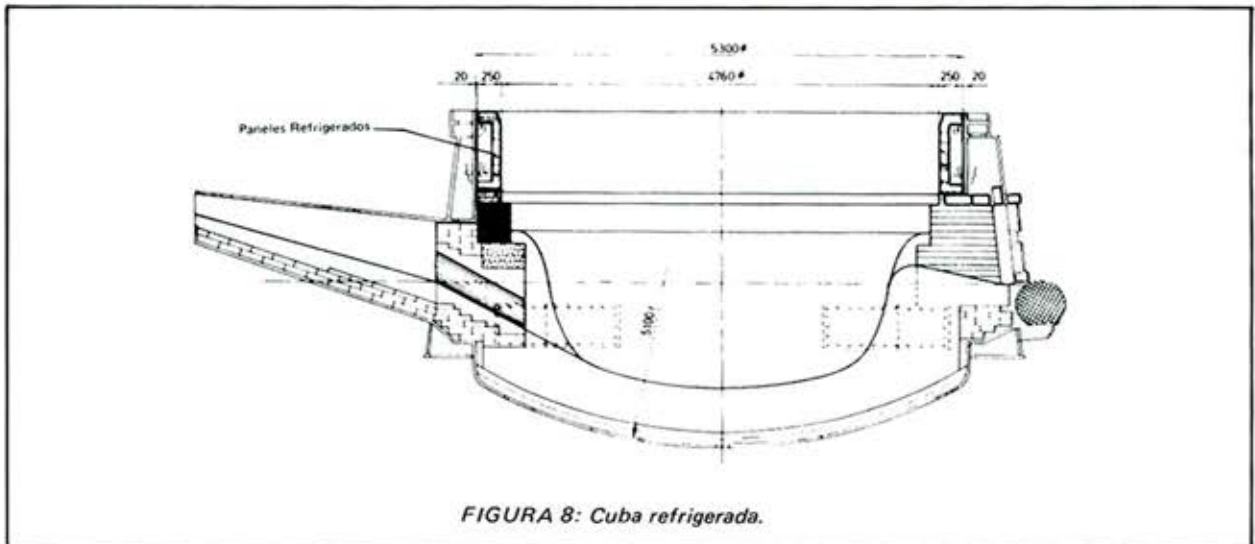


FIGURA 8: Cuba refrigerada.

Como consecuencias directas de este diseño pueden citarse:

- asegurar una larga vida de la cuba y una reducción de los tiempos de reparación y mantenimiento.
- asegurar una buena aislación térmica, lo que protege la carcasa del horno y evita una radiación excesiva.

3.4. CUBA DE SANGRADO POR EL PISO.

El desarrollo del sangrado por el fondo, es decir, a través del piso del horno, nació, al parecer, por la necesidad de maximizar la zona refrigerada

El acero escurre por la sangría vertical cayendo por la vía más corta a la cuchara localizada verticalmente debajo del horno. La sangría misma va estructurada sobre la base de un sistema machihembrado de piezas de magnesita. La cavidad se rellena después de cada colada con material refractario de relleno que se despegue al momento de sangrar. La clave aquí es el diseño del cierre, con el fin de minimizar las reparaciones; por ello emplea una tapa articulada con sello de grafito y refrigerada por agua.

Como resultados de esta modalidad de diseño sobre la mampostería, se tienen:

- Se reduce el consumo de refractarios en el

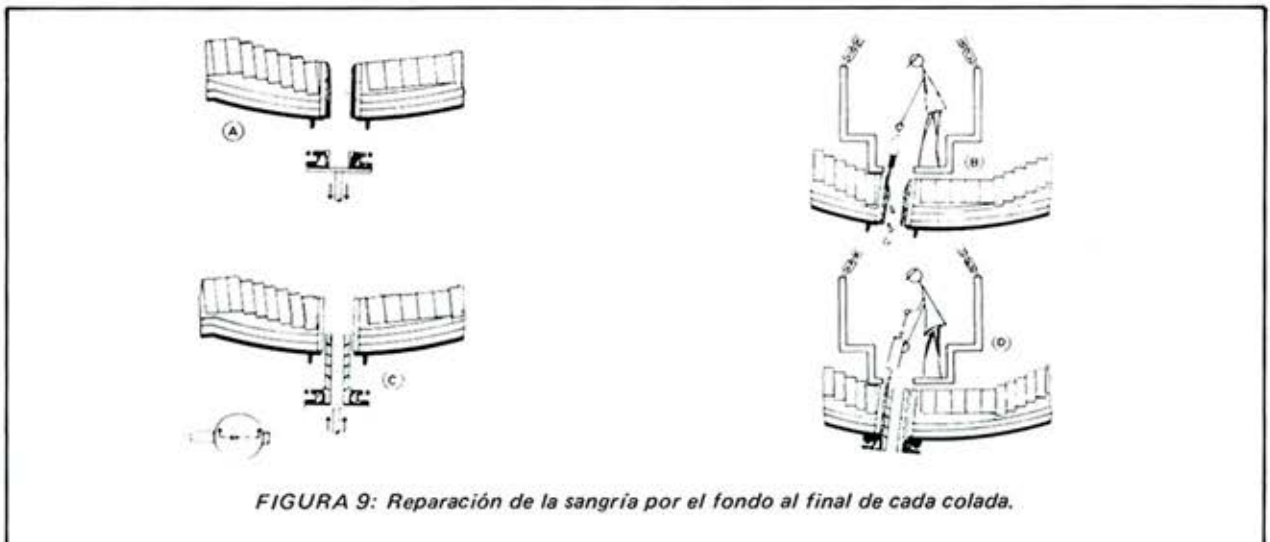


FIGURA 9: Reparación de la sangría por el fondo al final de cada colada.

de la cuba, ya que al existir sólo una mínima inclinación de vaciado para la escoria, la línea de acción de la escoria baja en la práctica.

Tal como se aprecia en la FIGURA 9, la sangría se localiza en la parte más baja del piso, aunque por razones prácticas no en el centro geométrico, sino con una ligera inclinación con respecto a la vertical.

techo, al existir una atmósfera más fría, y al minimizarse los esfuerzos físicos inducidos al bascular el horno.

- Se reduce el consumo de refractarios en las cucharas, al reducirse la altura de vaciado.
- Se reduce el consumo de refractarios al eliminar la canal de sangría.

4.- REPARACION DE LAS MAMPOSTERIAS

4.1. USO DE LA MATRIZ DE DESGASTE

La metodología más convencional para evaluar los desgastes de las mamposterías es el llamado método de los "perfiles de desgaste", que no es otra cosa que la observación cualitativa y cuantitativa de la variación del perfil original de la albañilería a través del tiempo. Mediciones periódicas exactas de los perfiles, permiten evaluar índices prácticos tales como "el factor de servicio" empleado, por ejemplo, en los convertidores de cobre; o bien, "el coeficiente de desgaste" expresado como milímetros de desgaste por unidad de tiempo. Todos estos antecedentes son fundamentales para establecer prácticas de mantención y reparaciones parciales o totales.

En 1977, el refractarista Bichlbauer describió una metodología muy interesante para analizar los posibles desgastes de las mamposterías de hornos eléctricos de arco basándose en la evaluación semicuantitativa de la magnitud de las solicitaciones (químicas o físicas) en el horno previamente zonificado. El resultado final de este método es una matriz tal como la mostrada en la FIGURA 10.

El horno es seccionado en 4 zonas: fondo, zona de escorias, pared y tapa; y en el caso particular de la pared, ésta se subdivide en 3 subzonas de comportamiento. Las solicitaciones a que se hallan sometidas las diferentes zonas o subzonas se han dividido en 3 grupos: químicas, térmicas y mecánicas. La magnitud de la solicitación se ha representado en forma semicualitativa rellenando pequeños círculos, ya sea en 1/4, 1/2 ó 3/4 de sus áreas. Si prácticamente no hay solicitación, los círculos aparecen vacíos, y si la solicitación es muy significativa, los círculos se rellenan totalmente. Sumando estas solicitaciones de acuerdo a los valores señalados, puede entonces determinarse un "factor de solicitación", que representa la exigencia a la cual se encuentra sometida una determinada zona (o subzona) de la mampostería.

Esta matriz, aplicada para diferentes campañas en diversos hornos, y en distintas condiciones de carga y de trabajo, permiten sacar conclusiones de gran importancia para el diseño de óptimas albañilerías, con costos razonables, y, a su vez, permite planificar los programas de reparaciones y de mantención refractaria.

En la figura se aprecia claramente que los muros son las zonas de la albañilería que se encuentran más solicitadas. Como el fondo tiene

Parte del horno	Fondo		Zona de escorias		Pared								Tapa	
					Hot Spots		Corona de la pared		Zona rest de la pared					
Solicitación	0% Es	60% Es	0% Es	60% Es	0% Es	60% Es	0% Es	60% Es	0% Es	60% Es	0% Es	60% Es		
Química														
Corrosión por escoria														
- Composición														
- Temperatura														
- Tiempo														
- Cantidad														
- Efecto de FeO														
Térmica														
Temperatura máxima														
Cambio de temp.														
Mecánica														
Erosion por - Baño														
- Escoria														
- Humos														
Carga de chatarra														
Suma de círculos llenos	3	4 3 4	3 3 4	5 1 2	3 1 2	5 1 4	2	2	1 1 2	2 3 4	2 1 2	3 1 4		
Factor de sollicitación	III	IV	III	V	III	V	II	II	I	II	II	III		
Explicación de los signos					Clasificación									
Muy poca sollicitación					Suma de círculos llenos: 1-2 2-3 3-4 4-5 > 5									
Muy alta sollicitación					Factor de sollicitación: I II III IV V									
Es = Esponja de hierro					Sollicitación muy pequeña → muy grande									

FIGURA 10: Solicitación de partes de Hornos UHP revestidos de magnesita sin carga de esponja de Hierro o con más de 60% de ella.

normalmente una larga vida, y la bóveda puede cambiarse, es la vida del muro la que determina la campaña del revestimiento; de allí que el paso a cubas refrigeradas haya mejorado tanto la vida de los hornos modernos.

4.2. REPARACIONES EN CALIENTE

En las prácticas refractarias modernas, las reparaciones se llevan a cabo con máquinas especiales. En síntesis, puede considerarse que existen 3 tipos de prácticas:

- a) Rociado de pulpa: el material refractario molido se mezcla con agua para formar una pulpa (slurry). Dicha mezcla se proyecta hacia la zona que se va a reparar mediante una máquina rociadora que emplea como medio de proyección el aire comprimido. Esta técnica se emplea sólo para reparación en caliente.
- b) Rociando en seco: el material refractario seco se proyecta mediante una lanza operada por

medio de aire comprimido. A la salida, el material se proyecta con una tobera de agua. Ambas técnicas de rociado sirven para reparaciones muy locales.

- c) Para reparaciones de la zona de escoria o del piso, se presta muy bien una máquina centrífuga rotatoria. El material puede proyectarse seco o húmedo. Para adherirse, el material seco puede llegar un 10% de petróleo, o bien, en el caso húmedo, llevar un ligante. Así por ejemplo, en el caso de usar proyectables magnésicos, se emplea un ligante de $2\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ que ayuda a una rápida formación de fritas en la pared. Se forman así $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ y $\text{MgO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$, que son buenos materiales.

En el caso particular de los hornos UHP, casi no tiene sentido hablar de reparación en caliente, ya que el horno se enfría y se calienta con una gran velocidad, lo que hace que las reparaciones puedan efectuarse "en tibio" con pérdidas mínimas de tiempo.

El decisivo rol de la metalurgia en el aprovechamiento de los recursos minerales metálicos

Andrés Zauschquevich K.
Ing. Civil en Minas

Charla Magistral dictada a los alumnos del nivel 112 de la Facultad de Ingeniería USACH, en el Aula Magna de nuestra Universidad, el miércoles 17 de noviembre de 1982.

INTRODUCCION

El autor pretende dar una visión de lo que será la minería metálica en Chile, en las próximas décadas, cuando nos estemos acercando al Segundo Milenio de nuestra civilización.

En un trabajo de esta naturaleza, que debe ser conciso y

obviamente corto, hay bases reales de apoyo: las estadísticas pasadas, evaluación de la escasez y/o abundancia de determinados bienes minerales, los mercados y una cierta dosis de futurología, con alto grado de especulación intelectual.

La investigación científica, desde ya hace largo tiempo, ha demostrado que en el Universo

—hasta el momento escudriñado— existen los mismos 92 elementos químicos de la Tierra, desde el hidrógeno al uranio, con todos los isótopos naturales. Los elementos llamados trans-uránicos son producto de laboratorios terrestres y no han sido detectados en nuestro sistema solar, ni en una estrella o galaxia cuya luz haya sido analizada en laborato-

rios de la tierra.

Los elementos químicos y sus combinaciones —en gran medida cristalizados— llamados minerales, se presentan distribuidos en forma irregular, en la corteza terrestre. Hay ciertas áreas del mundo que muestran altas anomalías por determinados elementos químicos, v.gr.: cromo en Sudáfrica, titanio y zirconio en Australia, plata en México, cobre y yodo en Chile, cobalto en Zaire, manganeso en la U.R.S.S., etc. Durante largo tiempo, los ricos depósitos minerales de los países fueron explotados hasta su agotamiento y fueron reemplazados por depósitos de leyes cada vez menores en el elemento requerido. Esta tendencia inexorable continúa y cada vez se requiere mover un mayor volumen de rocas, chancarlo, molerlo y procesarlo, para obtener la unidad de metal deseada. En las civilizaciones indígenas de América, el metal más usado era el oro. Los aborígenes, desde el Yucatán al Cuzco, recuperaban el oro de los placeres, por lavado y aprendieron a fundirlo y transformarlo en admirables obras de arte que hoy en día contemplamos, por ejemplo, en los espléndidos Museos del Oro de Bogotá y Lima. Así pasaron cientos de años, hasta que el conquistador español introdujo en América la amalgamación, unida al proceso de molienda en Marayes y Trapiches. Fue posible procesar minerales de oro con partículas "gruesas", amalgamables y recuperar un 30-50% del oro contenido. La amalgamación se empleó durante 5 siglos en América y fue, primero, desplazada por la cianuración, hacia fines del siglo XIX y luego por la flotación, en la década de 1920. Ahora vuelve a entrar la cianuración, unida a la extracción por solventes.

Todo ello ha permitido, en el caso del oro, beneficiar económicamente hoy en día menas con un contenido de 1 a 2 g. de oro/T.M. Es posible que, en no muchos años más, se puedan recuperar económicamente valores de minerales auríferos, con contenidos de 0,1 a 0,2 g. de

Au/t. Todo dependerá de la ecuación Mercado-Costo.

Un fenómeno interesante está ocurriendo actualmente a escala mundial: la tendencia al abastecimiento diversificado de fuentes de materias primas mineras, por parte de los consumidores. Ello coincide con la política generalizada de los países productores, de ampliar el abanico de sus exportaciones mineras, ofreciendo cada vez mayor número de minerales al consumo nacional o extranjero. Han obtenido un notable éxito económico-social aquellos países que han practicado esta última doctrina, como es el caso de Finlandia, Sudáfrica, Australia.

El mundo industrializado, ávido de materias primas minerales, ha volcado su mirada tecnológica hacia los mares, enfocando —como objetivo de explotación mineral— a corto plazo— los nódulos marinos con contenidos variables de Mn/Cu/Ni/Co. Queda, ciertamente, como fuente futura el agua de mar, que contiene disueltos todos los elementos químicos de la corteza terrestre, pero en forma de iones. Por el momento, sólo recuperamos del agua de mar: sal común, cloruro de Mg y, en forma indirecta: yodo (de las algas marinas); calcio (de las conchas marinas); kieselgur (de yacimientos terrestres, ex-fondos marinos). El agua de mar contiene como ejemplo de los elementos extremos de la Tabla Periódica 11,1% de H₂ y 3 miligramos por tonelada, de U.

El "homo sapiens" está aún lejos de haber agotado los recursos minerales de nuestro planeta. Quedan continentes enteros poco explorados, como América del Sur y África y, ciertamente, la Antártica, virtualmente inexplorada en cuanto a recursos minerales. Continuamente se encuentran nuevos yacimientos minerales en países que parecen bien explorados: Suecia, Canadá, España, Yugoslavia, EE.UU. ¿No quedarán múltiples yacimientos diversificados en países poco explorados, como es el caso de Chile?

ELEMENTOS MINERALES IMPORTANTES EN EL DESARROLLO ECONOMICO Y ESTRATEGICO DE LAS NACIONES

Se excluyen del análisis todo tipo de combustibles, ya sea convencionales o atómicos. Igualmente los fertilizantes, arcillas, materiales pétreos, minerales aislantes, no metálicos en general.

Para el caso de Chile, he separado en el Cuadro 1 los elementos en Minerales ferrosos (y muchos de sus elementos aleantes) y Metales no ferrosos, con estadísticas correspondientes al año 1979.

Hierro

En Chile se presentan los yacimientos conocidos en este elemento en 2 fajas (provincias metalogénicas) bien definidas: Cordillera de los Andes y Cordillera de la Costa. Se extienden desde la II Región a la IX, estando la explotación actual centrada en las Regiones III, Atacama, y IV, Coquimbo.

De los 11 millones de T.M. de mineral de hierro producidos en 1979, 8 millones fueron chancados y harneados, clasificándose como colpas y granzas y unos 3 millones de T.M. fueron finamente molidos para producir pelets en la planta de CAP en Huasco.

Parece muy atractivo el estudio y posterior desarrollo, explotación y concentración de yacimientos de hierro, tipo itabiritas de la Cordillera de Nahuelbuta, tanto en Arauco como en Cautín. Todos ellos se encuentran muy cerca del océano Pacífico, con abundante agua dulce, yacimientos de carbón y probable gas metano (Isla Mocha) y yacimientos calizos, plantas hidroeléctricas importantes, a distancias razonables. Habría base económica para una moderna planta de pelets, financiada por empresarios visionarios, para producir unos 15 millones de

T.M. de pelets por año en la década del 90.

Considerando aumentos vegetativos de producción en las actuales minas de hierro y/o las que en un futuro las reemplacen, Chile debería explotar, concentrar y peletizar del orden de los 30 millones de T.M. de minerales de Fe, hacia fines de siglo.

Manganeso

Es un mineral abundante en el territorio chileno, conociéndose yacimientos desde la I Región, Tarapacá, hasta la X, Valdivia. La producción alcanzó su máximo durante la II Guerra Mundial, con 114.000 T.M. de minerales de Mn con leyes de 45-48%, el año 1943. Luego decayó sensiblemente por debajo de las 30.000 T.M. anuales, tendencia que se mantiene en el presente. Virtualmente no hay exportaciones de mineral de Mn y el que se explota se transforma en ferromanganeso. El problema principal, a juicio del autor, radica en que las leyes comunes de los yacimientos de Mn, son algo inferiores a 38% de Mn, estando por debajo de las especificaciones actuales de los mercados compradores. Aún no se han desarrollado en Chile sistemas económicos de concentración de minerales de Mn, no obstante, que en el pasado hubo algunos intentos serios de buscar solución al problema. Los recursos de la tecnología moderna, evidentemente permiten suponer que debería encontrarse una solución económica para concentrar los minerales de menor ley en Mn, en concentrados comerciales.

Atacama y Coquimbo son las regiones que, a la fecha, presentan las mejores expectativas para la explotación económica y concentración de los minerales de Mn. El empresario moderno debería prestar más atención a este interesante campo de inversiones. En esta forma, Chile debería producir unas 250 mil T. M. al año de concentrados de Mn, posiblemente en forma de pelets y ferromanganeso, en la década

CUADRO 1

MINERALES FERROSOS (Importancia económica relativa) Año 1979

	Preponderante	Importante	Poco significativo	Insignificante	Nulo
HIERRO	X				
MANGANESO			X		
CROMO					X
COBALTO					X
NIQUEL				X a)	
TITANIO				(5)	
VANADIO					X
TUNGSTENO			X		X
CIRCONIO			(1.200)		X

METALES NO FERROSOS Año 1979

COBRE	X				
MOLIBDENO		X			
SELENIO				X a)	
RENIO			X a)	(15)	
PLOMO				X	
ZINC				(252)	
ORO			X		
PLATA			X		
ALUMINIO			(272)		X
MAGNESIO					X

Nota: — a) Sub-producto de procesos metalúrgicos.
b) (* Toneladas métricas).

del 90. Tal meta requeriría explotar, chancar y moler, anualmente, unas 850 T.M. de minerales de alrededor de 35% de Mn.

Cromo y Níquel

El cromo ha sido detectado, hasta la fecha, como anomalía geoquímica, en rocas ultra básicas de la Cordillera de la Costa, en la IX Región. Otro tanto puede decirse respecto a minerales de níquel, aunque en menor contenido. Es muy posible que se ubiquen en los próximos años en el Sur de Chile rocas máficas, similares a las que contienen grandes

yacimientos de cromo de Sud Africa y Zimbabwe (ex Rhodesia). Parecería posible pronosticar una explotación de cromita en Chile, en la década del 90, con una producción de 25.000 T.M. por año.

El níquel, en cambio, sólo continuaría siendo un subproducto de la refinación electrolítica del cobre, en forma de sulfato de níquel, en cantidades y valores insignificantes.

Cobalto

El cobalto se explotó en Chile desde mediados del siglo

pasado y hasta el término de la II Guerra Mundial. Durante este último conflicto, la producción máxima alcanzó a 5 T.M. de Co fino el año 1944.

Pasado el conflicto bélico, terminó la explotación del cobalto, la que, hasta la fecha, no se ha reanudado.

Se conocen interesantes yacimientos de cobalto en las Regiones III, Atacama; IV, Coquimbo; V, Valparaíso; Área Metropolitana y VI, O'Higgins. En Chile, el cobalto se encuentra generalmente asociado con minerales de cobre y, en menor proporción, con minerales de plata.

Este mineral debería tener un rápido auge, pues hay virtualmente sólo un gran país productor de cobalto, que es Zaire (15.000 t/año), tan propenso a interrupción del suministro a los países consumidores. Por otra parte, son muy pocos los países cobaltíferos, por lo que la inversión en la producción de concentrados de cobalto y granallas en Chile, debería ser económicamente muy conveniente en la presente década. Parecería posible concebir una producción de concentrados de Co, ascendentes a 500 T.M. anuales de Co fino contenido, equivalente a una explotación y beneficio de unas 100.000 T.M./año de minerales cobaltíferos.

Titanio

Hasta la fecha, se conocen dos yacimientos interesantes de rutilo TiO_2 en el país: uno en Atacama y otro en Coquimbo. Rutilo asociado con yacimientos de cobres porfídicos o zonas de alteración hidrotermal se conoce en la III y V Regiones. En las arenas de las playas, a lo largo del litoral chileno hay abundante ilmenita $\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$ junto a magnetita. Es posible que exista una importante faja mineralizada por Ti entre las Regiones III y IV.

Nuestro país podría producir, dentro de los próximos 20 años, unas 120.000 T.M. anuales de concentrados de ilmenita de alta ley (+ 55% TiO_2), prove-

nientes del tratamiento de arenas y unas 10.000 T.M. anuales de concentrados de rutilo de alta ley (+ 96% TiO_2), que provendrían, ya sea de concentración de minerales de rutilo y/o como sub-producto de molienda y flotación de yacimientos de cobres porfídicos. Ello requeriría, en uno y otro caso, moler algo así como 250.000 T.M. de arenas y 1.200.000 T.M. de minerales, respectivamente.

Vanadio

Este importante elemento aleante de aceros de calidad, se encuentra en Chile asociado con numerosos yacimientos de hierro, en cantidades que pueden llegar a 0,5% de V. Los yacimientos propiamente tales de vanadio, conocidos hasta la fecha, son pequeños y no han presentado expectativas de desarrollo. Parece claro que la producción futura del vanadio, en forma de un producto exportable de alta ley, provendrá como sub-producto de operaciones siderúrgicas.

Se puede admitir que en la década del 90 habrá un potencial de producción de unas 5.000 T.M. anuales, expresadas como V_2O_5 , contenidas en alrededor de 100.000 T.M. de productos siderúrgicos.

Tungsteno

En nuestro país se han explotado minerales de tungsteno durante las 2 Guerras Mundiales; pero en cantidades de sólo decenas de T.M. Hay yacimientos de este metal en la I Región, II, III, IV, Metropolitana, VI, XI. Los yacimientos de tungsteno principales parecen tener una clara relación genética con yacimientos de cobres porfídicos, en la Cordillera de los Andes. Otro grupo de minerales de scheelita se ubica en yacimientos cupríferos vetiformes en la Cordillera de la Costa.

Existen razonables posibilidades para que nuestro país produzca unas 1.600 T.M. de concentrados de scheelita por año

(2.300.000 libras de WO_3 contenido), en el curso de las dos décadas que faltan para terminar el siglo. Para tal efecto, sería necesario procesar unas 200.000 T.M. de minerales de W al año.

Circonio

Se halla presente en pequeñas cantidades en las arenas negras titaníferas. Al explotarse estas últimas y someterse a molienda húmeda, sería posible recuperar un concentrado de Zr ($\text{ZrO}_2 \cdot \text{SiO}_2$), que contiene 49,7% de Zr. Dentro de lo esperable, se podría producir en Chile, en la década del 90, unas 100 T.M. por año de concentrados de circonio con un contenido fino de unas 110.000 lbs. de Zr por año. No se requeriría molienda húmeda, ya que ella se produciría, de todas maneras, para recuperar los concentrados de titanio.

Cobre

En Chile se conocen a la fecha alrededor de 50 yacimientos de cobres porfídicos y/o zonas de alteración susceptibles de contener tales yacimientos. Según publicaciones recientes, las reservas de los yacimientos en explotación y otros, debidamente estudiados, alcanzan a 10^8 T.M. de cobre fino contenido. Los recursos finales chilenos alcanzarían a unos 450×10^6 T.M. de Cu fino, lo que equivale a algo así como el 30% de todos los recursos de Cu terrestres de nuestro planeta. Si agregamos el Cu fino contenido en los nódulos marinos, de todos los fondos oceánicos, habría que sumar otras 360×10^6 T.M. de Cu fino.

Por razones geológicas, perfectamente predecibles, las leyes en Cu, disminuyen paulatinamente. Así, por ejemplo, en el año 1976 la ley media explotada por los 4 yacimientos de CO-DELCO (Chuquibambilla, Salvador, Andina y El Teniente) fue de 1,78% de Cu. La proyección para el año 2000 de los mismos 4 yacimientos señala una ley media probable de 1,08%

de Cu. Si se conservan las instalaciones de chancado, molienda y flotación, con la misma capacidad del año 1976, a fines de siglo, las 4 grandes divisiones de CODELCO-Chile sólo producirían el 60% del cobre que sacan en la actualidad. Si la política de la Empresa es mantener pareja la producción de fino de cobre por año (alrededor de 900.000 T.M./Año), ello obliga a aumentar la capacidad de chancado y molienda, en etapas sucesivas. Tales inversiones, que bordean los 200 millones de US\$ al año, se están realizando hace varios años y deben aumentar significativamente la capacidad de molienda en; Chuquicamata (2 secciones completas en la planta de flotación); Salvador (1 sección más); Andina (1 sección más); y El Teniente (1 sección más).

Las inversiones privadas ya en marcha, en el desarrollo de nuevos cobres porfídicos son: Cerro Colorado, Quebrada Blanca, Disputada. Todas ellas deberían funcionar en la presente década y significarían un aumento de unas 550-600.000 T.M. de cobre fino por año. Las leyes en Cu de tales yacimientos, según se sabe a la fecha, varían entre 1,0 y 0,6%. Son, pues, notablemente inferiores a los actuales yacimientos en explotación, que pertenecen al Estado.

Considerando que hay numerosos otros yacimientos en exploración, por parte de empresas dinámicas y bien organizadas, puede colegirse que en la década del 90 se agregarán otras 350-400 mil T.M. de cobre fino, con leyes de cabeza parecidas a las recién señaladas. Hacia fines de siglo, la minería de cobres porfídicos estaría moliendo al año unas $2,23 \times 10^8$ T.M. de minerales: ello equivale a moler, diariamente, a pulpa fina unas 620.000 T.M. Es difícil visualizar, hoy en día, el cúmulo de problemas técnicos que tales cifras involucran: energía, equipo de explotación y beneficio, reactivos, nuevos procesos metalúrgicos, agua, etc.

Molibdeno

En Chile, el molibdeno adquiere gran importancia económica como subproducto del beneficio de minerales porfídicos. También ocurre en yacimientos vetiformes de cobre; pero hasta la fecha, no hay recuperación comercial de molibdenita de tales orígenes. En 1975, las 4 Divisiones de CODELCO-Chile contemplaron la ampliación de sus plantas recuperadoras de molibdenita, alcanzándose una producción anual, total, de unas 13.500 T.M. (equivalente a unas $29,8 \times 10^6$ lbs. de Mo fino).

Hacia fines de siglo es verosímil suponer un aumento de producción de Mo, en función —principalmente— del mayor beneficio de cobres porfídicos. Es posible señalar la cifra de 60 millones de lbs. de Mo fino, la que debería alcanzar nuestro país a fines de la década del 90.

Casi no hay molienda especial para la molibdenita, ya que ella se libera junto con los minerales sulfurados de Cu.

Selenio

Este elemento químico, de múltiples aplicaciones industriales, se encuentra asociado, en muy pequeñas cantidades, a minerales de yacimientos porfídicos y, también, a yacimientos de Au y Ag. Se recupera —como Se metálico— en Chile, solamente como subproducto del tratamiento de escorias de metales nobles en la Refinería Electrolítica de Ventanas. Adicionalmente, la Planta de Metales Nobles de Chuquicamata produce escorias ricas en Se, las que se exportan sin refinar.

La probable producción de Se hacia fines de siglo puede situarse en las 50 T.M., o sea, unas 110.000 lbs. anuales de Se fino contenido. Siendo un producto proveniente del beneficio de barros anódicos, no hay ninguna etapa importante de molienda.

Renio.

Este rarísimo elemento quí-

mico está asociado, en cantidades económicamente recuperables, a la molibdenita presente en los yacimientos de cobres porfídicos. Sus desusadas características físico-químicas permiten pronosticar un empleo creciente en la tecnología del año 2000. La actual producción chilena de Re es del orden de las 5.000 lbs (2,3 T.M.) al año, en forma de una sal. Puedo pronosticar un aumento de producción, hacia fines de siglo de unas 25.000 lbs/año de Re fino contenido. Por ser un subproducto de la tostación de concentrados de molibdenita, no hay involucrados procesos de molienda, de alguna importancia.

Plomo y Zinc

Ambos metales se encuentran estrechamente ligados en sus yacimientos, los que en Chile, conocidos hasta la fecha, son relativamente pequeños. Se han explotado minas de plomo y zinc en las Regiones: I, II, III, IV, V, Metropolitana, VI, XI y XII. Generalmente, junto a los minerales de Pb y Zn, aparece Ag, Cu y —a veces— Au y Mo. Por ello son, muchas veces, llamados yacimientos polimetálicos. Los yacimientos más importantes se hallan en la Cordillera de los Andes; pero también los hay en la Cordillera de la Costa. Hay mucha relación de ellos con los yacimientos de cobres porfídicos, por lo cual existe un importante campo para las exploraciones, aún poco reconocido. En las XI y XII Regiones hay una faja de unos 1.300 km, entre el río Toqui y Tierra del Fuego susceptible de contener importantes yacimientos polimetálicos. La producción de Pb, en forma de concentrados, ha variado en los últimos 10 años de 1000 T.M. de Pb fino (año 1968) a 250 T.M. (año 1979). La producción de Zn, como concentrados, ha tenido un máximo de 5.000 T.M. (Zn fino) en 1976 y sólo 1.800 T.M. de Zn fino en 1979.

Siendo los yacimientos de

Pb y Zn de carácter polimetálico, con interesantes valores adicionales de Cu, Ag, Au, Mo, etc., existe en perspectiva un gran campo de inversiones en este rubro minero, tanto en el Norte-Centro, como en el extremo Sur de Chile. La importancia del Zn está aumentando ostensiblemente; pero se proyecta un espectacular aumento en la demanda de Pb, en aplicaciones energéticas, nucleares y otras. Me atrevo a proyectar, hacia fines de siglo, las siguientes cifras de producción:

20.000 T.M. de Pb fino contenido en concentrados.

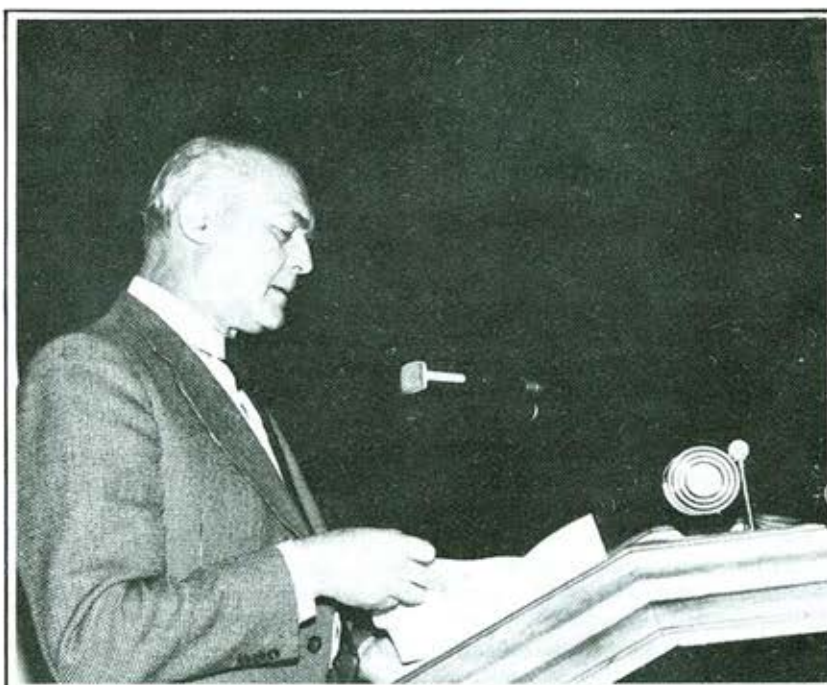
120.000 T.M. de Zn fino contenido en concentrados.

Se va a requerir un beneficio anual, esto es: chancado, molienda fina y flotación, de unas $2,4 \times 10^6$ T.M. de minerales polimetálicos de Pb/Zn.

Oro

He aquí un metal que se encuentra, a lo largo y ancho del territorio chileno. Se le ha explotado desde Choquelimpie en el extremo Nor-Este de Chile, hasta las islas cercanas al Cabo de Hornos. Las 12 Regiones del país y el Area Metropolitana contienen yacimientos conocidos de este metal. El oro se halla en la Cordillera de los Andes, en la de la Costa, en los valles transversales, en arenas de ríos y de mar. En el país se conocen unas 6.000 minas, lavaderos y yacimientos poco explorados, muchos de los cuales no están enrolados en registro oficial alguno. Suele estar asociado con minerales de Cu, Ag, Pb, Zn y, hoy en día, es un importante subproducto de la Gran y Mediana Minería del Cobre.

La producción de oro en el último decenio señala un mínimo de 1.623 kg. de Au fino en 1970 y un máximo de 4.018 en 1976. De estas producciones, alrededor del 70% proviene como subproducto de la minería del cobre. Esta situación cambió bruscamente a partir de 1981, cuando entró



en producción el importante yacimiento de El Indio en la IV Región. ¡Se producirán allí unos 5.500 kg. anuales de oro fino!

Dada la fundada desconfianza en las llamadas "monedas duras", se ha producido un vuelco espectacular hacia el mercado del oro, en barras y amonedado. Desde enero de 1979, el oro físico subió de US\$ 227/onza a US\$ 524 en diciembre del mismo año. El año 1980 el precio de la onza superó los US\$ 800 y luego ha permanecido alrededor de los 400. Esta evidente demanda a largo plazo, cuenta con un mercado no saturable, para largos años. Si bien es cierto que hay posibilidad de encontrar yacimientos importantes, como El Indio, lo más seguro es encontrar y desarrollar numerosas minas pequeñas de oro, que exploten y beneficien, cada una, entre algunas decenas, hasta varios cientos de T.M. de minerales por día. La explotación y molienda de minerales auríferos —propiamente tales— podría alcanzar a $2,5 \times 10^6$ T.M. de minerales por año, con un fino de unas 15 T.M. de oro metálico. Ciertamente a esta cifra habría que agregar el oro

fino que se obtenga como subproducto de la refinación del cobre y, en mucho menor grado, de la refinación de Pb y Zn.

Plata

Se puede afirmar, sin equívocos, que en Chile, donde hay yacimientos de Cu, también aparece cierta cantidad de plata. En cambio, yacimientos de plata, como mineral principal, son menos abundantes y están limitados a determinadas regiones, según el estado actual de nuestros conocimientos geológico-mineros. Asimismo, la plata se asocia con minerales de Pb y de Zn. Las regiones propiamente argentíferas son: I, II, III, IV, V y Area Metropolitana. Como importante subproducto de minerales de Pb y Zn, se le encuentra en las Regiones XI y XII. Además, en la VI Región es un subproducto del cobre.

En los últimos 10 años, la producción de Ag ha aumentado de 76,2 T.M. de plata fina (1970) a 271,8 T.M. de Ag fina en 1979. La producción real proviene en un 24 % de yacimientos de Ag y 76 % como subproducto del Cu y, en muy pequeña escala, de los concen-

trados de Au, Pb, Zn.

Es muy probable que la producción de Ag fina aumente en forma aproximadamente paralela a la producción de Cu; pero estimo que habrá, además, un notorio aumento de producción de Ag de yacimientos propiamente argentíferos. Me atrevo a proyectar, hacia fines de siglo una producción de Ag de 330 T.M., fino, proveniente exclusivamente de yacimientos argentíferos, que se obtendría de un beneficio de $1,9 \times 10^6$ T.M. de minerales. A las 330 T.M., ciertamente habría que sumar el notorio aumento de Ag contenida en futuras producciones de: concentrados de Cu, Pb, Zn y Au.

Aluminio

En Chile no se ha encontrado bauxita en cantidad y calidad comerciales y es poco probable que algún día la encontremos en nuestro territorio. El mineral de bauxita ha sido tradicionalmente la materia prima para producir, primero la "alúmina" y, luego, fundir en hornos eléctricos y reducir de alúmina a Al metálico. Este último proceso pirometalúrgico requiere considerable consumo de energía eléctrica. Otra materia prima que se ha utilizado, en forma experimental hasta ahora, es la arcilla con alto contenido de Al. No cabe duda alguna que la moderna investigación tecnológica, en plena actividad, logrará obtener económicamente Al sobre la base de arcillas ricas en este elemento químico. La razón básica de porqué sigue usándose bauxita, en vez de arcilla ricas en Al, es sólo la gran abundancia y bajo precio de la alúmina (bauxita concentrada y purificada). Por otra parte, grandes países productores de Al son importadores netos de alúmina, como es el caso de Noruega, Suiza, Canadá y los EE.UU. Estos países emplean grandes bloques de energía hidroeléctrica barata producida en sus costas o regiones occidentales. La tercera consideración en la economía de una planta metalúrgica reductora de

alúmina a Al metálico, es disponer de una fuente confiable de fundente. Hoy en día se emplea, básicamente, el carbonato de litio para tal efecto.

En las Regiones X y XI, Chile cuenta con un considerable potencial hidroeléctrico, aún no aprovechado, con aguas profundas en los canales oceánicos, donde pueden arribar grandes buques con alúmina importada.

Por otra parte, en la década presente, Chile comenzará a producir, en Antofagasta, unas 6.000 T.M. anuales de carbonato de litio, único caso en Latinoamérica. Este fundente es clave para asegurar un proceso económico de producción de Al.

No me cabe duda alguna que en el curso de las dos décadas que faltan para llegar al 2do. milenio, se instalará en el extremo Sur de Chile una poderosa industria de aluminio, basada, muy probablemente, en alúmina importada, sin descartar la posibilidad de empleo de arcillas nacionales altas en Al. Pronostico una industria capaz de producir 300.000 T.M. anuales de Al en barras, localizada, posiblemente, en algún estuario de Aysén.

En caso de usar alúmina importada, no habrá molienda húmeda fina. En el caso, menos probable, de utilizar arcillas nacionales, sí habría tal tipo de molienda.

Magnesio

Nuestro país cuenta con reservas considerables de Mg, en forma de sales inorgánicas contenidas en el caliche de salitre. Esta materia prima es considerablemente más rica en Mg que el agua de mar (de la cual se extraen sales de magnesio, en plantas comerciales). Las extensas pampas salitreras en Tarapacá y Antofagasta contienen caliche no explotado aún, como también hay interesantes contenidos de Mg en los "ripios" o "tortas", que son realmente los relaves, después de haberles extraído el nitrato de sodio y el yodo.

Facilmente hay un potencial de producción anual de unas 90 mil T.M. por año de $MgSO_4$.

Esta sal, en forma sencilla se transforma en magnesia calcinada, producto de gran aplicación industrial. Por tratarse de un subproducto del salitre sódico, no se requiere un proceso adicional de molienda para recuperar las sales de Mg. Puedo vislumbrar que, en los decenios que faltan del siglo en curso, la industria del magnesio estará operando en las dos Regiones del extremo Norte de Chile.

EL ROL DE LA METALURGIA

El concepto se refiere a un amplio campo que abarca: metalurgia, metalurgia extractiva, piro y electrometalurgia, por citar las divisiones más corrientes.

El estudio geológico detallado de un yacimiento cualquiera permite precisar, con un alto grado de exactitud, entre otros factores, los siguientes: mineralogía, alteraciones, tectónica, zonas de lixiviación, oxidación, enriquecimiento secundario, primarios; características de la roca encajadora, reservas minerales, nivel de agua subterránea, etc.

Un buen trabajo geológico facilita grandemente la labor del ingeniero civil de minas para realizar un proyecto de explotaciones que optimice la rentabilidad del capital —generalmente cuantioso— que se requiere para poner en operación comercial cualquier yacimiento.

Pero antes de iniciar el proyecto de desarrollo de la misma, hay una etapa de trascendental importancia, cual es la determinación del proceso de concentración más adecuado para alcanzar el producto comercial final, que puede ser por ej. concentrado, metal impuro, metal electrolítico. Los grandes mercados compradores cuentan con la manufactura de los metales, altamente desarrollada. Por tal motivo tienen un sistema de derechos de aduana crecientes que afecta —seriamente— a cualquier producto manufacturado, llámese plancha de acero al C, ferromolibdeno, alambro de cobre, sales inorgánicas, etc. (Products,

en inglés). En cambio, no pagan derechos de aduana las materias primas (Commodities, en inglés). Es el caso de concentrados, lingotes de Al, cátodos de Cu, etc. Por otra parte, la ubicación muy alejada de Chile respecto a los grandes mercados mundiales de minerales es un factor notable de encarecimiento de costos por fletes marítimos y "pipe line" que aumentan, en forma exponencial, cuando se pasa de una materia prima a un producto manufacturado.

A medida que aumenta el grado de refinación de un metal, paralelamente aumenta la inversión de capital; pero suele bajar la rentabilidad. En general, se puede decir que —en muchos casos— la mínima inversión de capital y la máxima rentabilidad se obtiene con la producción de concentrados. Aquí surge, sin embargo, un serio problema comercial, ya que cada día son más rígidas las normas de compra de concentrados, sean ellos de cobre, hierro, plomo, zinc, tungsteno, etc. Si tomamos el caso de un concentrado de hierro (y ello es válido, ciertamente, para la producción de pelets) hay drásticos castigos al precio por excesos de: S - P - As - Cu - SiO_2 - Al_2O_3 - Mn, finos.

Se requieren estudios metalúrgicos profundos y cuidadosos para eliminar las impurezas y, donde sea posible, transformar

un elemento nocivo (apatita) en un subproducto comercial.

Si se trata de la exportación de concentrados de Cu, hay límites —muy estrictos— para cualquier pequeño exceso de As, Hg, Cl, etc. Nuevamente la metalurgia debe resolver inteligentemente este serio problema antes de proyectar el proceso de tratamiento. En los concentrados de Au, el As suele ser el contaminante más serio, cuya eliminación requiere mucha investigación metalúrgica previa.

Los concentrados de Mn son particularmente sensibles a contenidos de P, S, As, SiO_2 y Fe en exceso. La concentración de menas de Mn es un proceso metalúrgico muy difícil y solo resuelto, a la fecha, en pocos casos de combinaciones de minerales de Mn con gangas.

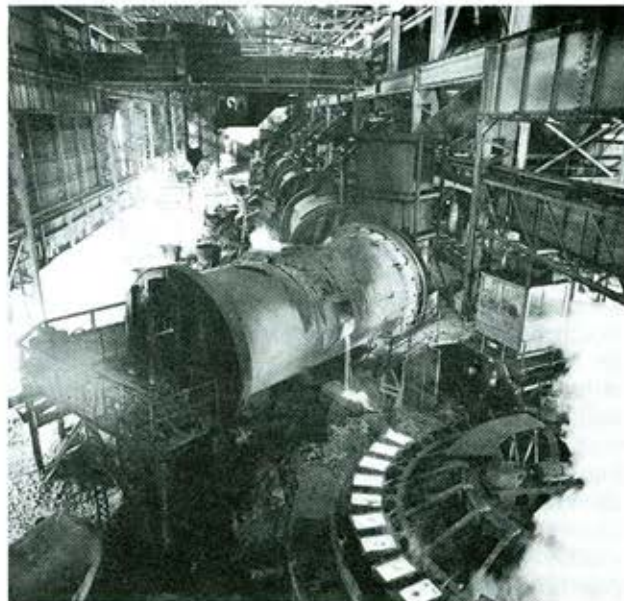
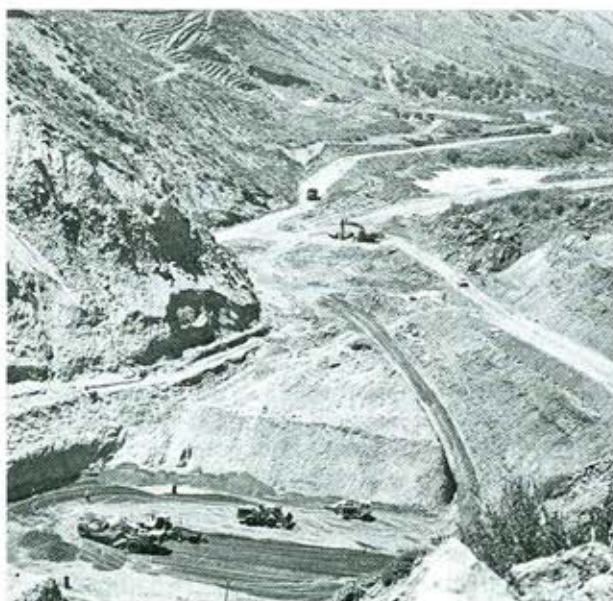
En todos estos ejemplos —y podrían citarse muchos más— la mena original debe ser chancada y molida, en muchos casos, para lograr liberar las partículas útiles de la ganga. La molienda de minerales en los molinos convencionales de barras y de bolas constituye el ítem de mayor consumo energético de todo el proceso de concentración de minerales. Ello se debe a la tremenda ineficiencia de tales máquinas, que, en líneas generales, sólo aprovechan del orden del 50% de la energía eléctrica, realmente en liberar las partículas y

el 95% se pierde en: ineficiencia mecánica, roce, calentamiento, ruido, vibración, etc. Por otra parte, una sobremolienda significa dilapidar aún más la cara energía eléctrica y producir problemas metalúrgicos adicionales con las partículas muy finas. Una falta de molienda —por otra parte— repercutirá en un descenso notorio de la recuperación. Aquí la metalurgia tiene mucho campo donde actuar.

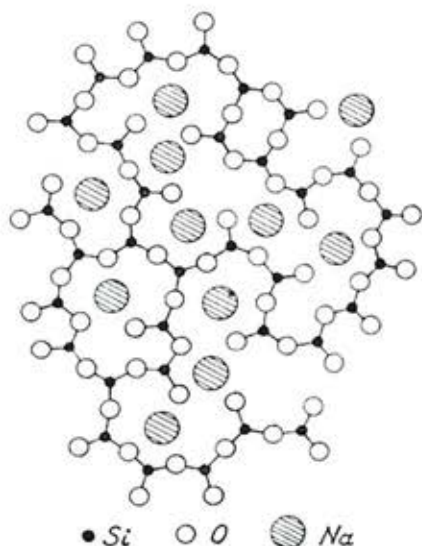
Los estudios metalúrgicos teóricos, seguidos de pruebas de laboratorio y planta piloto, permiten determinar los parámetros ideales para el diseño de ingeniería de la respectiva unidad de beneficio. Esta valiosa información se retroalimenta al proyecto minero que permite, a su vez, un óptimo diseño del yacimiento materia del estudio.

Si no se encuentra un procedimiento metalúrgico económicamente confiable, de nada sirven los mejores estudios geológico-mineros del yacimiento en cuestión. Y, en Chile, tenemos muchísimos ejemplos de interesantes yacimientos, pero sin proceso económico desarrollado para la recuperación de sus valores.

He aquí, pues, muy en síntesis, la trascendental importancia que desempeña la metalurgia en el proceso de extracción de minerales y un fructífero campo para los estudiosos.



Modelos estructurales en escorias



Dr. Rodolfo Reyes Guede

La naturaleza iónica de las escorias metalúrgicas es hoy en día aceptada universalmente. Con este reconocimiento se aprecia en toda su integridad la importancia de medir aquellas propiedades de escorias que están más relacionadas con la estructura, aunque por el momento, tales mediciones tengan poco que ver con los problemas prácticos en la extracción de metales.

En los últimos años se han dedicado muchos esfuerzos experimentales y teóricos a estudiar la naturaleza de silicatos, óxidos, sulfuros, boratos, sales y fosfatos fundidos. El desarrollo de modelos detallados para estas soluciones líquidas sólo tiene un interés académico, sino que inevitablemente ayudará en el futuro a todos aquellos metalurgistas que estén relacionados con escorias fundidas. Pero, el crecimiento de un conocimiento estructural y termodinámico adecuado en estas soluciones fundidas ha sido, es y será un proceso muy lento. Ello debido fundamentalmente a las grandes dificultades de tipo experimental inherentes a todas las mediciones de propiedades a altas temperaturas.

Tradicionalmente, el estudio de silicatos fundidos posee una característica que lo hace diferir de los estudios realizados en otras soluciones de interés metalúrgico, pues lo preponderante ha sido la determinación de actividades termodinámicas de los constituyentes de estas escorias, debido a los propósitos tecnológicos en la producción de metales y aleaciones. Como bien se sabe, la termodinámica sirve como método para expresar resultados experimentales sin la necesidad de teorizar acerca del significado en términos de un modelo estructural. Pero la ventaja de la ausencia de la necesidad de postulados relativos a la estructura en la interpretación de la información experimental, tiene aparejada la desventaja de que no puede extraerse ninguna conclusión respecto a la estructura de un sistema.

Algunos autores han obtenido conclusiones de tipo estructural a partir del cambio producido en la entropía de fusión de variadas sustancias, pero no es un criterio útil, pues los datos disponibles para diferentes sustancias con estructuras absolutamente diferentes, tienen el mismo rango de valores, como lo muestra la tabla siguiente:

Soluciones	ΔS_f	joules/mol K
Metálicas	4	— 21
Iónicas	12	— 54
Moleculares	8	— 38

De ahí la necesidad tanto teórica como práctica de desarrollar modelos estructurales (y no estructurales) que se puedan correlacionar con las propiedades termodinámicas y físicas de escorias fundidas. Fundamentalmente, estos modelos han sido desarrollados para silicatos fundidos en sistemas binarios y ternarios.

La mayoría de las escorias se forman como el resultado de la solución mutua de óxidos básicos y ácidos. Para poder entender las propiedades de las escorias fundidas se requiere un conocimiento tanto de los arreglos estructurales que ocurren como resultado del proceso de solución como de las interacciones que ocurren entre las entidades estructurales producidas. La solución mutua de un óxido básico y un óxido ácido causa la despolimerización de este último, lo cual resulta en un rompimiento de la red. Fincham y Richardson¹ propusieron la existencia de tres tipos de oxígeno en los silicatos fundidos: O^0 , O^- y O^{2-} ; donde:

O^0 : oxígeno doblemente enlazado

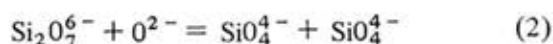
O^- : oxígeno monoenlazado

O^{2-} : oxígeno libre

Ellos propusieron que estos tipos de oxígeno están relacionados por medio del equilibrio:



En las soluciones silicatadas líquidas la reacción de despolimerización puede ser representada por ejemplo como:



que es equivalente a:



Es decir, esta última ecuación puede ser representada por la ecuación(1), obteniéndose así una relación que cumple una doble función, pues además de ser el equilibrio de las tres formas de oxígeno propuestas, es una adecuada representación estructural de la reacción de poli-despolimerización.

La extensión a la cual la reacción de despolimerización ocurre depende fundamentalmente de la diferencia entre las basicidades de los óxi-

dos componentes. Como regla general, si mayor es esta diferencia, mayor será la extensión de la despolimerización. También será mayor decrecimiento de la energía libre debido al proceso de la solución y así mayor será el decrecimiento mutuo de las actividades de los óxidos componentes.

El modelo pionero de aquellos basados en términos estructurales para silicatos es el de Toop y Samis,² quienes consideran que la reacción, por medio de la cual la reacción de poli-despolimerización ocurre, debe ser la misma para todas las composiciones y debe ser de una forma general. Ellos adoptaron la expresión propuesta por Fincham y Richardson, y expresaron su constante de equilibrio como:

$$k_{TS} = \frac{n_{O^0} n_{O^{2-}}}{n_{O^-}^2} \quad (4)$$

n_i = número de moles por mol de silicato

la cual es característica de las especies catiónicas y es independiente de la composición de la escoria fundida.

A partir de consideraciones de balances de masa y energía se encontró que las curvas de Energías Libres de mezcla teóricas generadas por el modelo, son remarcablemente similares a las curvas de Energía Libre de mezcla para silicatos binarios. Ajustando curvas obtenidas experimentalmente, Toop y Samis propusieron valores de k_{TS} para diferentes sistemas $MO-SiO_2$.

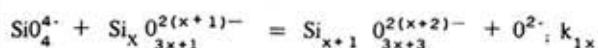
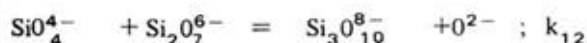
Gaskell³ ha mostrado que este tratamiento escrito sólo en términos de los números de moles de O^- , O^0 y O^{2-} , implicando mezcla al azar de los tres tipos de oxígeno en los sitios disponibles de la red, debería contener una contribución debida a este tipo de mezcla entre los tres oxígenos en adición al cambio de Energía Libre debido a la reacción química entre O^0 y O^{2-} .

Considerable especulación ha sido hecha respecto de las estructuras formadas en la despolimerización cuando a la red de sílice se le agrega un óxido básico. La teoría aceptada hoy en día fue desarrollada a partir de la interpretación de mediciones experimentales de propiedades físicas sensitivas a la estructura⁴⁻⁷, tales como viscosidad, volúmenes molares y conductividades. Así, se postula que en la composición del ortosilicato ($X_{SiO_2} = 1/3$), SiO_4^{4-} y O^{2-} son las únicas especies iónicas presentes en las soluciones líquidas silicatadas. Para composiciones superiores deberían existir iones de mayor complejidad, es

decir, para una fracción molar de sílice mayor que 1/3, estos aniones complejos deberían ser formados por la polimerización de los monómeros SiO_4^{4-} .

Precisamente esta es la idea fundamental de los modelos poliméricos de escorias. Los modelos que más adeptos tienen entre los estructurales son los desarrollados por Masson^{8,9}. En el primero de ellos⁸ sólo se considera la formación de polímeros de tipo lineal y el segundo modelo, conocido como el modelo de Whiteway, Smith, y Masson⁹ también incluye la presencia de polímeros silicatados con ramificaciones.

En estos modelos se considera al SiO_4^{4-} como la unidad monomérica, la cual polimeriza para formar cadenas de aniones silicatados de acuerdo a:



Es posible demostrar que las constantes k_{11} , k_{12} , ..., k_{1x} son iguales para los silicatos binarios fundidos.

A partir de consideraciones de balance de masas y suponiendo la validez del modelo de Temkin para el mezclado de las especies aniónicas, Masson derivó expresiones para la actividad del óxido metálico en silicatos fundidos teóricos en función de k_{11} y de la composición. De esta manera, es posible ajustar actividades experimentales con el modelo y así derivar valores de k_{11} para sistemas silicatados binarios. La figura muestra la comparación de Energías Libres de mezclas teóricas calculadas con el modelo de Whiteway, Smith y Masson con datos experimentales en el sistema $\text{ZnO}-\text{SiO}_2$ a 1560°C ⁽¹⁰⁾. Como se puede observar, el ajuste es bueno hasta cierto valor, a partir del cual los valores de las energías libres experimentales se hacen más negativos que los valores teóricos. Esta marcada diferencia se atribuye a la limitante principal del modelo, que es su incapacidad de considerar la formación de anillos poliméricos.

El único modelo basado en consideraciones estructurales para silicatos ternarios, es el desarrollado por Richardson⁽¹¹⁾. Este modelo está basado en la suposición que cuando dos silicatos bina-

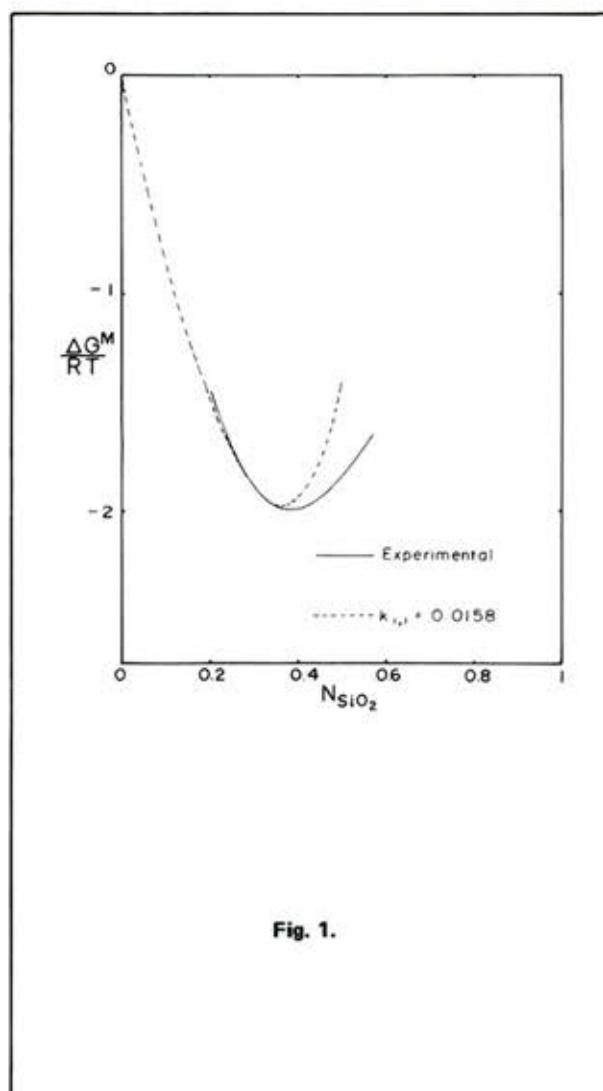


Fig. 1.

rios de igual contenido de sílice se mezclan, el decrecimiento de energía libre del silicato fundido se debe solamente a la mezcla al azar de las entidades catiónicas. Sus desviaciones se han discutido en términos de dos efectos principales, el efecto de acomodación de cationes y el efecto de asociación iónica preferencial¹², los cuales han mostrado ajustarse a la realidad de acuerdo a determinaciones hechas en el sistema $\text{CaO}-\text{ZnO}-\text{SiO}_2$ ¹⁰.

Si se acepta la idea estructural de la polimerización en los silicatos fundidos, sería interesante ampliar dichos modelos a sistemas ternarios y superiores. La dificultad principal, es que en estos casos ya no sería posible utilizar el mezclado basado en el modelo de Temkin en los términos usados por Masson.

Para poder lograr un mayor conocimiento estructural de los silicatos fundidos existen varias alternativas de trabajo. Antes que nada, aumentar el número de sistemas considerados en la determi-

nación experimental de actividades y también conseguir ampliar la información basada en métodos de difracción de rayos X de alta temperatura, con el fin de obtener las estructuras de los silicatos fundidos. Paralelamente, se deben invertir esfuer-

zos teóricos para ampliar los modelos en el sentido de incluir la probabilidad de formación de anillos poliméricos y también para poder interpretar sistemas ternarios y superiores en términos de la polimerización. ■

REFERENCIAS

1. C.J.B. Fincham y F.D. Richardson, *Proc. Roy. Soc.*, **A223**, 40, (1954).
2. G.W. Toop y C.S. Samis, *Met. Trans.*, **224**, 878, (1962)
3. D.R. Gaskell, *Can. Met. Quart.*, Vol. 20, N° 1,2, (1981)
4. J.O'M. Brockris, J.A. Kitchener, S. Ignatowicz y J.W. Tomlinson, *Trans. Farad. Soc.*, **4**, 265, (1948)
5. J.O'M. Brockris, J.A. Kitchener, S. Ignatowicz y J.W. Tomlinson; *Trans. Farad. Soc.*, **48**, 75, (1952)
6. J.O'M. Brockris y D.C. Lowe, *Proc. Roy. Soc.*, **226**, 423, (1954)
7. J.O'M Brockris, J.D. McKenzie y J.A. Kitchener, *Trans. Farad. Soc.*, **51**, 1734, (1955)
8. C.R. Masson, *Proc. Roy. Soc.*, **A287**, 201, (1965)
9. C.R. Masson, I.B. Smith y S.G. Whiteway, *Can J. Chem.*, **48**, 201, (1970)
10. R.A. Reyes, Ph.D. Dissertation, University of Pennsylvania, (1982)
11. F.D. Richardson, *Trans. Farad. Soc.*, **52**, 1312, (1956)
12. D.R. Gaskell, "Metallurgical Treatises", p. 59, TMS-AIME Conference Proceedings, Ed. by J.K. Tien and J.F. Elliott, (1981).



Introducción general a la colada continua



Dr. Rodolfo Mannheim
Prof. depto. Ing. Metalúrgica
USACH

La motivación que condujo a desarrollar el proceso de colada continua fue, obviamente, tratar de evitar todos los inconvenientes presentes en el procedimiento hasta entonces tradicional. Es así como se llegó a unir las dos etapas fundamentales del proceso de colada, colada-solidificación. Generalizando las ventajas que aporta el proceso de colada continua son economía de tiempo y energía y mejoría en la calidad.

El presente trabajo constatará de dos acápi-

tes. El primero de ellos consiste en una suscita revisión histórica que abarca el desarrollo técnico de la colada continua desde su inicio en el siglo pasado hasta su estado actual. Por su parte, el segundo se referirá a los principales problemas metalúrgicos que pueden presentarse dentro de la colada continua. No obstante, es necesaria previamente una definición aclaratoria. Entendemos por colada continua un proceso de colada en el cual el material vertido durante dicho pro-

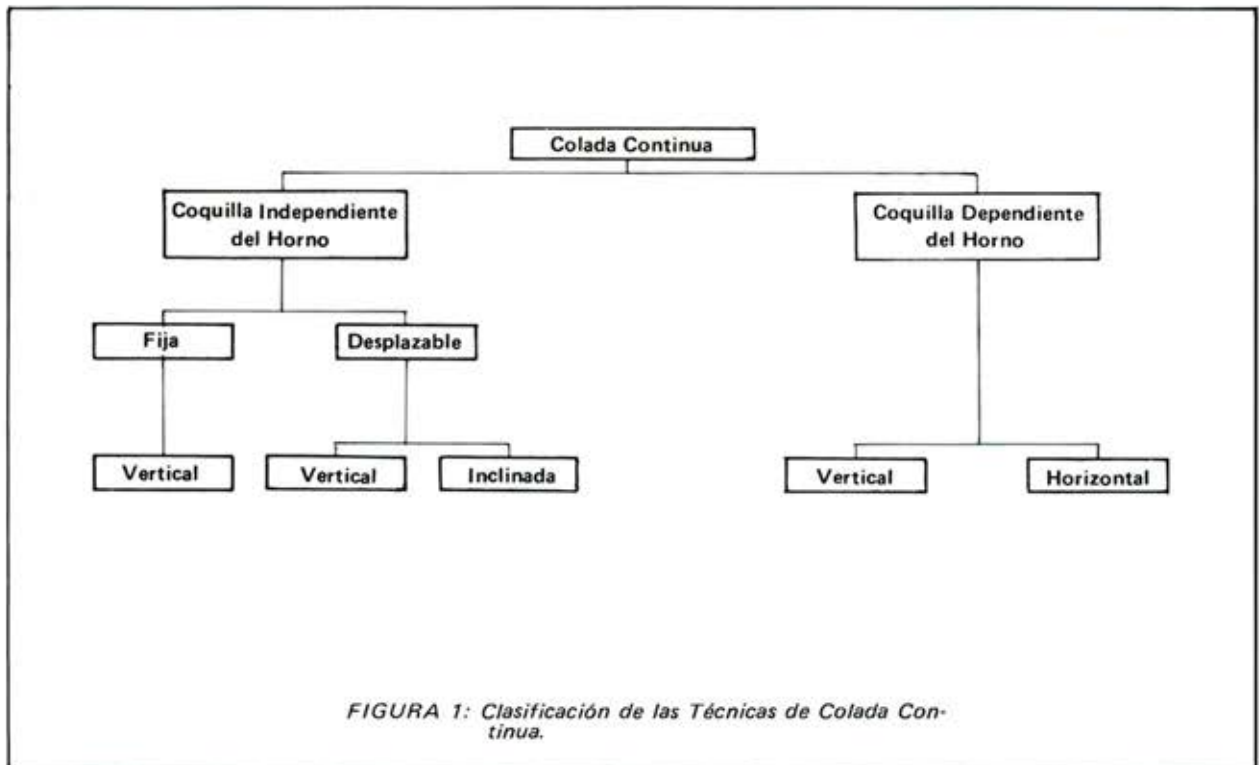
ceso sale de la coquilla en forma de barra, siendo esta más larga que el molde. Puede adoptar varias formas tales como barras de sección cuadrada, tubos, chapas rectangulares y otros tipos de formas.

En una primera aproximación la técnica de colada continua se puede subdividir en dos grandes grupos. Dentro del primero se emplean coquillas que se desplazan con la carga fundida hasta que esté suficientemente solidificada. La coquilla o parte de ella será renovada en el lugar de colada. A este grupo pertenecen principalmente las bandas y barras coladas para laminación. En cambio el segundo grupo trabaja con coquillas que son esencialmente fijas e indivisibles, sobre cuyas paredes el chorro de colada debe efectuar un cierto movimiento. La colada continua de metales y aleaciones con un alto punto de fusión es llevada a cabo casi exclusivamente con procesos de este grupo, por lo que ha ganado una gran relevancia en el último tiempo. Una segunda posibilidad de subdivisión de la técnica de colada continua sería entre un proceso dependiente y otro independiente del horno, debiendo diferenciarse si la colada se realiza en posición vertical u horizontal. (Fig.1).

un producto semi-terminado, donde los productos colados tales como barras de sección cuadrada, redonda, chapas rectangulares y otros perfiles, permiten disminuir la proporción de chatarra al reducir el número de cabezales a cortar. Otra importante meta sería mejorar el producto gracias a la eliminación del fenómeno de segregación y evitarse la formación de rechupes.

Para una visión histórica del desarrollo de la colada continua es menester remontarnos al siglo XIX. Según se sabe, el primero en ocuparse de los procesos de colada continua fue Henry Bessemer, y sus patentes proceden de los años 1846 y 1857. Bessemer expuso sus ideas por escrito pero recién en 1927 encontró una confirmación práctica a ellas en un trabajo de Siegfried Junghans (Fig.2). El proceso de Junghans fue aplicado en primer lugar a latones y con ello llevó la técnica de colada continua a una madurez industrial de orden más general.

Pocos años más tarde en el año 1933, fué posible la colada continua de latones con alto plomo (Fig 3). Este desarrollo nos conduce finalmente al llamado "proceso de colada en agua" para aluminio y sus aleaciones de la Asociación de



A lo largo del tiempo se ha pretendido alcanzar distintas metas con el proceso de colada continua. Es así como ya en los inicios del desarrollo de productos semi-elaborados se deseaba obviar las etapas intermedias por sus altos costos y el largo tiempo que demandaban. Actualmente se ha logrado la tan ansiada meta de conseguir un proceso totalmente continuo para procesar el metal sin interrupciones desde su estado líquido hasta obtener

Empresas de Aluminio. Estas instalaciones pertenecen al grupo de procesos de colada continua con coquilla fija.

La gran diferencia entre el proceso Junghans y el "proceso de colada en agua" radica en el largo de las coquillas. Es así como Junghans empleó coquillas del orden de 600 a 1000 mm, mientras que en el "proceso de agua" se utilizan coquillas más cortas de entre 150 a 250 mm con un intensivo

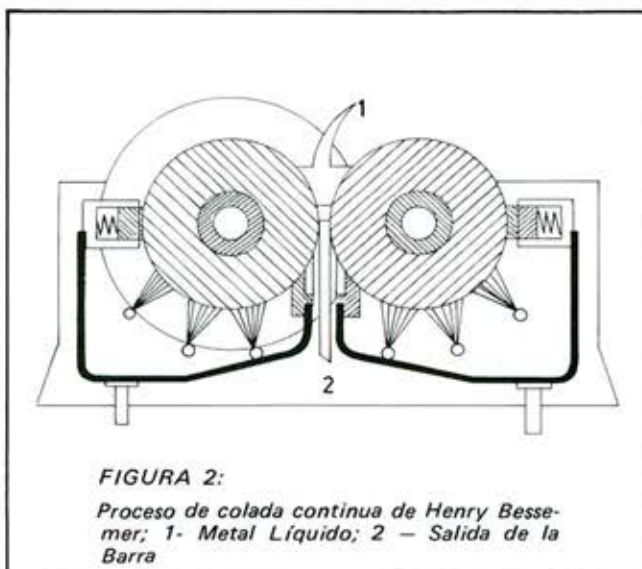


FIGURA 2:

Proceso de colada continua de Henry Bessemer; 1- Metal Líquido; 2 - Salida de la Barra

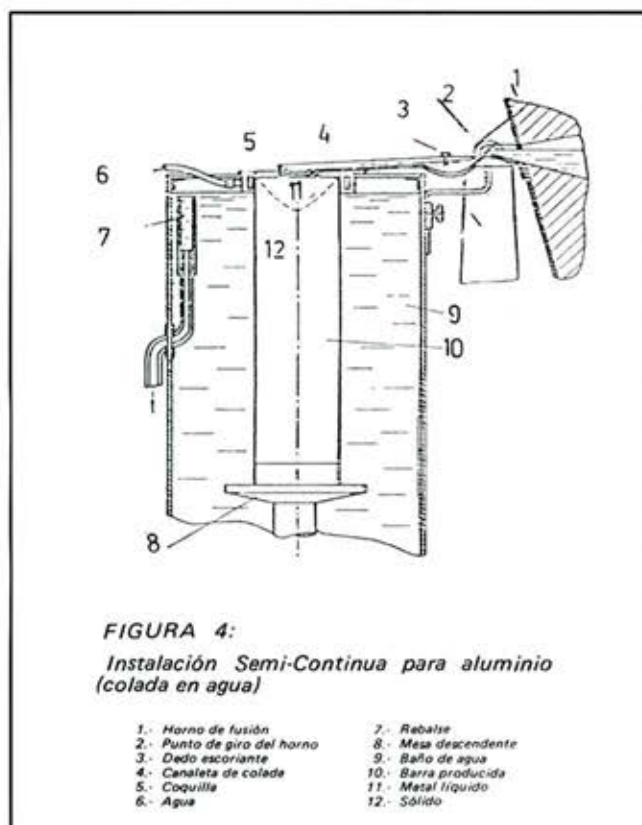


FIGURA 4:

Instalación Semi-Continua para aluminio (colada en agua)

- | | |
|-----------------------------|----------------------|
| 1.- Horno de fusión | 7.- Rebalse |
| 2.- Punto de giro del horno | 8.- Mesa descendente |
| 3.- Dedo escoriante | 9.- Baño de agua |
| 4.- Caneleta de colada | 10.- Barra producida |
| 5.- Coquilla | 11.- Metal líquido |
| 6.- Agua | 12.- Sólido |

procedimiento posterior de enfriamiento de la barra aplicándole un baño de agua. Sin embargo, este último proceso está limitado a colar largos de 3 a 8 metros solamente, por lo que se le ha calificado como proceso semi-continuo. En contraposición, las instalaciones Junghans permiten una colada totalmente continua, donde un dispositivo separador va cortando las barras (Fig.4).

De acuerdo con lo expuesto anteriormente se deduce que la técnica de colada continua se puede subdividir nuevamente en colada discontinua y continua. Las instalaciones discontinuas

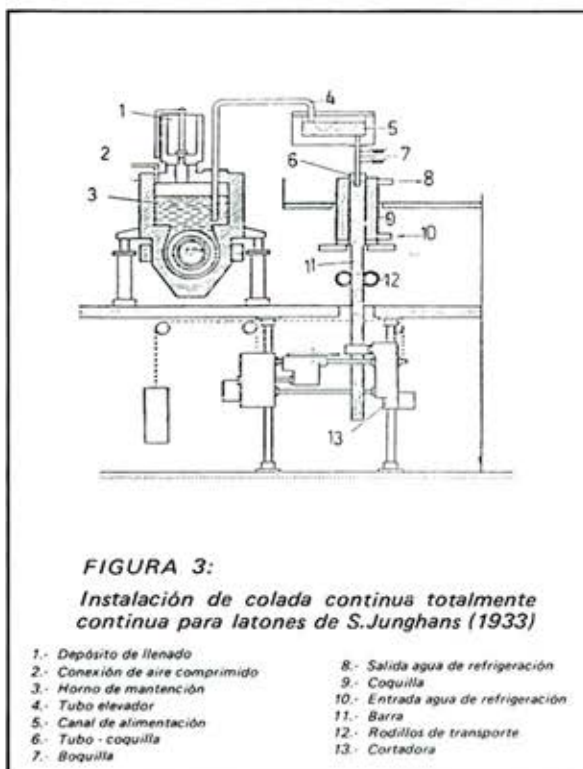


FIGURA 3:

Instalación de colada continua totalmente continua para latones de S. Junghans (1933)

- | | |
|---------------------------------|------------------------------------|
| 1.- Depósito de llenado | 8.- Salida agua de refrigeración |
| 2.- Conexión de aire comprimido | 9.- Coquilla |
| 3.- Horno de mantenimiento | 10.- Entrada agua de refrigeración |
| 4.- Tubo elevador | 11.- Barra |
| 5.- Canal de alimentación | 12.- Rodillos de transporte |
| 6.- Tubo-coquilla | 13.- Cortadora |
| 7.- Boquilla | |

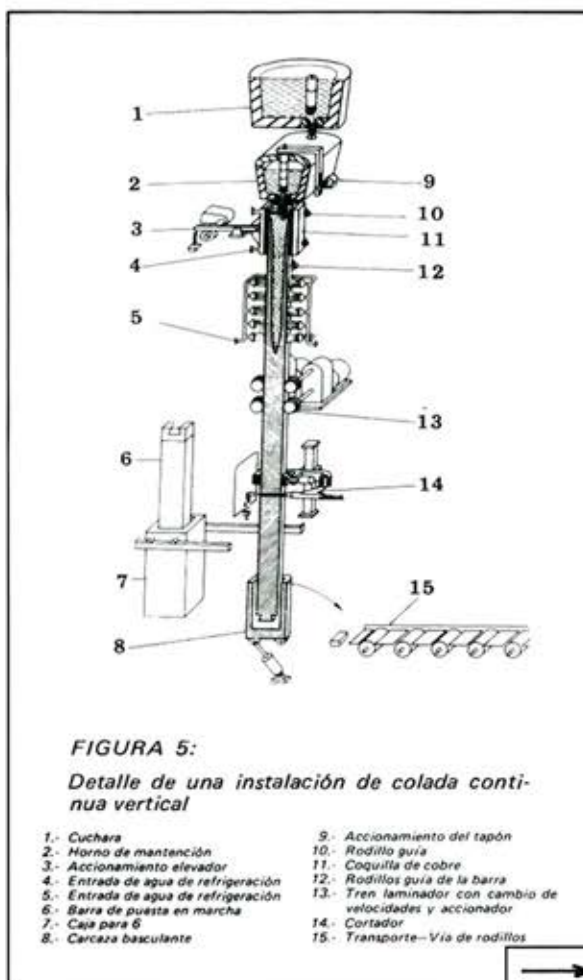


FIGURA 5:

Detalle de una instalación de colada continua vertical

- | | |
|--------------------------------------|------------------------------------------------------------|
| 1.- Cuchara | 9.- Accionamiento del tapón |
| 2.- Horno de mantenimiento | 10.- Rodillo guía |
| 3.- Accionamiento elevador | 11.- Coquilla de cobre |
| 4.- Entrada de agua de refrigeración | 12.- Rodillos guía de la barra |
| 5.- Entrada de agua de refrigeración | 13.- Tren laminador con cambio de velocidades y accionador |
| 6.- Barra de puesta en marcha | 14.- Cortador |
| 7.- Caja para 6 | 15.- Transporte-vía de rodillos |
| 8.- Carcasa basculante | |

trabajan con grandes interrupciones, por ello se trata aquí de instalaciones que, por su tipo de operabilidad, no corresponden a la naturaleza de la colada continua. Estas coladoras discontinuas poseen un funcionamiento muy versátil, puesto que un simple cambio de programa logra modificar rápidamente la producción según se la desee. Todos los sistemas discontinuos tienen en común el empleo de una específica mesa de colada que puede desplazarse variablemente hacia abajo y, a medida que va pasando por la coquilla, se cueban una o más barras.

Estas mesas tienen una altura limitada que determina el largo máximo que puede tener la barra colada. La entrada posterior de la barra en el pozo de refrigeración lleno de agua permite el empleo de un angosto anillo de refrigeración como coquilla, en el cual sólo se solidificará la parte exterior de la superficie lateral del bloque.

Una ventaja particular de las instalaciones discontinuas es que posibilita la producción, en una sola instalación de colada, de todas las dimensiones de barras que uno desee. En la mayor parte de los casos se puede producir muchas barras de pequeñas secciones. Sobre todo en metales livianos, pero también en metales pesados, se pueden colar sin dificultad varias barras a la vez. En estos casos debe emplearse canales de distribución apropiados, de manera que el metal que fluye sea homogéneamente distribuido sobre la coquilla. Por otra parte ha demostrado ser exitoso el empleo de una velocidad de marcha variable que cubre un amplio rango. Dado que las velocidades de colada y descenso son proporcionalmente pequeñas, conviene una rápida vuelta de la mesa de colada y, la práctica ha demostrado, que el rango más competente es la velocidad que varía entre 20 y 1.300 mm./min. Las velocidades pequeñas son necesarias para colar grandes perfiles, mientras que la mayor velocidad se emplea para volver a colocar la mesa nuevamente en operación. Cada coquilla debe tener un pedazo de barra fría o "puesta en marcha" para poder empezar con la colada. Además es conveniente acoplar esta barra fría a la mesa de colada, de manera que ésta y la barra producida tengan que ser forzosamente desacopladas al finalizar el descenso de la mesa de colada. En la mayoría de los casos se deslizará la barra desde la coquilla por efecto de su propio peso. En pequeñas secciones existe la posibilidad de que el rozamiento de adherencia a menudo sea mayor que la fuerza de descenso que proporciona el peso de la barra producida.

En estos momentos la capacidad de las instalaciones de colada discontinua se encuentra entre 8-10 t/h. En contraste, el funcionamiento de la colada continua cubre múltiples veces esta cantidad. El sistema continuo requiere, fuera del horno de fusión, un horno de mantención para garantizar un continuo flujo de metal. Una ventaja significativa de este tipo de colada continua radica en que su rendimiento alcanza a aproximadamente

960/o. El resto consta de chatarra de recirculación que resulta al cortar cabeza y pie de la barra. En coladas discontinuas se calcula con aproximadamente 150/o de chatarra (Fig. 5).

A diferencia de los metales no ferrosos, la colada continua del acero empieza recién al comienzo de los años cincuenta, lo que puede atribuirse a varios problemas técnicos. El acero posee una elevada temperatura de fusión y una difusividad térmica relativamente baja al comparársela por ej. con la del aluminio y del cobre que es de 1:11:13 respectivamente.

Cuando se tiene una diferencia de temperatura de 1550°C deben ser descargadas un total de 325 kcal/kg de acero, y por otro lado, un máximo de sólo 100/o de la cantidad total de calor podrá ser extraída por medio de la refrigeración de la coquilla; otro 400/o será retirado por una segunda zona refrigerante, mientras que la mayor parte del calor será disipado por el aire de los alrededores.

Debido a la baja difusividad térmica del acero, el interior de la barra permanece en estado líquido durante largo tiempo después que ha pasado por la coquilla. Es por esto que estando en la zona de deformación en caliente la barra puede ser "doblada" en una dirección perpendicular a la de la colada, siendo posteriormente transportada en dirección horizontal donde continúa su elaboración, todo lo cual actualmente se efectúa en instalaciones de colada continua "tipo curvo". La zona central líquida de la barra es observada hasta 15 metros después de que ha pasado por la coquilla (Fig. 6 y 7).

Por otra parte, la llamada "colada de bandas" muestra una forma un tanto diferente de colada continua, al emplear coquillas desplazables. La primera proposición para la "colada de bandas" proviene de Bessemer en el año 1846. En la Fig. 8 se pueden observar algunas etapas del procedimiento del laminado en colada y su desarrollo cronológico. La primera instalación industrial se realizó en la Fábrica Hazelett en el año 1930 y fue empleada para colar delgadas planchas de aluminio. Posteriores desarrollos fueron efectuados por Ingeniería Hunter lográndose una dirección de colada hacia arriba con lo que se previene la fuerte oxidación. Nuevos estudios han permitido también la colada en dirección horizontal. Otra variación de colada sería la rueda de colada que posee una banda de acero como pared de coquilla llamada Rotary (Fig. 9).

Para terminar estas consideraciones acerca de las instalaciones de colada continua se revisará la construcción de aquellas coquillas más divulgadas. Podría decirse que la coquilla es el corazón de una instalación de colada continua. Cada fabricante de instalaciones de colada continua pone tanto "know how" en el desarrollo de las coquillas que un eventual aporte nuevo o mejoramiento en la técnica de enfriamiento es inscrita inmediatamente como patente. Por lo anterior, existe una carencia de literatura competente que aporte adecuados conocimientos en la técnica de

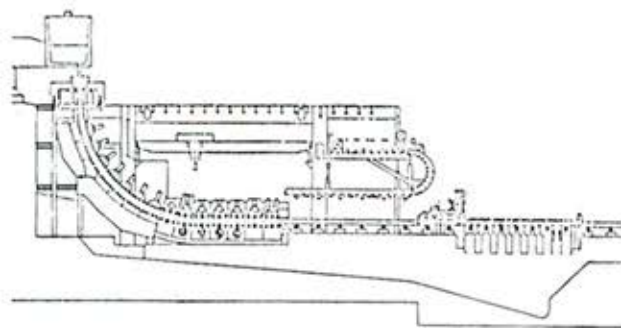


FIGURA 6: Máquina de Colada Continua (diseño, con-cast, esquemático)

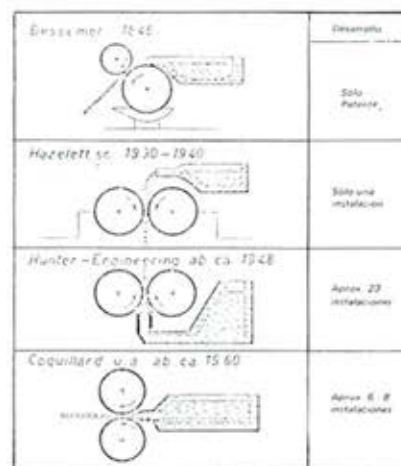
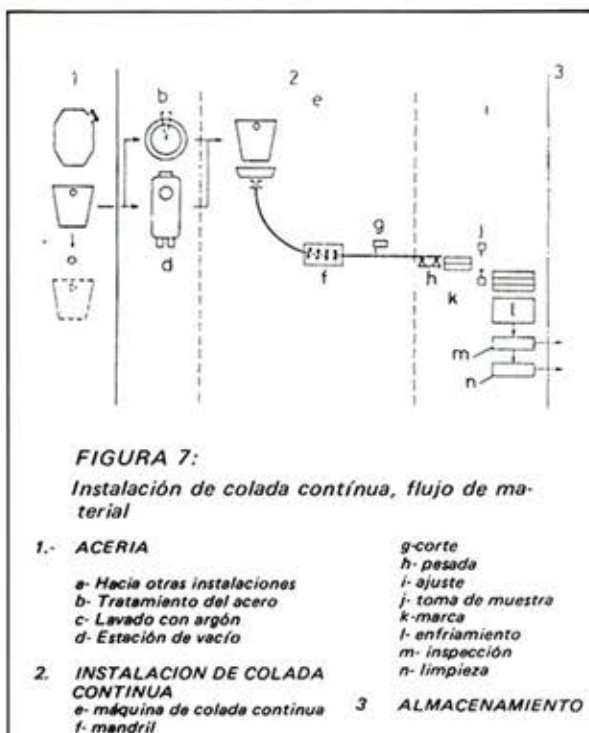


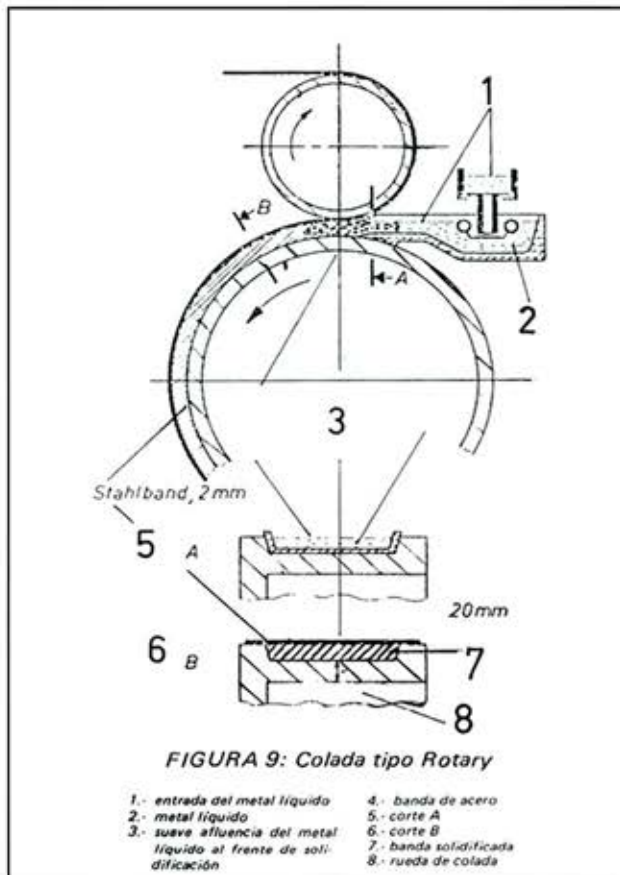
FIGURA 8:
El desarrollo de la "colada de bandas" desde 1846 hasta 1960

construcción de coquillas. La coquilla es tan fundamental que nos determina: la calidad superficial de las barras, las posibles fallas de las barras coladas, el tipo de estructura, la velocidad de colada, y con ello, la productividad de la instalación.

En los primeros ensayos con el proceso Jungmans-Wieland fueron empleadas coquillas de 900 mm de largo. No obstante, en la transición a colada discontinua quedó muy pronto en evidencia que este tipo de coquilla era demasiado burda, especialmente durante el proceso de colada. En otras palabras, el primer llenado de la coquilla hasta alcanzar el nivel de metal permisible es casi siempre chatarra debido a su deficiente calidad superficial, por lo que fue necesario desarrollar una coquilla más corta que se logró mediante dos formas: con

y sin enfriamiento directo. Si la barra no es directamente enfriada después de pasar por la coquilla se deben emplear coquillas largas para poder extraer el sobrecalentamiento del metal.

Pronto se pudo concluir que las llamadas coquillas ranuradas, utilizadas en la colada de metales livianos, no eran en absoluto exitosas al aplicarlas a metales pesados. Estas eran simplemente muy cortas (Fig. 10). De un tiempo a esta parte se ha abandonado la antigua coquilla metálica por una totalmente de grafito en el proceso de colar, p.e. lingotes rectangulares de cobre. Lo que sucede es que debido a la transmisión térmica de dicha coquilla, se puede usar solamente en formatos delgados como barras o lingotes rectangulares. Sin embargo, un amplio campo donde se pueden emplear estas coquillas sería en la colada continua horizontal, puesto que allí justamente son coladas tales perfiles delgados. (Fig. 11).

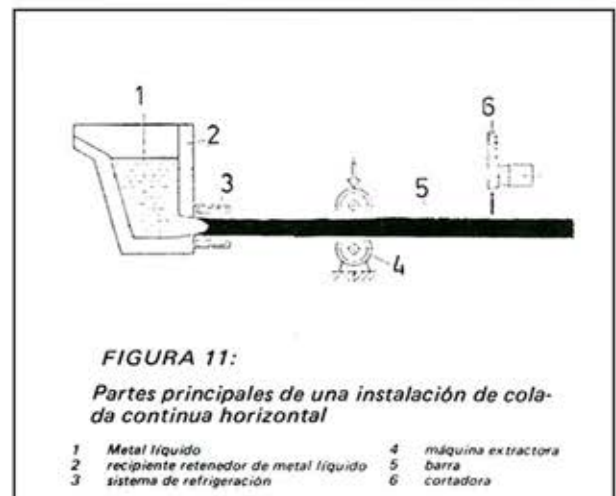
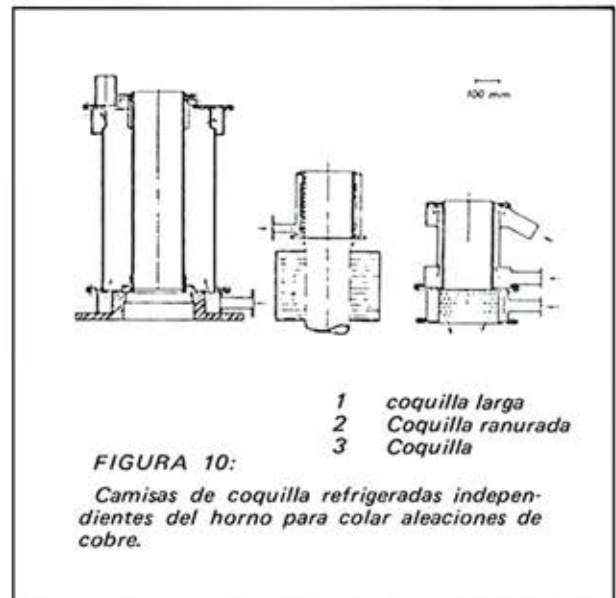


Después de este escueto resumen acerca del desarrollo técnico del proceso de colada continua nos dedicaremos en la segunda parte de este trabajo a los principales problemas metalúrgicos inherentes a la colada continua.

En primer término, para poder conseguir la calidad deseada en un producto de colada continua es imprescindible controlar inmediatamente la estructura de solidificación de dicho producto, puesto que las fallas que se inician en esta etapa difícilmente son corregibles más tarde. Para poder manejar correctamente los procesos de solidificación se hace necesario que previamente conozcamos los factores que regulan el proceso de colada continua.

Ahora bien, la mayoría de dichos factores se encuentran interrelacionados en un efecto recíproco. Es así como la estructura de colada en el procedimiento de colada continua es influenciada especialmente por la temperatura de colada, pero también por la velocidad de colada y por la extracción calórica del frente de solidificación. Por lo tanto, si se desean conseguir adecuadas calidades en el producto de colada, se requieren complejos procesos de colada donde las condiciones de solidificación sean determinadas también tanto por la alimentación del baño metálico hacia el frente de solidificación como por el nivel del metal en la coquilla.

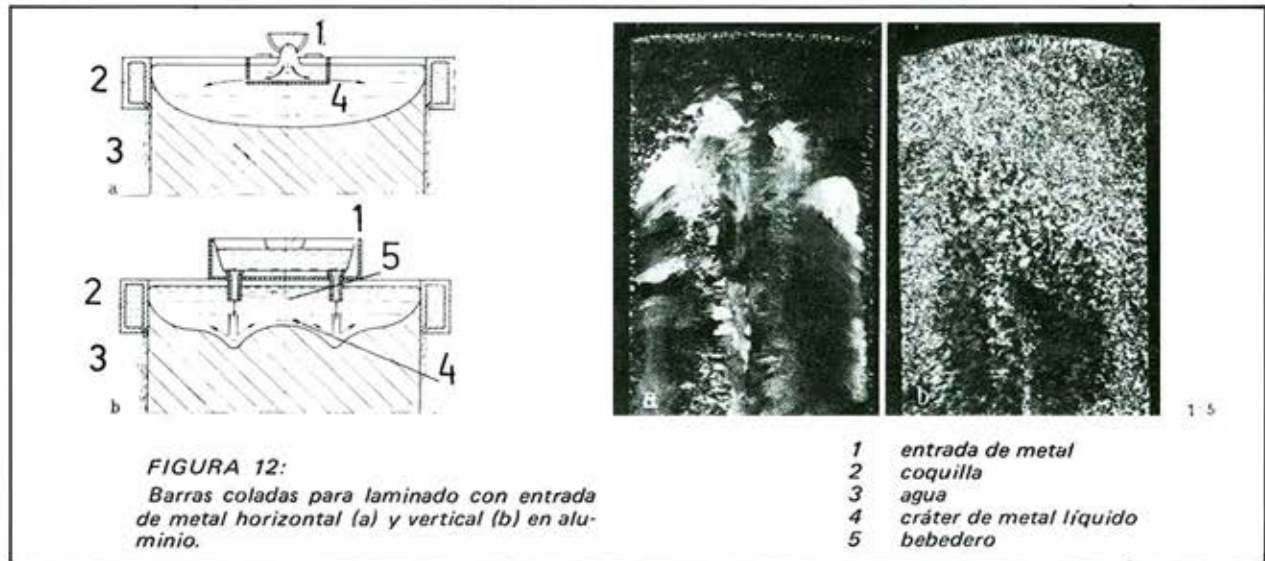
En los párrafos siguientes se enfocarán los fundamentos básicos de la colada continua. En



primer lugar, la afluencia de la masa fundida hacia el frente de solidificación tiene una fuerte influencia tanto en el cráter líquido de la barra como en la estructura de colada de la misma (Fig. 12a y b). Los principales conocimientos referentes a la alimentación de metal líquido han sido reunidos empíricamente, aunque existen algunas herramientas de cálculo.

En segundo lugar, una estructura equiaxial en colada continua supone la condición de que a una cierta distancia del frente de solidificación se formen núcleos. Mediante la alimentación de metal líquido vertical es posible conseguir una mejor homogenización de las partes de baño frío del metal con las del caliente, lo que se evidencia en las figuras. Por el contrario, cuando no se tienen núcleos proporcionados por la adición de un afinante, la nucleación puede detenerse delante del frente de solidificación si la velocidad del metal que fluye cerca de dicho frente es baja lo que sucede en el caso de entrada horizontal.

Si se desea observar la transición líquido-sólido



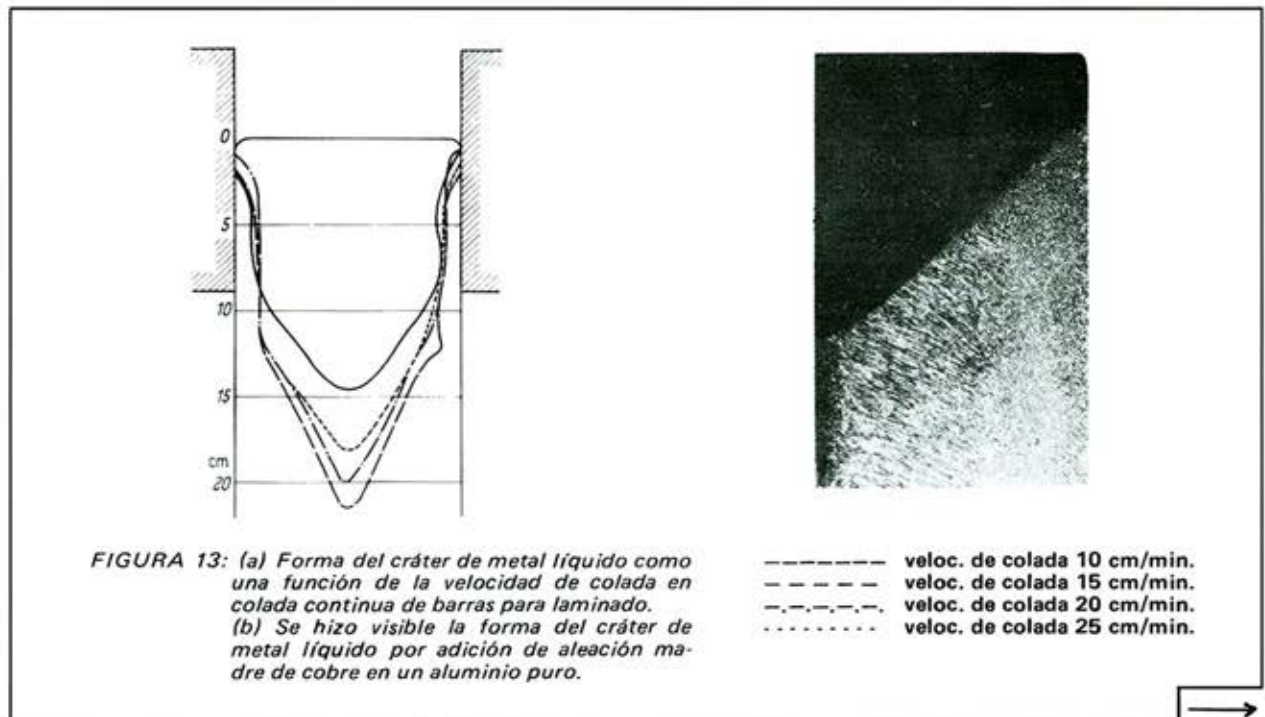
do puede hacerse mediante alguno de los siguientes métodos:

- Vaciado rápido de la parte líquida
- Explorar la forma del cráter líquido con una varilla metálica.
- Adicionar un elemento de aleación (ej. para Al se agrega Pb).
- Agregar aditivos radioactivos

En la Fig. 13 se representa la influencia de las distintas velocidades de colada en la formación del cráter líquido. Lewis calcula las isoterms que están alejadas del frente de solidificación con la ayuda de termoelementos que quedan incrustados en el material solidificado. Por su parte, la Fig. 14 muestra las curvas isoterms en mediciones hechas en aluminio para dos velocidades de colada dife-

rentes. Al respecto cabe señalar que las medidas en la cercanía de pared de la coquilla son inexactas debido a que, al aplicarse el enfriamiento directo, actúan muchos efectos aleatorios. Especialmente en la zona de contracción (con referencia a la coquilla), aparecen irregularidades en la transmisión de calor. Es así como se presentan tensiones internas después de solidificar debido a una desigual distribución de temperatura.

Ahora bien, en la influencia que pueden tener dichas tensiones en la formación de grietas, juega un rol fundamental tanto la velocidad de colada como la sección de la barra. Es por ello que, especialmente en aleaciones de aluminio, se han llevado a cabo programas de enfriamiento y calentamiento con el fin de evitar dichas tensiones. En resumen,



se ha determinado que la formación de grietas y fisuras está relacionada preferentemente a los siguientes factores:

- Distribución de tensiones en el bloque, ya sea en caliente o en frío (lo que es modificable mediante las condiciones de colada y la forma en que el calor sea disipado).
- Temperatura: grietas en caliente o en frío
- Dimensión del bloque
- Tipo de aleación
- Pequeñas variantes en la aleación (importante en grietas en caliente)

En primer término se analizarán brevemente las roturas en frío. Se ha observado que dichas roturas se deben a las tensiones que parecen después que se ha enfriado el bloque. Ahora, para eviatar este tipo de grietas se debe intentar colar con un cráter líquido lo menos profundo posible. Del mismo modo, una reducción del enfriamiento por debajo de la coquilla tiene un efecto preventivo, puesto que con ello será retardado el enfriamiento de la barra a solidificar, resultando ésta más uniforme a través de la sección, lo que a su vez, disminuirá las tensiones.

En segundo término, respecto a las grietas en caliente, se puede señalar que éstas aparecen en forma de finas fisuras muy difíciles de reconocer. Se ha encontrado que la aparición de grietas en caliente pareciera estar frecuentemente asociada tanto a aleaciones que tiene un estrecho intervalo de solidificación como a la presencia de eutéctico, el cual solidifica a una temperatura relativamente baja, encontrándose éste entre los granos solidificados. Por otro lado, las variaciones manipuladas para evitar la formación de grietas serían: el enfriamiento debajo de la coquilla y la velocidad de colada. En todo caso, ambas variables influyen en la calidad de la estructura de colada. Es por esto que al reducirse las grietas debe llegarse a un compromiso entre segregaciones y calidad de la superficie. Además, es necesario que antes de que la barra continúe su proceso de transformación se le limpie previamente una capa que se origina por segregación en su superficie. Dicha capa superficial se caracteriza por:

- Concentración superior al promedio del principal elemento aleante.
- Fuerte salto de la concentración de los elementos de aleación entre la capa superficial y el metal que se encuentra abajo.

Respecto al elemento segregado cabe señalar que su contenido más alto se ha encontrado en reiterados casos de "exudación". Por otra parte, en las cercanías de las superficies aparece frecuentemente una delgada zona de estructura empobrecida en eutéctico. Ahora bien, la forma en que se presenta la segregación depende de las condiciones de colada. Tanto el sistema de alimentación del metal como la rugosidad de la pared de la coquilla y la velocidad de colada tienen una fuerte influencia sobre la segregación cercana de la superficie. Los dos factores más importantes que intervienen en dicha segregación son la profundidad

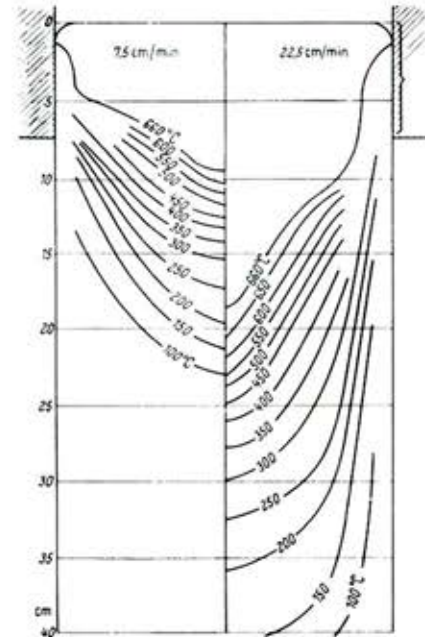


FIGURA 14:

Curso que toman las isotermas en barras redondas de aluminio puro con dos velocidades de colada distintas.

del cráter líquido y la altura del menisco, puesto que influye sobre la altura de la separación de contracción.

El mecanismo con que opera la exudación en colada continua es descrito en la Fig. 15. Puede observarse que al presentarse una separación por contracción en el proceso de colada continua se produciría un estancamiento del calor. Este calor latente liberado puede ocasionar un calentamiento de la corteza ya solidificada, el que a su vez, puede refundir el eutéctico que se encuentra en los brazos dendríticos y en los bordes del grano, provocando así un aumento de volumen que originará perlas exudadas que serán extruidas.

Fuera de la anterior explicación para el fenómeno de exudación existen otras posibles aclaraciones. En primer término se ha señalado el hecho de que un 1/6 del espesor de la barra bajo la superficie actúa como una "cuenca de captación" para la exudación superficial. En general puede afirmarse que todos los factores que influyen en la separación de contracción provocan un cambio en la exudación superficial. De acuerdo con lo anterior si se quiere evitar la exudación en colada continua debe ser disminuida la separación de contracción, lo cual tendrá éxito en la medida que se cuele con un menisco bajo. Sin embargo, el problema radica en la dificultad de mantener en forma constante dicho menisco en el nivel bajo requerido.

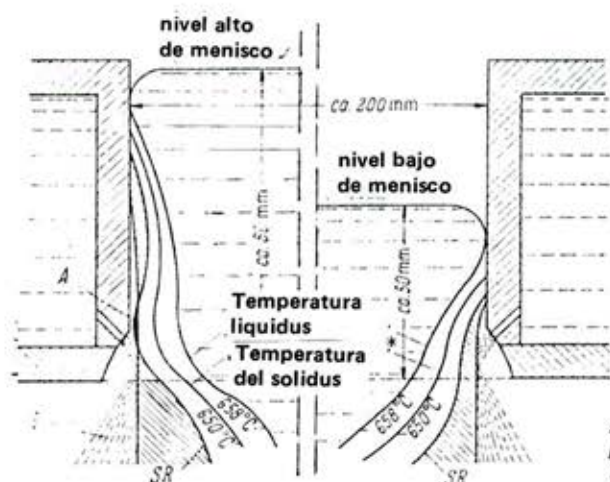


FIGURA 15:

Influencia de la altura del menisco en la solidificación de aluminio puro cerca de la pared de la coquilla. Izq. Origen de una fuerte exudación Der. corteza de colada considerablemente libre de exudación. Corte longitudinal a través de la coquilla.

A Exudación; SR Temperatura solidus del resto de metal líquido en los bordes de grano y espacios interdendríticos; velocidad de descenso 8 cm/min.

Otro medio frecuente para disminuir la exudación son las estrías en la pared de la coquilla, las cuales deben ser paralelas a la dirección de colada. Estas estrías disminuyen la transmisión térmica en la coquilla, lo que a su vez produce una disminución de la separación de contracción. Además las estrías absorben mejor el lubricante que una pared de coquilla pulida. Es así entonces como el empleo de coquillas estriadas, adecuadamente lubricadas, junto a un sistema de flotador para mantener un menisco bajo y constante, permite la producción de barras casi libres de exudación superficial. En general, en las aleaciones se tiene la tendencia a extraer suficiente calor de la coquilla como para tener una corteza lo suficientemente gruesa antes de aplicar el enfriamiento directo. Es por esto que en aleaciones uno debe conformarse con

tener una fuerte exudación. Otro elemento de ayuda para reducir la separación de contracción es el empleo de coquillas cónicas.

Retornando a las causas de la formación de exudación se ha aducido, en segundo término la presión hidrostática del cráter líquido de metal. No obstante, esta interrogante no ha sido totalmente aclarada. Como otra causa posible se ha argumentado que la zona interior globulítica solidifica en corto tiempo y, por medio de este calor latente liberado, la corteza exterior así solidificada puede ser a tal punto recalentada que el eutéctico se refunde y extruye.

Por otra parte, para la práctica es de gran relevancia determinar la causa de una exudación periódica y también de las en parte periódicas zonas de juntas frías en barras de colada continua. Este

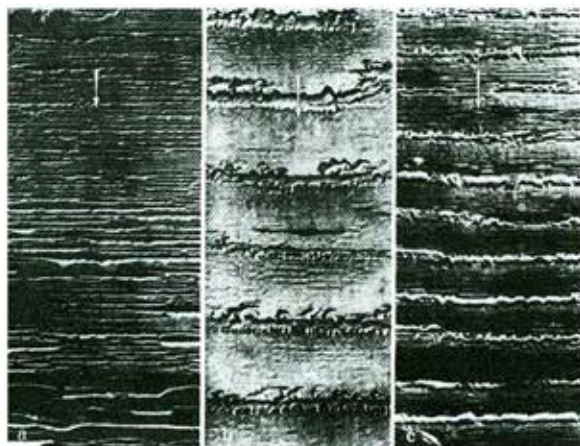


FIGURA 16

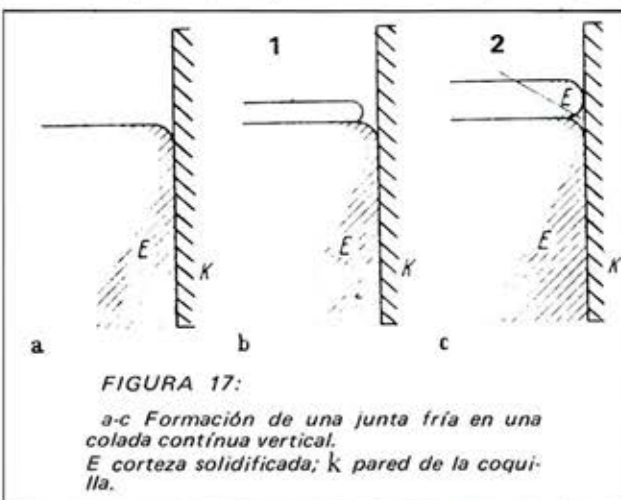
a-c Periódicas juntas frías (izq.) y exudaciones (centro y der.) en barras de colada continua de Al 99. Flecha: dirección de colada. a) Temperatura de colada 680°C, velocidad de colada 5 cm/min, cráter de metal líquido 5 cm; b) Temperatura de colada 700°C, velocidad de colada 13,5/min, cráter de metal líquido 13,5 cm; c) Temperatura de colada 700°C, velocidad de colada 13,5 cm/min, cráter de metal líquido 9,5 (menisco 2,5 cm más bajo que en (b)).

fenómeno aparece en casi todos los metales y es de gran importancia para este proceso. Es así como a continuación se intentará mostrar dicho fenómeno ilustrándolo con algunas observaciones prácticas.

En la Fig. 16 se reproducen tres barras de aluminio resultantes de distintas condiciones de colada, aunque las tres fueron coladas incorrectamente. La de la izquierda tiene muchas juntas frías que no tienen absolutamente nada en común con la exudación superficial, sino que es un efecto mecánico puro que aparece al colar muy frío y/o

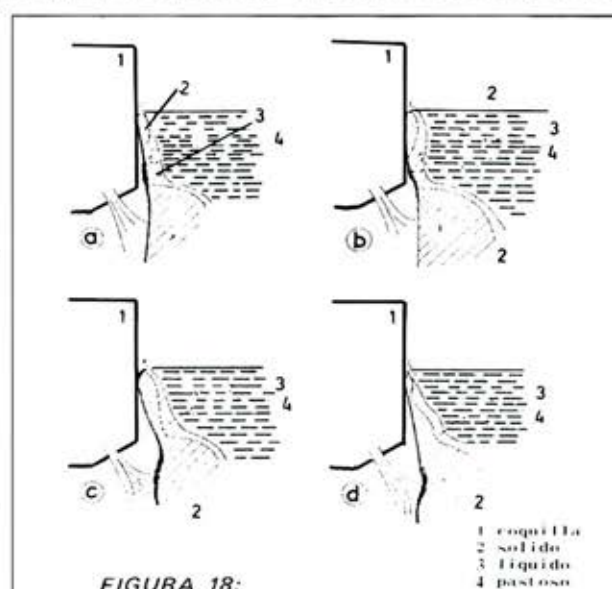
debería tener escasa resistencia. La aparición de una oruga exudada es acompañada de un fuerte proceso de contracción local.

Otro problema que se presenta en la práctica de la colada continua es la aparición de rechupes y poros. En general, hasta ahora se conocen dos causas para el origen de dichas fallas: la escasa realimentación de metal líquido en zonas de enfriamiento rápido y el alto contenido de gas. Por lo general se ha podido comprobar que cuando la boquilla se encuentra en posición vertical, tanto



muy lento. En la Fig. 17 se aclara el origen de un nervio de junta fría. Este fenómeno indeseado se produce bajo la condición de que una corteza se extienda hasta el límite metal-aire y, en dicha zona, por efecto del metal nuevo que fluye así como por la tensión superficial causará una entalla. Las barras del medio y derecha en la Fig. 18 muestran una fuerte exudación periódica causada por una velocidad muy alta de colada, la que se encuentra acoplada a un cráter líquido profundo y en combinación con un menisco alto. Se puede observar que la distancia de la exudación periódica disminuye fuertemente luego que la altura del menisco y la separación de contracción son disminuidos. Tanto es así que al seguir bajando el menisco desaparecen totalmente las exudaciones periódicas.

Las exudaciones más frecuentemente observadas se originan por oscilaciones cíclicas del ancho de la separación de contracción, tal como es aclarado en la Fig. 18. Por lo que se ha podido observar, bajo adecuadas condiciones de colada, aumenta el ancho de separación de contracción hasta que surge un nervio exudado. Al mismo tiempo, se obtiene una mejor extracción calórica en la coquilla y, al menos durante un determinado tiempo, no aparecen exudaciones hasta que la separación de contracción tenga un ancho suficiente como para que el proceso se repita. Ahora, es altamente probable que, al producirse una exudación el elemento-superficial de la corteza de colada que se encuentra encima, se adhiere durante un corto tiempo a la pared de la coquilla puesto que durante ese instante la superficie de la barra en esa zona



una temperatura de colada muy baja como un cráter líquido muy profundo favorece la aparición de pequeños poros de contracción. La temperatura de colada intensifica este fenómeno puesto que solidifican los canales de relleno de los espacios interdendríticos.

También gran importancia para la producción de productos de colada continua es la formación de la estructura de colada. Al respecto, W. Koston, en sus relevantes trabajos, subdividió los granos de colada en sub-granos constatando igualmente que el tamaño de grano y subgrano pueden ser influenciados independientemente uno del otro. Es así como se ha evidenciado que la formación de un grano fino es favorecido tanto por un gradiente de temperatura más empinado como por la adición de medios afinantes. Por el contrario, el tamaño del sub-grano es casi exclusivamente dependiente de la velocidad de solidificación. Asimismo la segregación a escala macro y micro son independientes del tamaño de grano.

De todo lo anteriormente expuesto se puede concluir que, para conseguir una estructura de colada deseada, deben ser suficientemente conocidos los factores que influyen en la formación de dicha estructura. En primer lugar cabe mencionarse, dentro de estos factores, la alimentación del metal en el frente de solidificación. La distribución de metal líquido precisa de dos requisitos:

a) Una alimentación uniforme de metal líquido a través de toda la sección. Gracias a esta medida se consiguen condiciones de colada homogénea y una estructura uniforme a través de toda la sección de la barra. Mientras que mediante una distribución uniforme de metal se puede conseguir un grano fino, por medio de una alimentación desigual aparecen al mismo tiempo distintos tipos de grano: columnares y equiaxiales finos y groseros.

b) La segunda exigencia concierne a un alimentación del metal hasta las cercanías del frente de solidificación. De esta manera se consigue que el metal líquido sea conducido por un camino directo a la zona con un alto gradiente de temperatura. Este efecto es beneficioso ya que evita las solidificaciones prematuras del metal líquido, las que generalmente se producen cuando el metal debe fluir por una distancia larga, puesto que en este caso va descendiendo la temperatura.

Ahora bien, las diferencias de tamaño de grano en la estructura de colada pueden ser niveladas por un proceso de conformado y por las sucesivas recristalizaciones, con lo cual no aparecerán en el producto final. Del mismo modo, el nivel de metal en la coquilla ejerce una fuerte influencia sobre la formación de la estructura. Al colar con distintos niveles de metal no sólo se afectará intensamente la superficie de la barra sino que también la estructura, especialmente en la cercanía de la corteza. Es así como se ha comprobado que el ancho de la zona de granos columnares o la correspondiente zona marginal de granos equiaxiales burdos se encuentra ligado en forma directa a la altura del nivel de metal en la coquilla. Este fenómeno podría explicarse como sigue. En el caso de un nivel de metal alto, el baño de metal estará más tiempo en contacto con la pared de la coquilla refrigerada. Hasta ese instante, el enfriamiento se verifica únicamente por el efecto de la pared de la red de la coquilla partiendo desde esa zona. Esta situación tiene como consecuencia que, en primer lugar, los granos crezcan en una dirección paralela al máximo gradiente de temperatura. Al salir la barra de la coquilla entra en la zona de enfriamiento directo donde podrá existir una disipación de calor en la dirección de colada. La dirección de crecimiento será la resultante del enfriamiento en ambas direcciones, debiendo ser analizada también la forma del cráter líquido. Para bajos niveles de metal la zona marginal permanece sólo durante un corto tiempo en solidificación unidireccional, donde la zona columnar alcanzará solamente un espesor pequeño. El ancho de esta zona es de importancia económica, puesto que en algunas aplicacio-

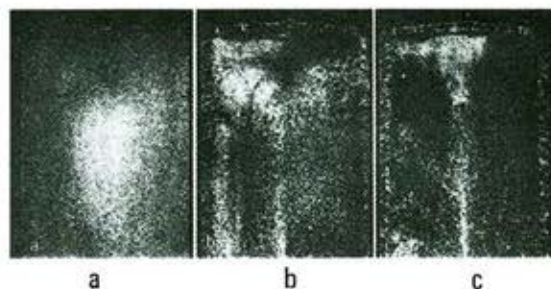


FIGURA 19:

Influencia de la temperatura de colada sobre el tamaño de grano de barras de colada continua de Al 99.5. (a) Temperatura de colada 665 hasta 670° C b) Temperatura de colada 675 hasta 680° C c) Temperatura de colada 685 hasta 690° C.

nes de los productos de colada continua debe ser anulada.

Otro factor que influye en el tamaño de grano es la temperatura de colada, donde el grano de colada será esencialmente fino, siempre que el cráter líquido transporte un baño de metal que posea una temperatura que se encuentra muy pocos grados por sobre la líquidus (Fig. 19).

Para terminar puede agregarse que cada problema metalúrgico tratado someramente en las líneas anteriores pueden ser desarrollado en forma independiente y en extenso, factible de ser expuesto en futuros trabajos de esta índole.

Referencias

1. D. Altenpohl "Aluminium und Aluminiumlegierungen". Springer Verlag (1965).
2. K. Dies "Kupfer und Kupferlegierungen in der Technik". Springer Verlag (1967).
3. E.F. Emley "Continuous casting of aluminium" International Metals Reviews, June 1976.
4. "Colada Continua y Metalurgia de Cuchara" ILAFA 1981.
5. "Stranggiessen", Deutsche Gesellschaft für Metallkunde DGM, 1980.

Juan Valencia



Las tareas

Siempre me ha llamado la atención que la enseñanza no se preocupe de los papis. En los planes de estudios figura toda clase de materias, desde por ejemplo, saber sumar o restar hasta transmitir un programa de televisión desde la Luna y ¡en colores!

En los colegios y en las universidades olvidan a un personaje para mí muy importante y agregaría que es la base de toda educación, me refiero a los papás. ¡Nadie le enseña a nadie a ser papá! El hombre se casa y tal como lo he manifestado en diversas ocasiones, los verdaderos problemas se inician con la llegada del primer crío; se elevan al cuadrado cuando aparece el hermanito y la progresión se mantiene con el resto de los macacos.

Estos problemas, además, se duplican cuando los chicos comienzan a ir al colegio, veamos algunos:

Las mamás, pese a estar llenas de amor y ternura por sus amorcitos, les tienen una desconfianza bárbara a su capaci-



dad mental, y cada vez que el cabro aparece con un tres en los cuadernos, le dictan un sermón de más de tres horas: cuando llega el marido lo llaman aparte y le plantean el problema con ribetes de tragedia griega.

— “M’hijito, fíjate que el niño trajo una prueba y le pusieron un tres, estoy desesperada, ¿qué crees tú?”

Nosotros no creemos nada, simplemente el cabro se sacó un tres y nada más.

Pero el problema sigue con

varias proposiciones y escuchamos:

“Esa profesora no me dio confianza desde el primer día”.

“El colegio no parece ser de los mejores, la María Eugenia no tiene ningún problema con el Totó”.

“Al niño le pasa algo, nunca fue así, ¿crees que sería bueno llevarlo al médico, un psicólogo, por ejemplo?”

Esto del médico psicólogo lo tienen bien pegado algunas mamás modernas, que no pue-

den comprender o aceptar que su crío sea normal.

Y el pobre papá defendiendo al excampeón:

— ¡Pero mujer! el tres se lo sacó en una prueba cualquiera, no es nota trimestral, menos final; además, el hijo está en tercero básico y no en la Universidad.

De todas maneras quedamos inscritos para repasar los estudios todas las tardes con este candidato al diván del psiquiatra.

Y ¡aparecen otros problemas!

Método Cuisenaire, teoría de los conjuntos son novedades modernas que tenemos que tratar de aprender nosotros antes de hacer el ridículo, mientras nos preguntamos ¿por qué cambiarían la cuestión?

En lectura o ciencias sociales, las palabras nos quedan chicas o demasiado grandes; total, el discípulo nos mira como si fuéramos tarados, sin comprender lo que nosotros no podemos explicar con un lenguaje que él comprenda (¿está claro?).

Si el cabro es preguntón, estamos sonados; veamos:

— “Papá, aquí en el libro de ciencias naturales dice que la falta de vitaminas produce una enfermedad que se llama escorbuto y se nota por la caída de los dientes y del pelo.

¿Tú tienes escorbuto?

— “No hijo, yo soy viejo y la caída de dientes o cabello pueden ser problemas de ascendencia...”

— “¿Qué significa ascendencia?

— “Bueno, ascendencia quiere decir nuestros padres, abuelos, bisabuelos; si ellos fueron pelados, esta característica se dice que es hereditaria.

— “¿Así que yo seré pelado también?”



— “Puede o no puede ser, la teoría de Mendel...”

— “¿Quién era Mendel? ¿También era pelado y se le caían los dientes?”

— “Mendel era un monje, no sé si era pelado...”

— “Si era monje, no estaba casado ¿cómo estudiaba la teoría de los pelados?”

En este punto, se nos acaba la paciencia y con toda pedagogía pegamos un grito y volvemos a la lección para que en tres minutos debamos lanzar otro grito y, al final, el chico se retira sin aprender nada y nosotros quedamos amargados por la incapacidad de transmitir nuestro caudal de conocimientos (?).

Habría que agregar una reacción en cadena que muchas veces estos pergenios producen entre la mamá, el papy, la abuela y las tías, etc. Me explicó:

En cualquier momento, el chico hace una pregunta a la abuela; — “Abuelita, ¿Qué es un microbio?”

— “¡Ay! no sé de esas cosas, pregúntale a tu padre”.

El mocoso no obedece y le pregunta a la mamá.

Respuesta:

— Su nombre lo dice, es un animal pequeñísimo, microscópico, a la simple vista no se ve.

El cabro no dice nada, pero en la comida le enchufa la preguntita al papá:

— “Papy, ¿qué es un microbio?”

Resultados previsibles:

1. El papá le da la respuesta adecuada o queda como el forro.

2. La madre se molesta porque han puesto en duda sus conocimientos; si el papá no se la pudo, dejará clara constancia, y por escrito, de que ella sabe más.

3. La abuela reclamará el porque el nieto no le hizo caso y le preguntó directamente al papá y no a la mamá.

4. La mamá se molesta con la suegra, etc. etc. etc.

Sin embargo, ellos, gracias a Dios, nunca tienen problemas! esos son nuestros. Recuerdo que cuando mi hijo mayor estaba en tercera preparatoria (así se llamaban antes), en una ocasión, le pregunté por sus estudios:

— “Hijo, ¿cómo te ha ido en aritmética?”

— “Bien papá!

— “¿En castellano?”

— “¡Bien papá!”

— “¿En historia?”

— “¡Bien papá!”

Estos ¡bien papá! salían todos iguales y como viejo pillo le hice la última pregunta:

— “¿Y en trigonometría?”

— “¡Bien papá!”



Transmisión por fibra óptica: Perspectiva y aplicaciones



Miguel Angel de la Sotta Cerbino
Departamento de Ingeniería Eléctrica
Universidad de Santiago de Chile

Conferencia dictada en la USACH el 5 de Mayo de 1982

INTRODUCCION

La fibra óptica es básicamente una guía de luz, la cual es contruida con un núcleo y una envoltura. Los materiales con los cuales son fabricados dichos elementos tienen un índice de refracción levemente diferente, siendo lo más típico, núcleo de vidrio muy puro (sílica) y envoltura de plástico (silicone).

Para la aplicación práctica de la fibra óptica en comunicaciones, ésta se fabrica en cables que permiten tenderla sin afectar sus condiciones intrínsecas. (Figura 1a). Para otras aplicaciones, el núcleo es construido de muchas fibras muy delgadas. (Figura 1b)

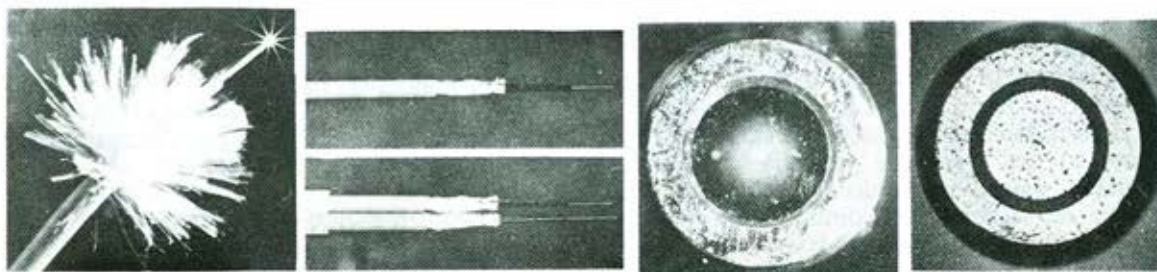
FABRICACION

La fabricación de la fibra óptica, consta de dos procesos fundamentales: la fabricación de una preforma de vidrio compuesto y la obtención de fibra a partir de la preforma ("Estiramiento").

Una de las técnicas usadas en la fabricación de la preforma es llamada deposición química de

vapores (C.V.D.), que consiste en depositar partículas de óxido de silicio y germanio en el interior de un tubo de sílica, el cual es calentado desde un extremo al otro mientras gira. Los óxidos se obtienen a partir de una mezcla de vapores de SiCl_4 y GeCl_4 más oxígeno, introducidos al tubo. Dichos óxidos son vitrificados por la acción del calor de tal forma que cada vez que el soplete recorre toda la extensión del tubo, una camada de 10um de espesor es depositada. El control de la concentración de SiCl_4 , GeCl_4 y O_2 debe ser muy estricto y permite, si se desea, en cada recorrido variar el índice de refracción en cada camada (Fibra de índice gradual). Hecho el número de pasos adecuados, el flujo de gases es cortado y la temperatura es aumentada a 1.800°C, haciendo que el tubo entre el colapso radial debido a tensión superficial formando un cilindro sólido de vidrio de 10 m/m de diámetro y 30 cm. de longitud.

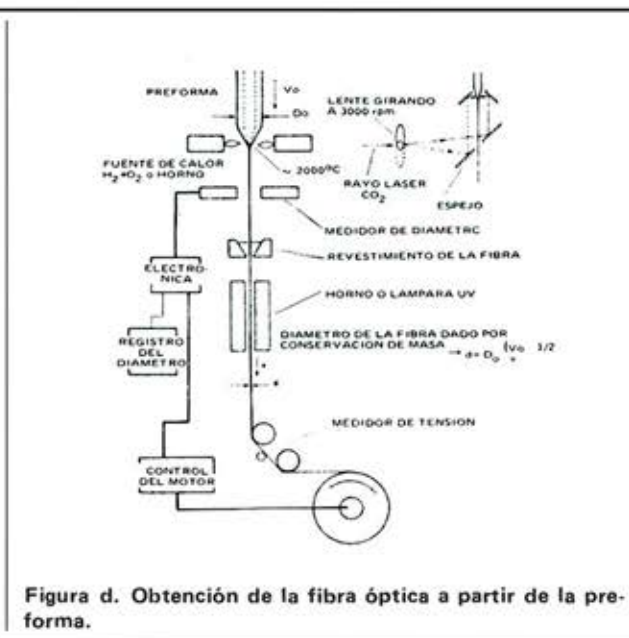
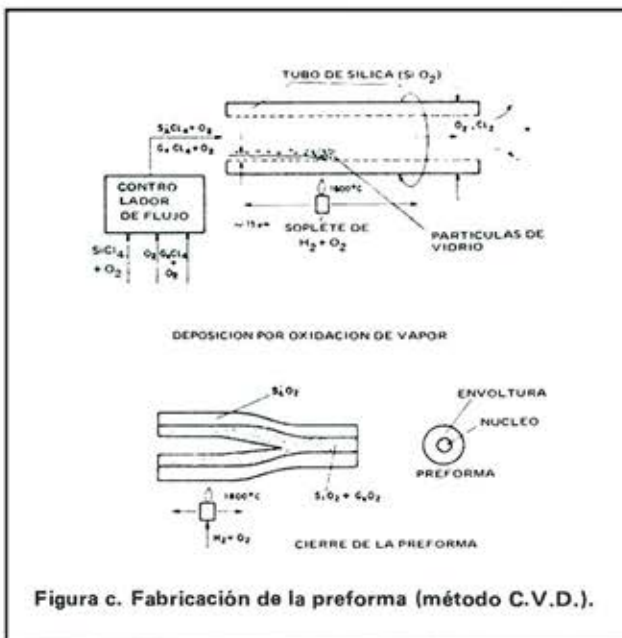
La base de obtención de la fibra propiamente tal, consiste en colocar la preforma en una región de calor por encima de 2.000°C (con soplete, horno o laser) y luego "tirar" la fibra. El diámetro de la fibra queda determinado por la velocidad con



a

Figura 1 a) Cables de fibra óptica. b) Fibra con núcleo de fibras múltiples.

b



que la preforma es alimentada en la región caliente y por la velocidad de estiramiento de la fibra.

Como existe un flujo laminar del material en la región calentada, la fibra mantiene la misma estructura que existía en la preforma. Un "bastón" de 30 cm. de largo provee casi 2 km. de fibra.

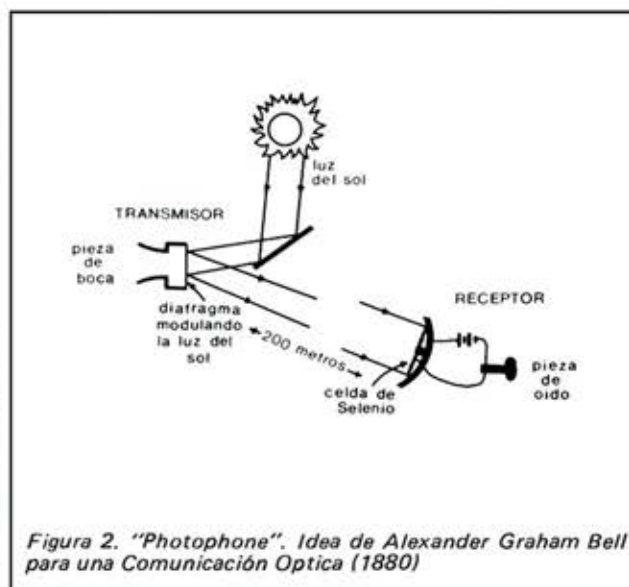
RESEÑA HISTORICA

El concepto de luz guiada como medio de comunicación fue ya ideado por Alexander Graham Bell en 1880 con un arreglo que denominó "Photophone". En dicha idea, la luz del sol era usada como fuente óptica, haciendo incidir sus rayos sobre un diafragma que, a su vez, era modificado por la presión de la voz, constituyéndose en un modulador de la luz. Esta luz modulada era transmitida a través del medio ambiente hasta una celda de selenio, la cual era impresionada por las variaciones de la luz; esta celda era conectada a una batería y a un transductor de variaciones eléctricas a mecánicas formando un receptor completo (Figura 2).

En 1910, los matemáticos Hondus y Debye presentaron un trabajo en que demostraban que un modo magnético transversal de simetría circular podía ser guiado por un cilindro dieléctrico.

Estando la teoría de la guía óptica prácticamente desarrollada, se continuó trabajando principalmente en una fuente de potencia óptica suficientemente fuerte, pensando que ahí estaba la limitación del sistema de comunicación óptica. El resultado fue la invención del laser.

Sin embargo, fueron Kao y Hockman, en Inglaterra en 1966 quienes dieron la partida definitiva a la era de las comunicaciones por luz al demostrar que era factible producir una guía de vi-



drio con pérdidas suficientemente bajas (20 db/km)

En la actualidad, a nivel del estado del arte, se han logrado pérdidas tan bajas como 0,5 db/km., en una longitud de onda de 1,6 μm . Por otro lado, el laser de estado sólido ha evolucionado enormemente siendo superadas las limitaciones de tiempo de vida. Finalmente, los precios de la fibra óptica decaen rápidamente, tornándola el medio de transmisión por línea física de mejores expectativas actuales y futuras.

BASES TEORICAS DE LA TRANSMISION POR FIBRA OPTICA

Cada vez que los rayos de luz son inyectados

en el núcleo de una fibra óptica (acercando una fuente de luz al extremo de ella), al interior de la fibra existirán diferentes tipos de rayos, según el ángulo con que ellos ingresen al núcleo respecto del eje longitudinal de ella y debido a la diferencia entre el índice de refracción del núcleo y de la envoltura: Rayos espaciales: son aquellos que escapan hacia afuera de la fibra, puesto que al incidir en la unión núcleo-envoltura, la mayor parte de la energía será refractada hacia la envoltura y de allí al espacio exterior. Rayos del manto: en este caso, la mayor parte de la energía será refractada hacia la envoltura, pero no logrando pasar la unión envoltura-aire, siendo guiados por la propia envoltura. Rayos del núcleo: estos son los que realmente interesan para la comunicación óptica, puesto que llevan un ángulo suficientemente pequeño para que no exista rayo refractado en la unión núcleo-envoltura de modo que toda la energía será reflejada hacia el núcleo, de nuevo, en forma sucesiva hasta emerger en el otro extremo de la fibra (Figura 3).

Los efectos anteriormente descritos pueden ser explicados fácilmente por el fenómeno llamado Reflexión Total Interna, que se produce cuando el rayo incidente a la unión núcleo-envoltura tiene un ángulo llamado ángulo crítico, tal que el rayo es refractado paralelamente a la unión, es decir, formando 90° respecto del eje transversal (Figura 4). Cualquier rayo que incida sobre la unión núcleo-envoltura con un ángulo mayor que el ángulo crítico θ_c , experimentará reflexiones sucesivas a través del núcleo de la fibra óptica, constituyendo el flujo de luz guiada. El ángulo crítico determina, entonces, un cono de aceptación en la sección transversal del extremo de la fibra, típico de esa fibra, puesto que dependerá exclusivamente de los índices de refracción de núcleo y envoltura. (Para producir el efecto de guiado adecuado, la envoltura posee un índice de refracción levemente inferior al del núcleo). La medida de aceptación de una fibra es representada por el parámetro Apertura Numérica; NA -

$$NA = \sqrt{n_1^2 - n_2^2}$$

El análisis anterior es suficientemente claro para explicar la propagación en fibras de diámetro mucho mayor que la longitud de onda de la luz inyectada a la fibra; en caso contrario, es necesario hacer el análisis considerando el carácter electromagnético de la luz.

En la figura 5 se representa una onda tipo E (El campo E es paralelo a la superficie) indicando las componentes incidentes (i), transmitidas (t) y reflejadas (r) producidas en la unión de las dos superficies dieléctricas.

Planteando las ecuaciones de campo y aplicando las condiciones de borde correspondientes (la componente tangencial de E es la misma en ambos lados de la superficie, la componente normal de B

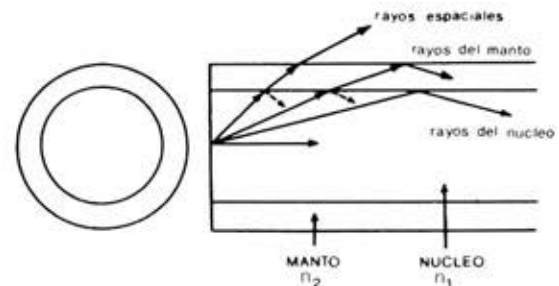


Figura 3. Tipos de rayos existentes al inyectar luz en una fibra óptica.

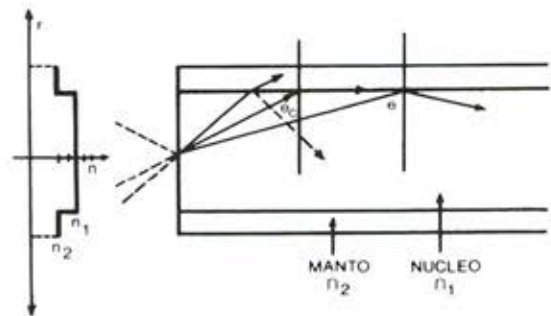


Figura 4. Representación del fenómeno de reflexión total interna en una fibra óptica.

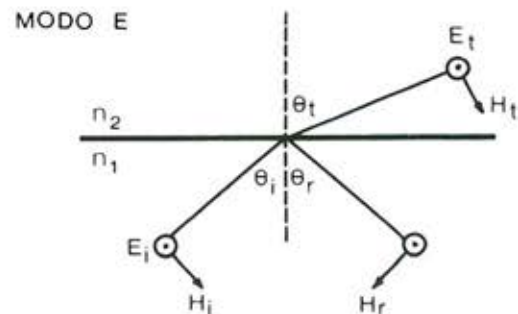


Figura 5. Onda tipo E incidiendo sobre la superficie formada por la unión de dos materiales de índices de refracción diferentes.

es la misma en ambos lados de la superficie y la componente tangencial de H es la misma en ambos lados de la superficie), podemos determinar el valor del coeficiente de reflexión A_r/A_i

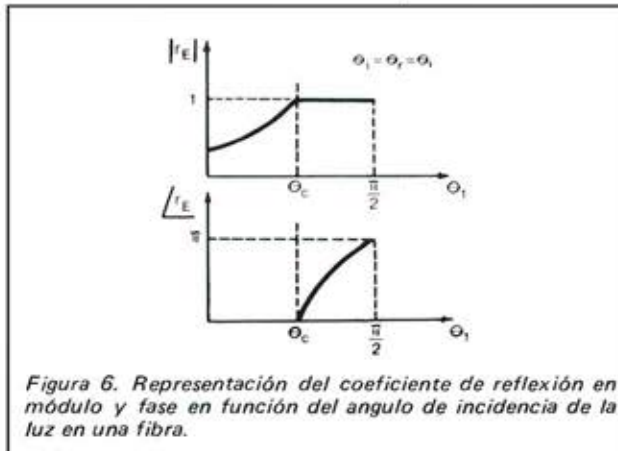


Figura 6. Representación del coeficiente de reflexión en módulo y fase en función del ángulo de incidencia de la luz en una fibra.

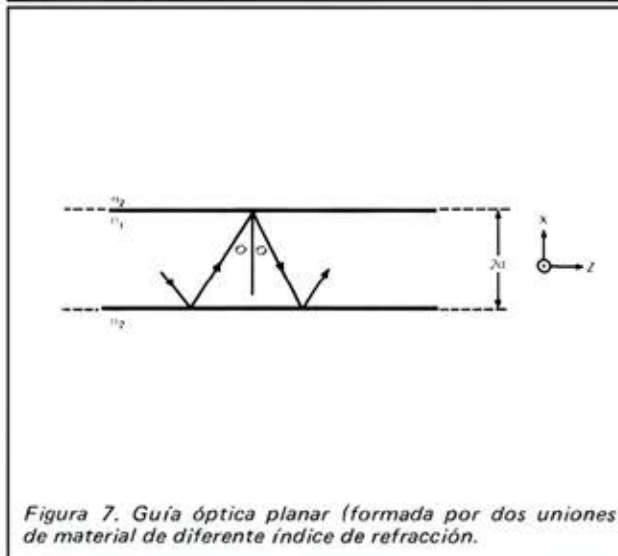


Figura 7. Guía óptica planar (formada por dos uniones de material de diferente índice de refracción).

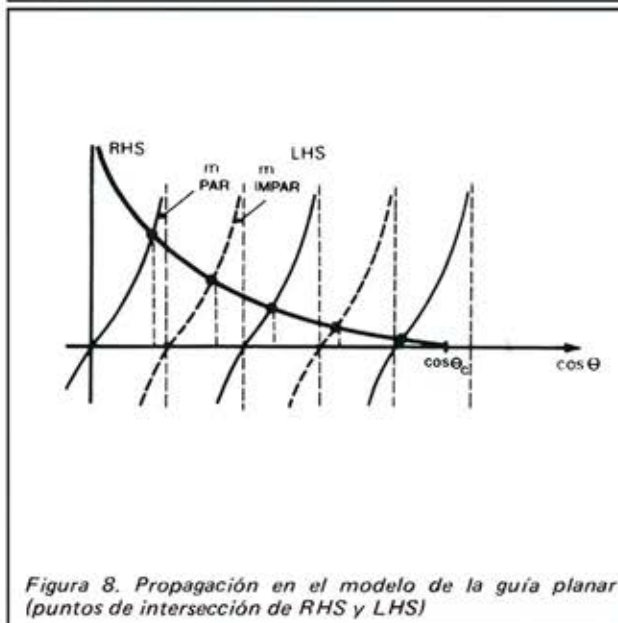


Figura 8. Propagación en el modelo de la guía planar (puntos de intersección de RHS y LHS)

$$r_E = \frac{A_r}{A_i} = \frac{n_1 \cdot \cos \theta_1 - \sqrt{n_2^2 - n_1^2 \cdot \sin^2 \theta_1}}{n_1 \cdot \cos \theta_1 + \sqrt{n_2^2 - n_1^2 \cdot \sin^2 \theta_1}} \quad (1)$$

con $\theta_i = \theta_r = \theta_1$

Al representar la última expresión, en función de θ_1 , vemos que la magnitud de la reflexión va aumentando a medida que el ángulo θ_1 , se acerca al ángulo crítico θ_c a partir de este punto la reflexión es total. En cuanto a la fase, ella comienza a aumentar a partir justamente desde el ángulo θ_c hasta un valor máximo π .

Para el caso del modo H (campo E es perpendicular a la superficie) la situación se repite, excepto en que antes de alcanzar el ángulo crítico se verifica el llamado ángulo de Brewster, para el cual toda la energía es refractada y nada es reflejada.

Hasta aquí hemos visto que la fibra propagará que todos los rayos con un ángulo $\theta > \sin^{-1} \frac{n_2}{n_1}$ lo que formará un cono de aceptación en la cara transversal del extremo de la fibra; sin embargo, no debemos olvidar que la fibra óptica es una guía que impone restricciones físicas a la propagación, al igual que cualquier guía de ondas; por lo cual, un análisis más a fondo del asunto nos induce a pensar que la fibra propagará un número finito de ángulos dentro de los existentes en el cono.

Una forma simple de ilustrar el efecto enunciado antes, es analizando una guía planar (dos dimensiones) formada por dos uniones núcleo-envoltura. (Figura 7).

Considerando una onda paralela plana (modo E) atrapada dentro de la guía de onda planar por múltiples reflexiones totales internas, podemos plantear la ecuación: $-K_x \cdot 4d + 2\phi_E = 2\pi m$ ($m = 0, \pm 1, \pm 2, \dots$ y donde ϕ_E es la fase), que hace indistinguible la onda de su propia reflexión, llegando a la expresión (2), que nos indica la relación entre los diferentes parámetros, incluyendo el término de simetría m .

$$\operatorname{tg} \left(\frac{4d}{\lambda n_1} \cdot \cos \theta \cdot \frac{\pi}{2} - m \frac{\pi}{2} \right) = \sqrt{1 - \left(\frac{n_2}{n_1} \right)^2} \cdot \frac{1}{\cos^2 \theta} - 1$$

Llamando LHS al miembro de la izquierda y RHS al de la derecha del signo igual, podemos graficar las respectivas expresiones en función de $\cos \theta_1$, obteniendo la figura 8.

Queda claro que la propagación será posible sólo para aquellos rayos con ángulos obtenidos desde la proyección de la intersección de las dos funciones LHS y RHS, indicando entonces que sólo un número finito de ángulos son permitidos correspondientes a los modos TE_0, TE_1, TE_2, \dots etc. (Figura 9)

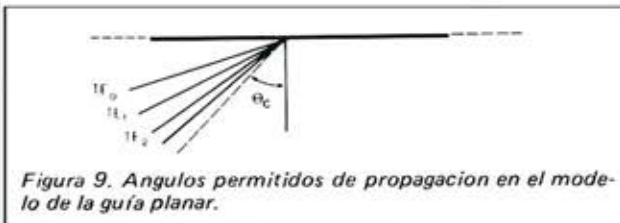


Figura 9. Ángulos permitidos de propagación en el modelo de la guía planar.

LOS COMPONENTES DEL SISTEMA DE TRANSMISION

Un sistema de transmisión por fibra óptica incluye una fuente de luz, que puede ser coherente (laser) o incoherente (diodo emisor de luz, LED), la fibra óptica que conduce la luz y un detector de luz que puede ser con ganancia (fotodiodo de avalancha, APD) o sin ella (fotodiodo p-i-n) Figura 10.

número finito de ondas desfasadas entre sí (luz incoherente).

La figura 11 muestra el corte de un LED indicando la composición y disposición interna de las diferentes capas. Se ha incluido el extremo de una fibra integrada al LED, y sujeta por un epoxido especial, con el fin de que la cara transversal del núcleo de la fibra quede lo más cerca posible del área de emisión del LED. Esto último disminuye la pérdida emisor-fibra.

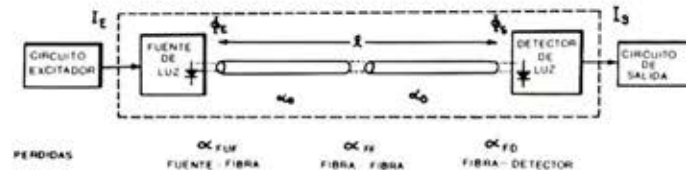


Figura 10. Componentes de un sistema de transmisión por fibra óptica.

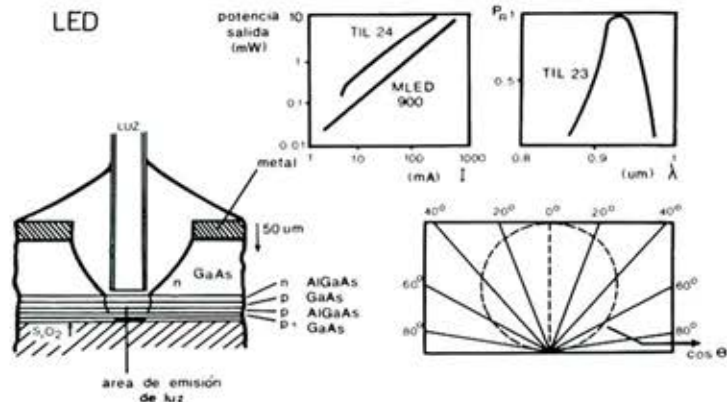


Figura 11. Características de un diodo emisor de luz (LED)

La información proveniente del circuito excitador, es transformada en señales luminosas equivalentes por el emisor (fuente de luz); estas señales luminosas son propagadas a través de la fibra óptica y recogidas por el detector que las reconvierte en señales eléctricas, siendo finalmente amplificadas por el circuito de salida.

FUENTES DE LUZ

Las dos fuentes de luz de interés para comunicaciones son: el LED (Light Emitting Diode) y el LD (Laser Diode) debido a velocidad de conmutación, áreas de emisión y facilidad de modulación.

Diodo Emisor de Luz (LED)

El diodo luminiscente es un dispositivo de electrones y huecos inyectados en la región p-n del diodo, que se recombinan radiativamente emitiendo luz. En este caso, la luz depende de la recombinación espontánea de pares electrón-hueco en la región p-n, lo que implica una superposición de un

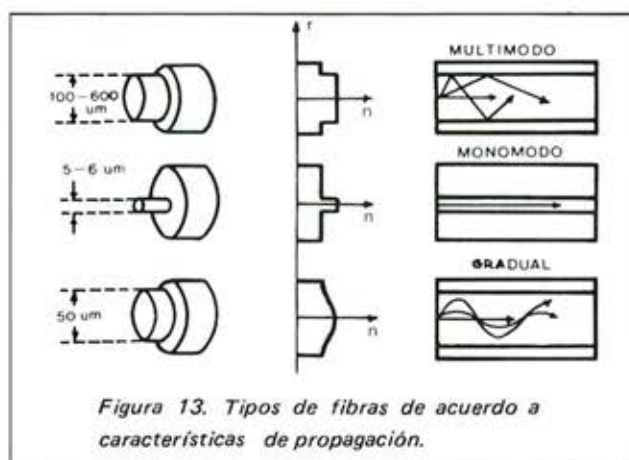
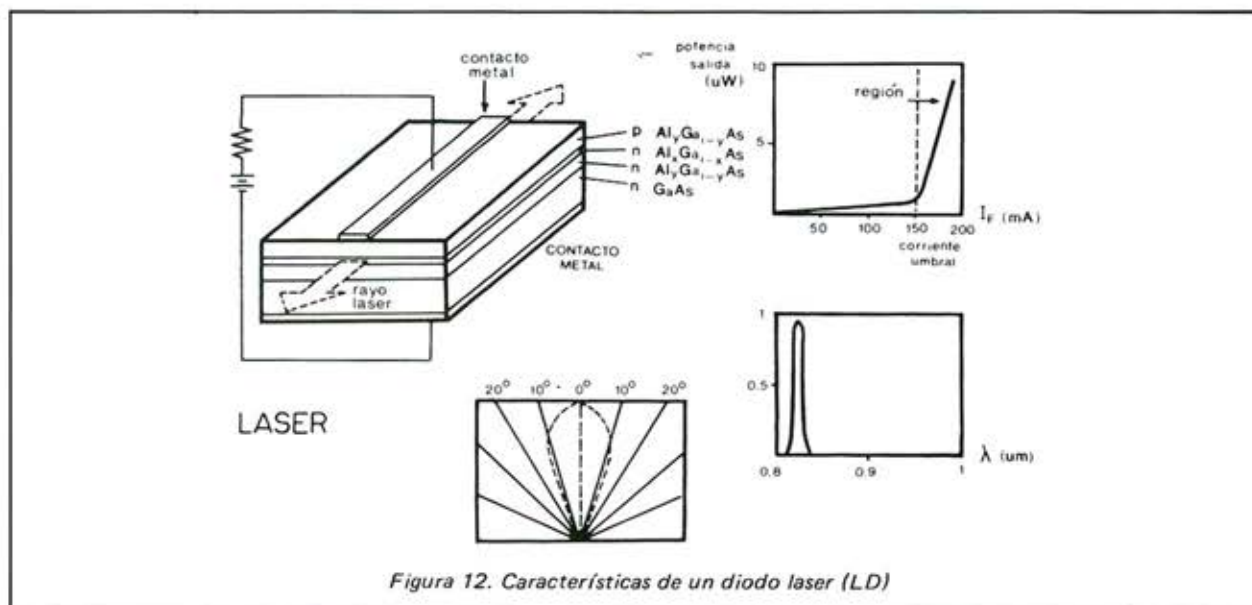
Las características externas que exhibe el LED para su uso en comunicaciones son las siguientes: (ver figura 11).

- Potencia de salida lineal (aplicación en sistemas analógicos)
- Ancho espectral grande (La energía es emitida en una banda de valores de longitud de onda).
- Difunde la luz en un amplio ángulo (La potencia acoplada a la fibra es pequeña).

A pesar de que los dos últimos puntos enunciados constituyen una limitación, es muy usado debido a su bajo costo, facilidad de modulación a alta velocidad variando la corriente de inyección y a su estabilidad.

Diodo Laser (LD)

El laser es un dispositivo cuyo proceso luminiscente se produce por emisión estimulada, donde los nuevos fotones tienen la misma fase, energía y dirección de propagación, lo que cons-



tituye una luz coherente.

Para que exista la acción laser es necesario crear una inversión de población y realimentar parte de la radiación. La realimentación es conseguida mediante un par de espejos paralelos perpendiculares a la juntura p-n del diodo, formando una cavidad resonante. El inicio del "lasing" (emisión de luz coherente y direccionada) se produce cuando la inyección de portadores en la juntura invierte la población, haciendo que la ganancia óptica sea aproximadamente igual a las pérdidas por absorción del material y por reflexión en los espejos.

La figura 12 muestra una representación esquemática del laser que incluye las diferentes capas, contactos y polarización.

Las características externas que muestra el LD para su uso en comunicaciones son las siguientes:

- Alta potencia de salida (apto para enlaces de gran distancia)
- Ancho espectral pequeño (La energía es emitida en una banda de longitud de onda muy

pequeña)

- Diagrama de radiación muy estrecho (La potencia acoplada en la fibra es grande)

Todos los puntos enunciados son ventajas, a los cuales también hay que sumar la posibilidad de modulación directa a alta velocidad (mayor de 100 MHz). sin embargo, su uso es aún limitado debido a su alto costo, menor tiempo de vida y menor estabilidad (si se compara con el LED)

FIBRA OPTICA

Considerando las características de propagación, la fibra óptica puede ser de tres tipos: (Figura 13).

- Multimodo, la cual propaga gran cantidad de modos, siendo su diámetro relativamente grande (100 a 600 um).
- Monomodo, que es una fibra de diámetro pequeño (5-6 um), que propaga muy pocos modos (En el límite solo uno).
- Gradual, posee valores de diámetros cercanos a 50 um y su núcleo es fabricado con índice de refracción variable en función del radio; con esto se consigue compensar los caminos ópticos diferentes de los distintos modos que producirían un retardo de grupo (caso de fibra multimodo).

Si se analiza la fibra óptica bajo el punto de vista de un sistema de comunicaciones, es necesario considerar dos factores: la atenuación y la dispersión.

La atenuación es el efecto de desgaste de potencia que sufre la luz al propagarse por la fibra. Las principales causas de la atenuación son:

- Absorción. Se produce debido a la propia estructura atómica del vidrio, las impurezas metálicas y la existencia de agua (en forma del radical OH⁻).

- Pérdidas Rayleigh, se deben a difusión por no-homogeneidades de dimensiones menores que la longitud de onda, siendo proporcionales a λ^{-4} .
- Defectos de la guía. Se refiere a pérdidas por defectos estructurales, microcurvaturas y defectos en la interfaz núcleo-envoltura. La figura 14 muestra el perfil de atenuación para una fibra óptica tipo, en función del largo de onda

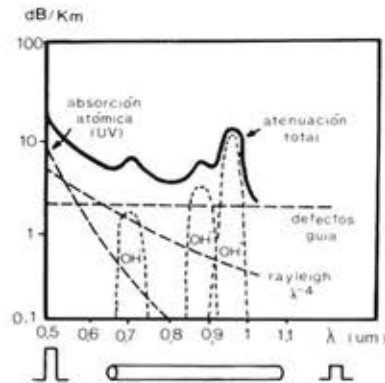


Figura 14. Perfil de atenuación para una fibra óptica tipo en función del largo de onda.

La dispersión es el efecto por el cual un pulso de luz inyectado en la fibra emerge en la salida con un cierto ensanchamiento temporal, dependiente de la distancia, y se debe a que porciones de energía llegan al final en tiempos diferentes. La dispersión puede ser de tipo "material" o "modal".

La llamada dispersión material se debe a que el índice de refracción del vidrio varía con el largo de onda de la luz, por lo cual la propagación tendrá características diferentes para porciones de energía emitidas en diferentes longitudes de onda dentro del ancho espectral de la fuente. (Esta dispersión es notoria para excitación con LED y despreciable cuando la fuente es un LD).

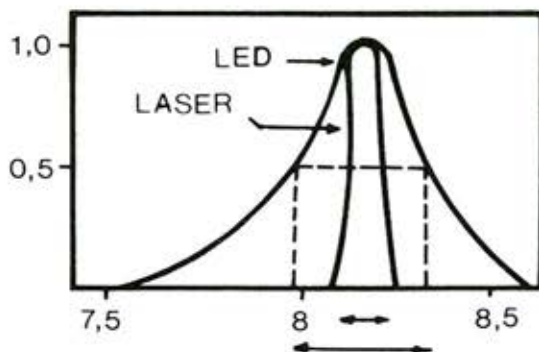


Figura 15. Ancho espectral comparado entre LED y LD.

Dispersión modal o multimodo se produce en fibras del tipo multimodo, es decir, que aceptan muchos modos de propagación; su causa es la diferencia entre caminos ópticos que recorren diferentes modos. Aquellos modos que se reflejan con un ángulo θ pequeño recorren un camino óptico mayor que aquellos de θ grande (Figura 16). Este tipo de dispersión puede ser disminuido fuertemente mediante una fibra que posea un núcleo con índice de refracción variable, siendo máximo en el centro y mínimo en la periferia, de esta forma se compensa el efecto anterior (Fibra gradual).

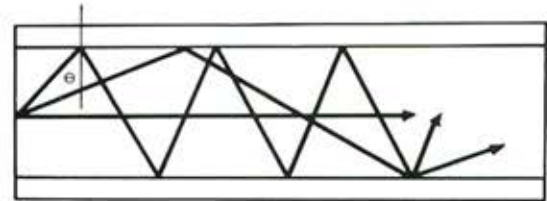


Figura 16. Diferentes caminos ópticos que toman diferentes modos (efecto dispersión modal).

DETECTORES DE LUZ

Los detectores de luz de interés para comunicaciones por fibra óptica son el fotodiodo "p-i-n" y el fotodiodo de "avalancha" (APD). Básicamente consisten en una juntura p-n polarizada en forma inversa, donde la corriente inversa es proporcional a la intensidad luminosa.

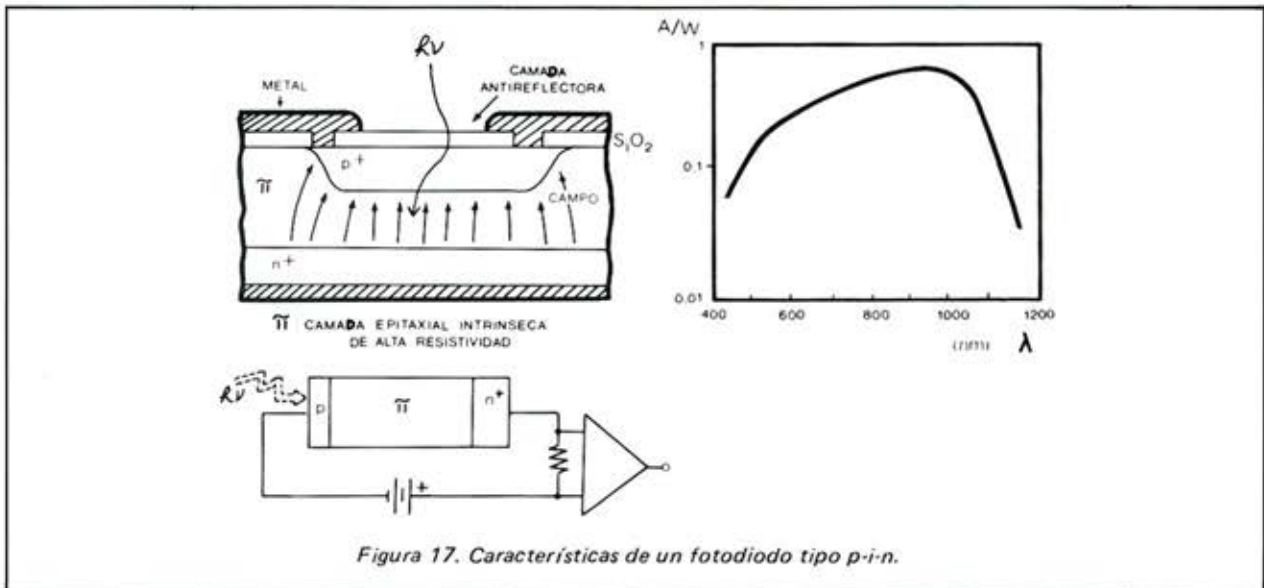
Tanto el fotodiodo p-i-n como el APD tienen una región de carga espacial con intenso campo eléctrico (debido a la polarización inversa) confinado entre dos capas semiconductoras, una "p" y una "n". Cuando un fotón incidente tiene una energía mayor o igual a la de la banda prohibida de la región de deflexión $h\nu > E_g$, es absorbido generando un par electrón-hueco que implicará en una corriente externa.

Fotodiodo p-i-n

La figura 17 muestra una representación en corte de un fotodiodo p-i-n típico, su representación esquemática y la respuesta relativa a diferentes longitudes de onda.

Fotodiodo de Avalancha (APD).

Este fotodiodo tiene incorporada una ganancia óptica producida por el fenómeno de avalancha que se verifica en él. En este caso, el campo eléctrico es tan intenso que los propios electrones generados chocan con otros creando nuevos pares electrón-hueco. La desventaja de este dispositivo es que la ganancia óptica es muy dependiente de la temperatura, lo que implica tener que colocar un



monitor para mantenerla constante.

La figura 18 muestra la constitución del fotodiodo de avalancha, su representación esquemática y la respuesta del dispositivo para diferentes longitudes de onda.

DISEÑO DE SISTEMAS

Para realizar el diseño de un enlace por fibra óptica deberemos siempre conocer:

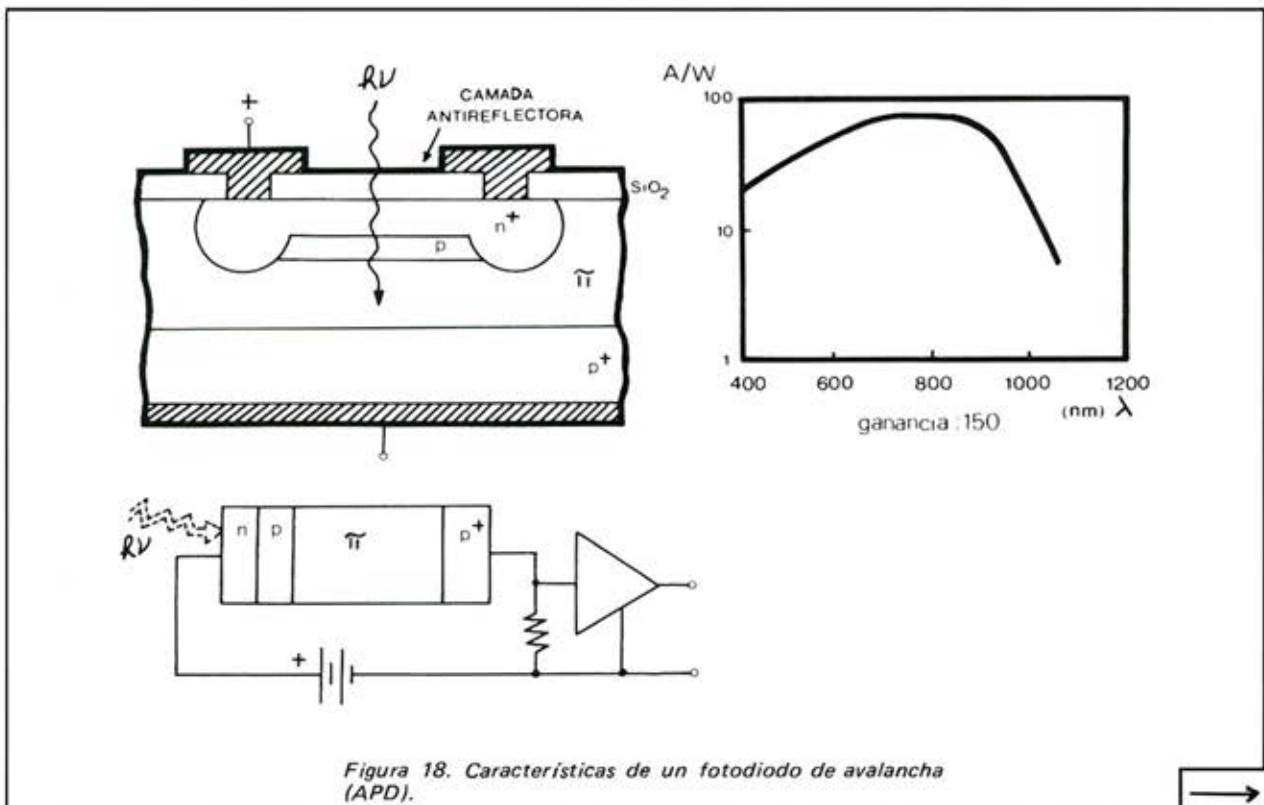
1) Tipo de enlace: analógico o digital, con su an-

cho de banda (BW) o velocidad de bits (BR) respectivamente.

2) Longitud del enlace.

3) Calidad exigida: razón señal-ruido (S/N) o razón de bits de error (BER), respectivamente para analógico y digital.

Para determinar la eficiencia del sistema y dimensionarlo adecuadamente, debemos controlar dos parámetros restrictivos: la atenuación, cuyo control se realiza a través de un balance de potencias y pérdidas, y el ancho de banda (o velo-



cidad de bits) que implica estudiar los tiempos de subida (rise time) de los elementos y dispersión de la fibra.

Balance de Potencias:

Potencias y pérdidas en un sistema de transmisión por fibra óptica se relacionan por la ecuación siguiente:

$$P_S - P_D = \alpha_O L + \alpha_{FUF} + n \alpha_{FF} + \alpha_{FD} + \alpha_m$$

donde:

P_S : Potencia de salida de la fuente (dbm)

P_D : Potencia mínima requerida en el detector (dbm)

$\alpha_O L$: Atenuación de la fibra en db/Km por la longitud del enlace en km. (db)

α_{FUF} : pérdida de acoplamiento fuente-fibra (db)

α_{FF} : pérdida de acoplamiento fibra-fibra (db)

α_{FD} : pérdida de acoplamiento fibra-detector (db)

n : número de uniones fibra-fibra

α_m : Margen de seguridad (db)

El sistema será eficiente (en lo que a balance de potencias se refiere) si el margen total ($P_S - P_D$) menos la suma de las pérdidas es mayor que cero.

Análisis de tiempos de subida y dispersión.

El tiempo de subida total de un sistema con componentes en cascada está dado por la ecuación

$$t_{ST} = 1,1 \sqrt{t_{rF}^2 + t_{DF}^2 + t_{rD}^2 + t_R^2}$$

donde:

t_{rF} : tiempo de subida del emisor (s)

t_{DF} : Dispersión total de la fibra (material más modal) en seg/km por la longitud del enlace en Km.

t_{rD} : Tiempo de subida del detector (s)

t_R : Tiempo de subida del circuito receptor (enlace análogo) (s)

Para que el sistema sea capaz de transmitir cierto ancho de banda, o los bits sean transmitidos a una velocidad específica, deberá cumplirse que $t_{ST} \leq t_{SR}$, es decir, que el tiempo de subida resultante con los elementos escogidos sea menor o igual que el tiempo de subida requerido por el usuario (Determinado a partir del BW o BR requerido).

Para entender los conceptos anteriores, es necesario ahora analizar el caso de un enlace análogo y el de un enlace digital.

Caso de Enlace Análogo;

Llamamos enlace análogo a aquel donde la energía luminosa emitida por la fuente es modulada directamente de acuerdo a la información análoga (audio, video, etc.) sin digitalización previa.

La figura 19 indica los parámetros ya definidos anteriormente para el caso de un enlace análogo.

Las exigencias del usuario son: la razón señal-ruido, el ancho de banda y el largo del enlace. El ancho de Banda (BW) y la razón señal-ruido (S/N) imponen la potencia mínima requerida en el detector P_D (Gráfico de la derecha en figura 19), que sumada a las pérdidas de las interfaces fibra detector, fibra-fibra, fibra-fuente y las pérdidas propias de la fibra, nos indican la magnitud necesaria de potencia en la fuente. (Balance de potencias).

Por otro lado, el tiempo de subida resultante de los elementos escogidos debe ser menor que el tiempo de subida máximo exigido por el usuario, que en este caso puede ser considerado como el 35% del período correspondiente a la frecuen-

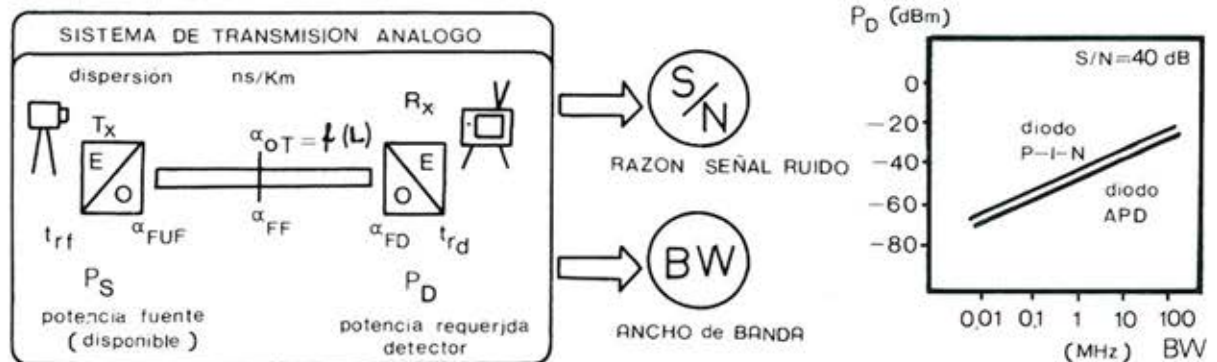


Figura 19: Parámetros de interés en un sistema de transmisión analógico

cia máxima existente en la información.
 $(t_{SR} = \frac{0,35}{B})$.

Caso de enlace digital

Se entiende por enlace digital aquel en que la luz emitida por la fuente es modulada como símbolos pertenecientes a un determinado código con un número discreto de estados (en general tipo on-off)

La figura 20 indica los parámetros para el caso de un enlace digital.

$t_{SR} = \frac{K}{BR}$ con $K = 0,35$ para RZ y $K = 0,70$ para NRZ, donde BR es la velocidad de bits requerida.

VENTAJAS DE LA FIBRA OPTICA

A continuación, se presentan las principales características de la fibra óptica y sus ventajas respectivas.

- Resistencia a la tensión mecánica. Implica que la instalación es similar a cables normales.
- Menor sensibilidad a las variaciones de condi-

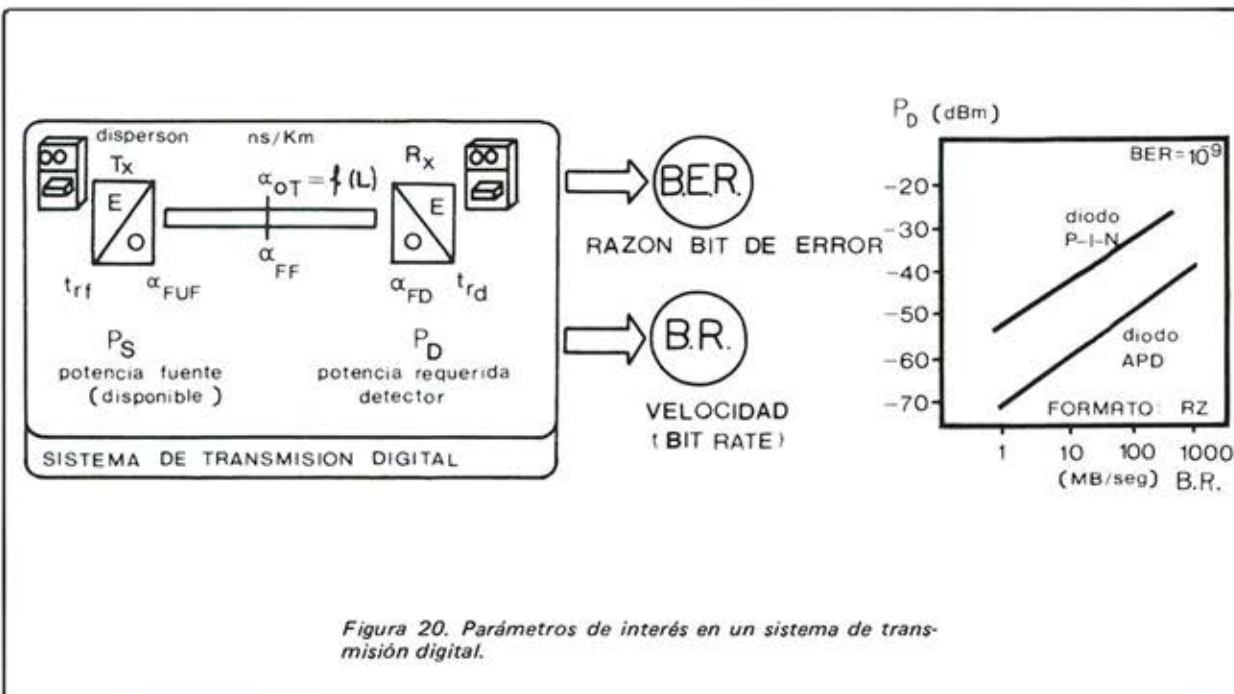


Figura 20. Parámetros de interés en un sistema de transmisión digital.

Aquí las exigencias del usuario son la velocidad de bits, la razón de bits de error y el largo del enlace. La velocidad de bits (BR) y la razón de bits de error (BER) imponen la potencia mínima requerida en el detector P_D que, sumadas a las pérdidas, nos indican la potencia necesaria en la fuente.

Cabe destacar que, en el caso digital, tenemos otro factor adicional en juego para determinar P_D : el formato de modulación. En general, se usan formatos RZ (Return to zero) y NRZ (non return to zero), estando ellos íntimamente relacionados con la velocidad de símbolos binarios máxima permisible. El formato RZ tiene la ventaja de usar mejor la fuente, pero usa menos eficientemente la capacidad del canal. Una regla al respecto indica que la potencia requerida en el detector para formato RZ, es la misma que para NRZ en la mitad de la velocidad de bits.

Debemos cuidar también, como se dijo, que el tiempo de subida resultante de los elementos usados sea menor al tiempo de subida requerido por el usuario, que, en este caso, es calculado como el 35 o 70% del intervalo de bit.

ciones ambientales. Es posible usarla en ambientes hostiles, donde otros sistemas tienen limitaciones.

- Poco peso. Fácil de manejar, trasladar, almacenar y conveniente de usar donde dicho factor es importante (aviones por ejemplo).
- Bajo costo material. Puede ser usada alternativamente a otras líneas físicas, con mejor desempeño.
- No irradia señales. Es difícil de interceptar.
- No emite ruidos. Quiere decir que no afecta a otras comunicaciones.
- Es una guía dieléctrica (aislante). Esta característica es muy importante, pues aísla eléctricamente, posee inmunidad a la interferencia electromagnética (RFI, EMI, cable a tierra, diafonía, partida, etc.) y no es resonante.
- Gran ancho de banda con bajas pérdidas. (El ancho de banda es proporcional a $1/l$ y no a $1/l^2$ como en líneas comunes). Esta es la característica más importante de la fibra óptica desde el punto de vista de las comunicaciones, ya que permite transmitir datos

a alta velocidad (Decenas de megabits por segundo sobre decenas de km, sin repetidor) o gran cantidad de información análoga (varios canales de televisión).

DESVENTAJAS DEL USO DE FIBRA OPTICA

Las desventajas del uso de la fibra óptica radican principalmente en el hecho de ser una tecnología nueva:

- Aceptación de parte del usuario
- Necesita personal especializado
- Oferta de mercado reducida
- Problemas de manejo y procesamiento óptico
- La alimentación de los regeneradores debe realizarse por cables comunes.

APLICACIONES ACTUALES Y POTENCIALES

Indudablemente, la mayor aplicación de la fibra óptica está en las comunicaciones de alta capacidad; sin embargo, la fibra óptica, por su concepto mismo de funcionamiento, es aplicable en una amplia gama de campos. La figura 21 muestra algunos ejemplos.

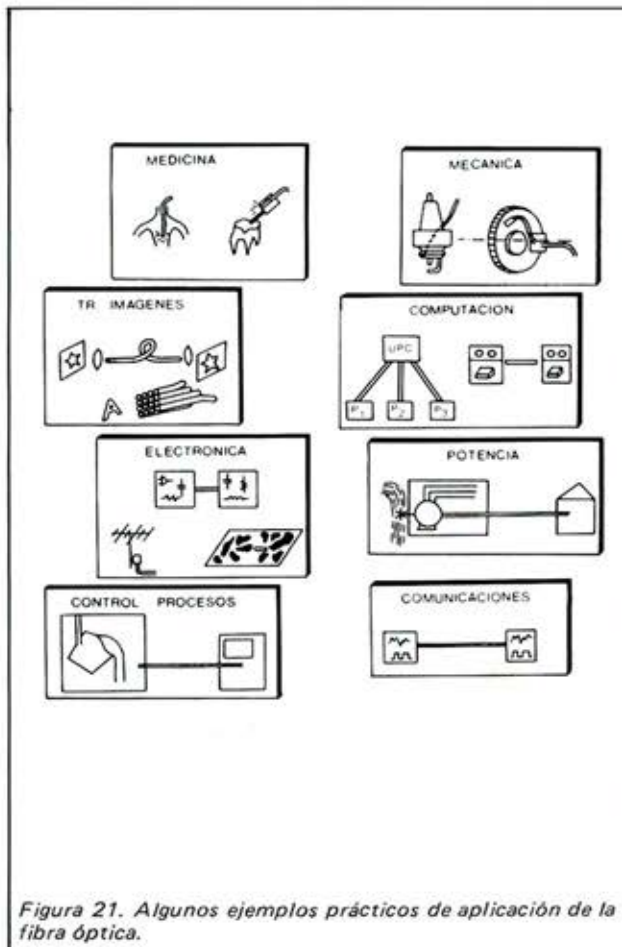


Figura 21. Algunos ejemplos prácticos de aplicación de la fibra óptica.

- Medicina. Una guía flexible formada por fibras ópticas permite iluminar lugares internos del cuerpo humano (Endoscopia). Una fibra ilumina una broca dental.
- Mecánica. Una fibra óptica inserta en una bujía permite tener indicación remota de la calidad de la combustión. Un detector de vibración envía señales desde una pieza móvil a través de una fibra óptica, que luego es acoplada ópticamente a otra fija.
- Transmisión de imágenes. Utilizando lentes adecuados, es posible transmitir imágenes iluminadas convenientemente.
- Computación. Conexión entre computadores y terminales a unidad de control de proceso.
- Electrónica. Aislación de etapas. Conexión de antenas.
- Potencia. Muestras de señales de alta tensión sin transformadores de aislamiento.
- Control de procesos. Muestras de señales desde ambientes hostiles. (De peligro y ruidosos).

DESARROLLOS ACTUALES Y FUTUROS

El campo de aplicación y desarrollo de la fibra óptica es potencialmente enorme, pues las bases han sido cuidadosamente cimentadas y los objetivos están claramente definidos. A continuación, se dan una serie de trabajos actuales en el área, que indican la tendencia de desarrollo.

Fuentes de luz

- Emisor de luz en las regiones de bajas pérdidas de la fibra. (1ª ventana, 0,85 μ m, 2ª ventana 1,3 μ m, 3ª ventana 1,6 μ m).
- Áreas pequeñas de emisión y de alto brillo (LED de borde).
- Laser de estado sólido (vida útil y emisión en las diferentes ventanas).

Fibra Optica

- Disminución de atenuación (mayor pureza del vidrio)
- Tecnología de manejo (Conectores, juntas fijas, derivadores, etc)

Detectores.

- Áreas activas especiales
- Aumento rendimiento óptico y velocidad

Optica integrada

- Integración en fábrica de la parte electrónica, fuente y fibra en un chip.
- Lo mismo para fibra, detector y electrónica.
- Múltiplex de luz integrado.

Combinación de Tecnologías

- Teléfono que funciona totalmente con luz (Bell 1980)

Sistemas de Comunicaciones

Estos desarrollos merecen una especial atención pues las comunicaciones por fibra óptica no pueden reducirse a casos de enlaces punto a punto. La fibra óptica, a diferencia de cables comunes, no permite derivaciones de luz con facilidad; esto implica el desarrollo de acopladores, tipo "Y" y "T", por ejemplo.

Las redes locales de computadores por fibra óptica llegarán a tener gran importancia si se considera que las derivaciones para cada computador se realicen a nivel luminoso y no mediante repetidor (con acopladores tipo "T").

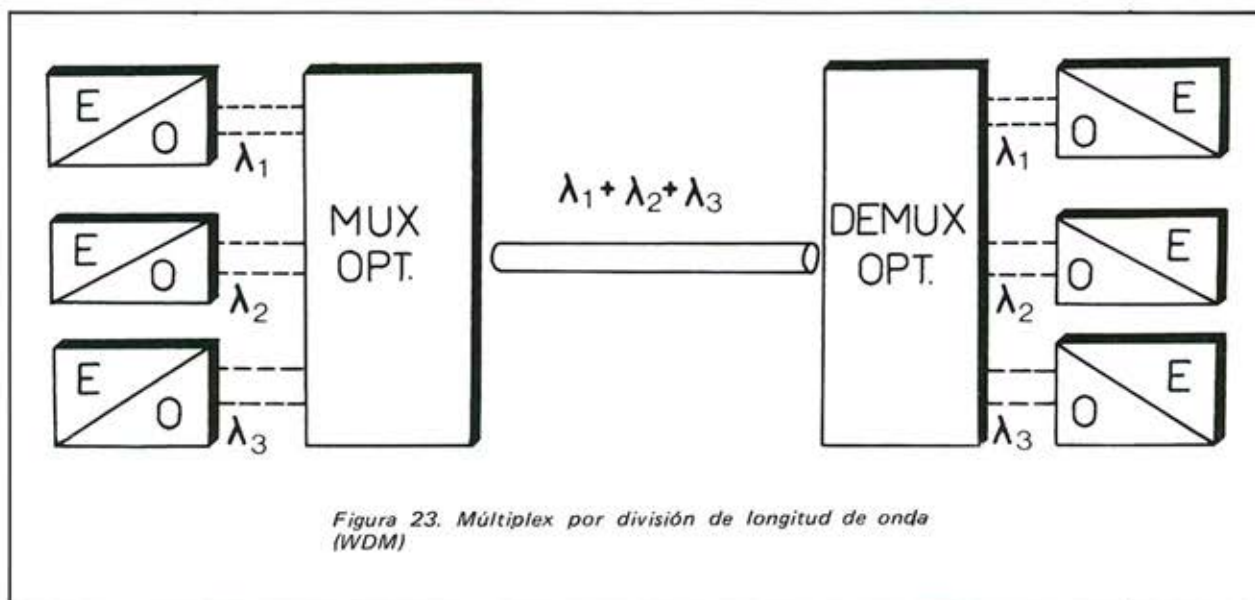
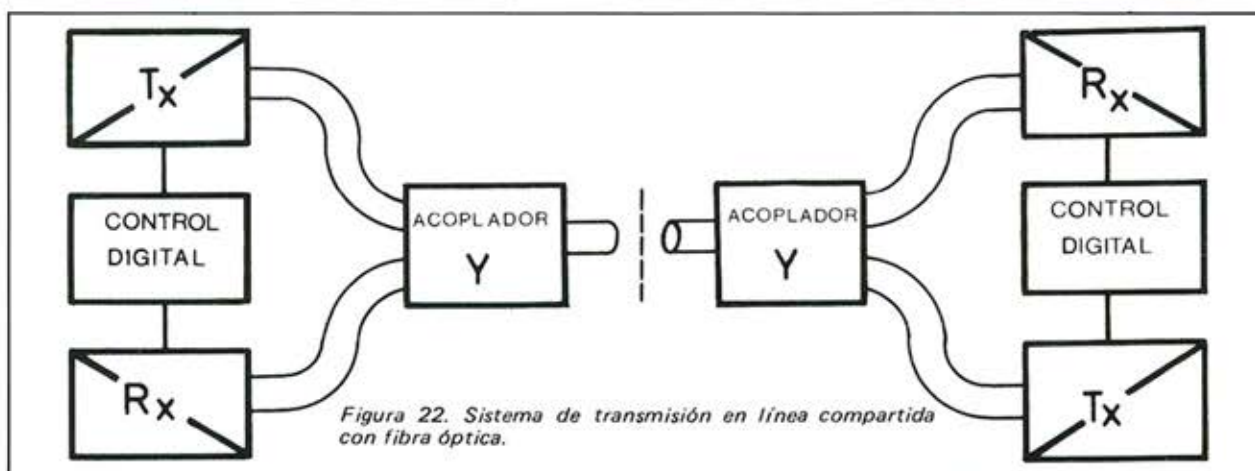
La versatilidad de la fibra óptica es demostrada también en sistemas por línea compartida, la cual requiere, únicamente, de acopladores ópticos tipo "Y"

Respecto de la utilización máxima de la capacidad de la fibra, el trabajo más ambicioso en la actualidad lo constituye el multiplexaje en longitud de onda. Esto quiere decir que, por una misma fibra óptica se envían informaciones diferenciadas a través de las diferentes longitudes de onda usadas. (Figura 23)

En la técnica WDM, el multiplexaje de las señales luminosas es realizada mediante acopladores de luz simples; pero el demultiplexaje (identificación de cada longitud de onda) implica una tecnología sofisticada, aún en desarrollo. Una de las técnicas usadas en dispositivos demultiplexores se basa en la correspondencia entre variación de ángulo y longitud de onda al incidir la luz compuesta sobre un prisma o sobre superficies tipo "gratings" (Figura 24)

CONCLUSIONES

Es indudable que el advenimiento de la fibra óptica está significando cambios de proporciones en las comunicaciones por línea física, ade-



más de existir, potencialmente, muchos otros campos de uso.

Con esta nueva técnica, antiguas limitaciones en comunicaciones han sido superadas muy por encima de lo previsto, haciendo que el ingeniero tenga a su disposición un campo abierto del cual

resulta difícil imaginar sus productos futuros.

La fibra óptica está siendo usada actualmente, con claras ventajas económicas y técnicas, en sistemas de comunicaciones de banda ancha (que pueden incluir audio, TV, telefonía, télex, datos etc. codificados por pulsos y enviados a alta velocidad) y principalmente, reemplazando líneas ya saturadas.

La mayoría de los países ha entendido que la fibra óptica representa un canal prácticamente inagotable (por lo menos en la actualidad), más aun, en la medida que los componentes sigan mejorándose. Así, ya existen sistemas comerciales en los principales países desarrollados; USA, Japón, Francia, Alemania, Inglaterra. Debemos incluir también Brasil que ha desarrollado su propia tecnología en el área. Nuestro país, a través de nuestra Universidad, ha entrado también en el manejo teórico y práctico de esta tecnología, principalmente a nivel de desarrollo de sistemas, que le permita una rápida incorporación a nuestras redes y, además, hacer aportes en su medida, a la tecnología actual.

El impacto de la fibra óptica en las telecomunicaciones ha sido comparado al que produjo el transistor sobre la electrónica y nos depara excelentes perspectivas, puesto que pone a nuestro alcance una capacidad de comunicación, que, adecuadamente usada, podría producir una evolución importante del propio concepto "comunicación". Esto último ha de clarificarse en un plan piloto aplicado en pequeñas ciudades, donde todas las comunicaciones son realizadas a través de las fibras ópticas.

En el futuro, entonces, gracias al aumento de la calidad de la fibra y a la disminución de su precio, será totalmente factible hacerla llegar a cada casa proporcionando un canal de comunicación de alta capacidad por el cual podrían recibirse (o transmitirse), radio, TV, datos, télex, etc., convirtiéndose en un canal bilateral de bajo costo. (Figura 25).

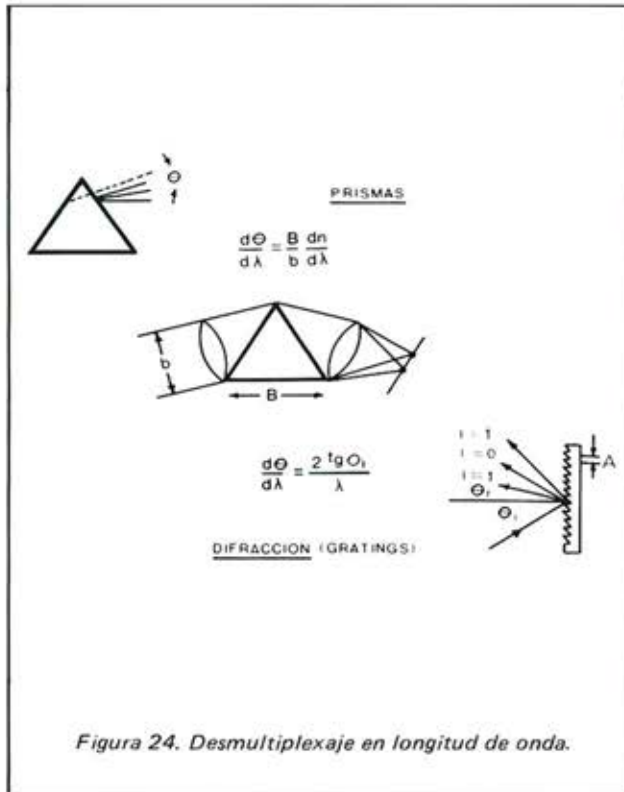


Figura 24. Desmultiplexaje en longitud de onda.

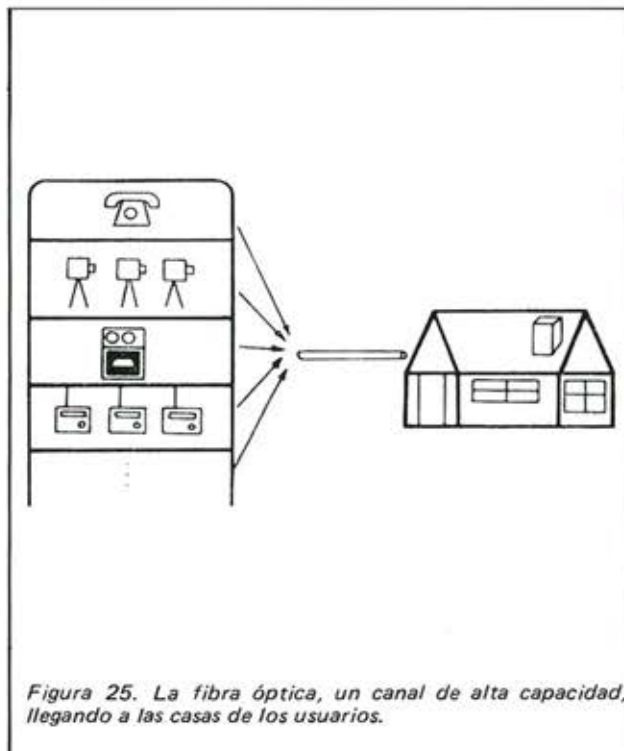


Figura 25. La fibra óptica, un canal de alta capacidad, llegando a las casas de los usuarios.

Bibliografía

- (1) "Sistemas de comunicaciones ópticas". Bahaa Saleh. Curso durante "IV Congreso Chileno de Ingeniería Eléctrica", Universidad de Santiago de Chile.
- (2) "Comunicações ópticas: pesquisa e desenvolvimento no Brasil". A. Bordeaux, H. Machado, F. Smolka, C. Violato. Revista "Telebras" Nº serie: 17, Marzo 1981 año V Nº 1.
- (3) "Fiberoptics". John A. Kuecken TAB Books Inc. U.S.A. 1980.
- (4) "Digital data transmission with the HP fiber optic system". Hewlett packard components. Application note 1000.
- (5) "ITT network 2000". La electrónica en telecomunicaciones 1980.
- (6) "Desenvolvimento de um acoplador óptico tipo Y para transmissão half-duplex por fibra óptica". Miguel De la Sotta Cerbino, Tesis. Universidad Federal Rio de Janeiro. Brasil.
- (7) "Un programa para diseño de sistemas de transmisión por fibra óptica". Miguel De la Sotta C., Roberto Del Pedregal A. "IX Congreso Panamericano de Ingenieros Mecánicos eléctricos y ramas afines. Copimera". Costa Rica 1982.
- (8) "Fibre-Optic systems in future telecommunication networks". K.C. Kao. M.E. Collier. Telecommunications Vol 11 Nº 4 April 1977.
- (9) Catálogo técnicos de productos de tecnología de fibra óptica. ITT, Siemens, Corning.



Aspectos de corrosión en Chile

Rubén Fuentealba F.
Depto. Química
Fac. Ciencia, USACH



Se ha dicho y escrito mucho sobre los penosos problemas de gran trascendencia de nuestro tiempo como son la coyuntura económica mundial, los crecientes problemas de contaminación y el agotamiento de las materias primas. Nuestro país se tiene que sumar a los esfuerzos que realizan las naciones mas avanzadas para superar esta crisis. En este contexto es que el ingeniero de corrosión está llamado a desempeñar un rol de gran importancia. El inmenso capital que se desperdicia en materiales metálicos por concepto de corrosión es un llamado de alerta para el aprovechamiento mas racional de estos materiales.

La corrosión de los metales es un fenómeno natural que no es posible evitar del todo, pero si controlar para llevarlo a niveles no peligrosos. Termodinámicamente el proceso de corrosión corresponde al de un proceso natural y espontáneo en el cual un metal o aleación metálica vuelve a formar compuestos más estables, generalmente oxidados, oponiéndose al proceso metalúrgico que se utilizó en llevarlo desde el mineral a metal refinado.

En ingeniería de corrosión se han desarrollado técnicas de control de corrosión de naturaleza muy variada, y que se aplican según las condiciones de operación y/o económicas disponibles.

En primer término, el ingeniero en corrosión recurre a una apropiada selección de materiales, para lo cual existen manuales o guías de selección¹.

Cuando las condiciones de operación lo permiten, se recurre a una variación en el diseño de la estructura. Esta es una técnica muy utilizada que permite disminuir daños por corrosión cuando un mal diseño permite la existencia de fisuras, acumulación de polvo, humedad, etc.

Otro método muy empleado es la aislación del material metálico del medio agresivo mediante revestimientos que pueden ser de diferente naturaleza, como pinturas anticorrosivas o recubrimientos metálicos tales como cromado, niquelado, cincado (o galvanizado).

En sistemas que trabajan con regímenes de reflujo es posible utilizar técnicas de disminución de la agresividad del medio. Estas técnicas incluyen tratamientos químicos y físicos del agua hasta el uso de inhibidores de corrosión. Estos últimos son sustancias de origen orgánico, en su gran mayoría, que adicionadas en pequeña cantidad al medio (partes por millón), logran reducir la velocidad de corrosión de los metales en varios órdenes de magnitud.²

Se utilizan con mucho éxito las técnicas de protección anódica y catódica. Esta última es la única técnica especializada del mantenimiento preventivo destinada a proveer de inmunidad a los metales contra la corrosión. Se basa en que la estructura a proteger se polariza exteriormente mediante una fuente de poder apropiada, de tal forma que desaparezcan las reacciones de disolución de los metales.

Respecto a las pérdidas que ocasiona la corrosión, cabe citar algunas cifras recogidas de la literatura especializada.

Estas se pueden dividir en pérdidas directas e indirectas.

Entre las pérdidas directas se incluyen: a) los costos de reposición, equipos y mano de obra y b) los costos de protección como uso de aleaciones especiales, inhibidores, recubrimientos, protección catódica, etc.

Entre las pérdidas indirectas: lucro cesante, contaminación de productos, sobre espesor de paredes, pérdidas de eficiencia (por ejemplo en intercambiadores de calor) e incluso pérdidas de vidas humanas por fallas en equipos o en la operación. La forma mas común en que la corrosión afecta la vida humana es por contaminación ambiental debido a pérdidas de petróleo, de otros productos químicos, oxidación de chatarras y contaminación de desechos nucleares. Aún no siendo frecuente los

accidentes debidos a la corrosión, tienen éstos el caracter de catástrofe. Como ejemplo cite-mos el escape del gasoducto Concón-Santiago en Octubre de 1981, que costó una vida humana.

La cantidad de dinero que está relacionada con las pérdidas por corrosión es alarmante. En los E.E.U.U. se ha estimado que el costo anual por concepto de corrosión es aproximadamente $US\$ 1 \times 10^9$, lo que representa el 4,5% del producto nacional bruto del país³. El National Bureau of Standards estimó que el 40% de la producción nacional de acero estaba destinada a los elementos o equipos dañados por la corrosión. Por otra parte N.D. Tamaskov de la Academia de Ciencias de la U.R.S.S. estimó que ese porcentaje en su país era del 33%.

Se ha considerado que los costos totales de la corrosión en países en desarrollo corresponden aproximadamente al 3,5% del Producto Nacional Bruto.

Son muchos los casos concretos en los que se justifica una inversión para controlar la corrosión. Existen casos aislados en los que la técnica poco puede hacer. Es así como un vehículo incrementa los gastos de mantención en $US\$ 5,4$ por cada 1000 km, como valor promedio, por causa de la corrosión. Tan sólo el costo en los tubos de escape destruidos que hay que reemplazar por efecto de la corrosión en un año en los E.E.U.U. equivale a construir un nuevo Canal de Panamá.

Los ejemplos anteriores hacen ver la necesidad de conocer en forma clara los dos aspectos fundamentales que configuran un problema de corrosión, el aspecto económico y el aspecto técnico.

En Chile no disponemos de la información suficiente como para poder evaluar el costo de la corrosión. Sin embargo, no se debe suponer que su incidencia en los costos de operación y de fabricación sean inferiores a la de los países mencionados.

Basándose en los consumos de hierro y acero, y tomando como base de cálculo la experiencia de otros países, se puede inferir que entre el 35 y el 45% del acero utilizado en Chile en los últimos 50 años, ha sido destruido por la corrosión.

Hasta hace poco en nuestro país el control de la corrosión se limitaba a la aplicación de revestimientos, al uso de aleaciones caras y a sobredimensionar las estructuras. Sin embargo varias empresas estatales y privadas utilizan algunas técnicas de protección mas acabada como es la protección catódica. Algunas empresas cuentan ya con un departamento técnico que se ocupa esencialmente del control de la corrosión. Una gran cantidad de ellas está recurriendo a la asesoría de empresas especializadas para solucionar sus problemas de corrosión.

En el caso de la protección catódica como método anticorrosivo se pueden citar algunos ejemplos de empresas que están utilizando esta vía para su control. En las zonas costeras se presenta mas acentuado este problema debido a la agresividad del ambiente marino. La salinidad existente ofrece un medio conductor muy favorable para que se desarrollen las reacciones electroquímicas típicas de corrosión. Es por ello que la mayoría de las instalaciones anticorrosivas se encuentran en dicha área.

Es así que el Ministerio de Obras Públicas a través de La Dirección de Obras Portuarias realiza protecciones catódicas en los tablestacado, pilotes, boyas, etc. en los puertos de Arica, Coquimbo, San Antonio, Talcahuano, San Vicente, Quellón, Chacabuco y Puerto Natales. De la misma forma empresas petroleras y distribuidoras de combustibles realizan protecciones catódicas en sus instalaciones marinas y subterráneas, como por

ejemplo en emisarios submarinos y estanques de almacenamiento. Sonacol protege sus ductos subterráneos con protección catódica del tipo corriente impuesta. Emos y Sendos disponen de instalaciones de protección catódica en sus emisarios submarinos en la zona norte. También Codelco y Soquimich consultan la protección catódica en sus instalaciones. La Fach y la Dirección de Aeronáutica se han interesado en mantener sus instalaciones y material de vuelo libres de corrosión. Los aeropuertos en Pudahuel, Antofagasta y Arica contemplan protección catódica para su red de cañerías bajo la losa.

En fin, si bien existen algunas empresas que utilizan usualmente técnicas electroquímicas para solucionar sus problemas de corrosión, existe todavía otras que no están en conocimiento de los métodos actuales para disminuir gastos por concepto de corrosión. Es así que la gran mayoría de las empresas en el país desconocen o ignoran la protección anódica. Esta ha tomado mucha importancia en los últimos años en los E.E.U.U. y otras naciones desarrolladas debido a que los costos de mantención son significativamente mas bajos que los de la protección catódica.

La protección anódica, consiste, en forma muy general, en llevar a la estructura que se quiere proteger mediante una corriente anódica impuesta, a un estado tal que ésta alcance una autoprotección por la formación de patinas compactas e impermeables a las cargas eléctricas. Mediante la aplicación de una corriente residual pequeña es posible mantener inalterable esta capa de protección. Sin embargo es importante conocer que esta técnica está reservada sólo para algún tipo de materiales metálicos y no para todos ellos. Este tipo de protección se utiliza preferentemente en estructuras de aceros inoxidables u otros materiales nobles.

Por último es necesario decir que el tipo de sistema anticorrosivo que se quiera seleccionar,

ya sea un recubrimiento y/o protecciones catódicas o anódicas es aquel que permita una instalación y mantenimiento a costos razonables. Los problemas de corrosión son totalmente individuales. Cada problema requiere un análisis y un tratamiento individual para lograr la solución correcta. Todos debemos contribuir a lu-

char contra la corrosión para lo cual es importante tener presente los siguientes puntos:

- Aprender todo lo posible acerca del fenómeno de la corrosión.
- Hacer todo lo posible para prevenirla, y
- Estar seguro de los medios y

métodos anticorrosivos que deban utilizarse.

Bibliografía

- 1 E. Rabald *Corrosión Guide*, Elsevier (1968)
- 2 H. Uhlig, *Corrosión Handbook*, J. Wiley & Sons (1948)
- 3 I. Alvarez, *Corrosión y Protección Vol X, N° 3*, (1979)

La siderurgia moderna: Enfoque refractarista

Charla Técnica dictada por el Prof. Dr. Nelson Santander M., el miércoles 30 de marzo de 1983 en la Sala E. Froemel, Fac. Ing. USACH, con ocasión de inaugurar el ciclo de charlas mensuales del Departamento de Ing. Metalúrgica USACH.



Dr. Ing. Nelson Santander M.
Director del Departamento
de Metalurgia USACH

INTRODUCCION

La sociedad moderna precisa del acero en forma casi comparable con sus necesidades de elementos tan básicos como son los alimentos o el vestuario. La siderurgia es un motor que activa la construcción de viviendas y obras civiles, que promueve la industria automotriz y una enormidad de otras industrias que consumen los aceros.

En la actualidad, se producen sobre 600 millones de toneladas de acero en el mundo, principalmente en las grandes potencias industrializadas. Chile, pese a su potencial, sólo bordea el medio millón de toneladas; de manera que cabe pensar que, en condiciones normales de desarrollo, nuestra industria siderúrgica debería repuntar considerablemente. Además, pese a la coyuntura recesiva internacional, la tecnología siderúrgica actual se moderniza vigorosamente para acomodarse a los nuevos desafíos que se producen.

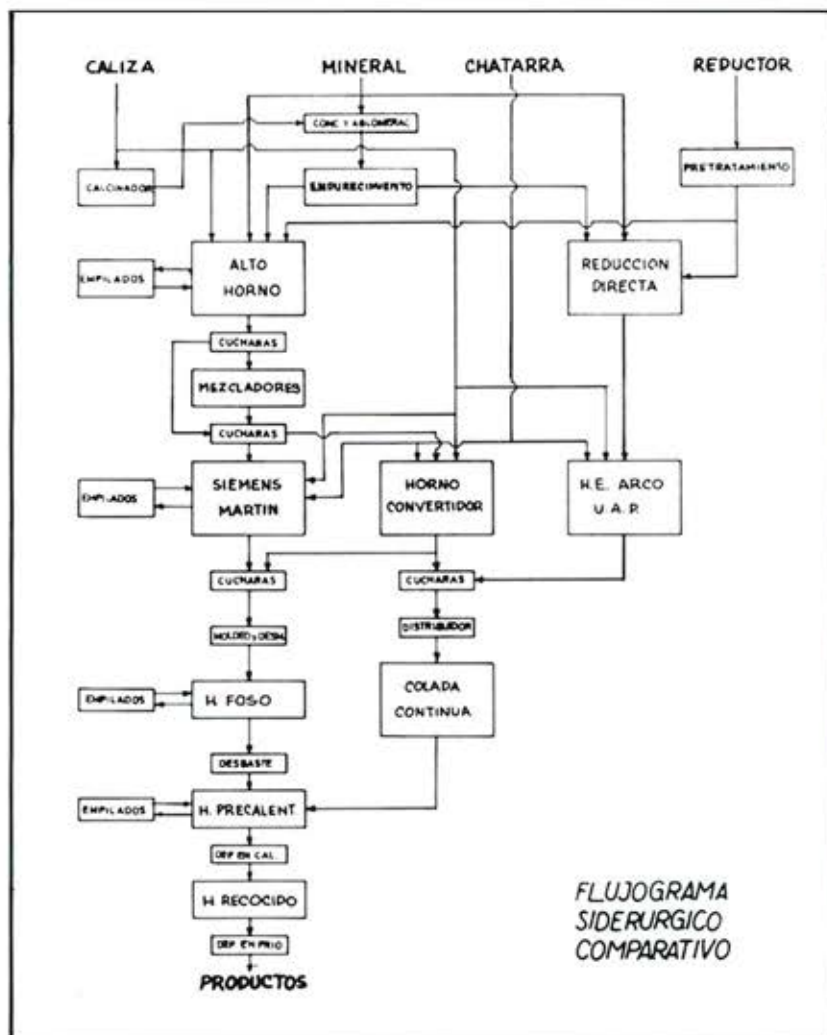
Nosotros, como Departamento de Ingeniería Metalúrgica, responsables de cultivar y difundir el conocimiento en todo el campo de la obtención y elaboración de los metales y sus aleaciones, no podemos estar ajenos al quehacer de una de las áreas industriales metalúrgicas más importantes en el país, como es la Siderurgia. Ello, junto al hecho de que nuestro Departamento ha tomado un contacto directo con la pujante industria siderúrgica brasileña a través de los programas de capacitación que les hemos estado brindando, nos ha motivado a inaugurar el ciclo de charlas mensuales del Departamento, con una presentación orientada hacia la Siderurgia.

Como en lo modular la fabricación del acero involucra el empleo de enormes equipos de elevada temperatura, y la innovación tecnológica ha sido aquí precisamente sorprendente, hemos dado a nuestra charla un enfoque muy particular, el enfoque del desarrollo y moderniza-

ción de los materiales refractarios empleados en los equipos de alta temperatura, requeridos para la fabricación del acero. Este punto de vista tiene la ventaja que nos permite hacer un recorrido prácticamente completo a lo largo del flujograma siderúrgico. Sólo escapan entonces, procesos secundarios como el estañado electrolítico. En cambio, sí caben en esta perspectiva procesos como la sinterización de pelets de minerales y los recalentamientos asociados a los procesos de deformación plástica de los aceros.

PELETIZACION

Un primer vistazo a cualquier flujograma de plantas siderúrgicas modernas, nos muestra que ya están quedando lejos los tiempos en que la ferrominería proveía minerales que eran tratables en forma directa en los altos hornos. El progresivo y rápido decrecimiento de



oportuno hacer algunos comentarios acerca de un importante reactivo de gran uso en Siderurgías y que se usa en el proceso de peletización, nos referimos a la caliza. Es preciso distinguir, eso sí, tecnológicamente el uso de caliza cruda (piedra caliza, "limestone"), del uso de caliza calcinada (cal viva, "lime"), ya que la primera se emplea con carácter de fundente en los Altos Hornos, y en todos los hornos de aceración. La caliza calcinada, en cambio, se emplea como ligante cerámico para el endurecimiento de pelets. Es conveniente, entonces, revisar en este lugar los equipos asociados a la calcinación de la caliza.

El equipo prioritariamente usado para calcinar piedra caliza es el horno rotatorio, muy similar en diseño al horno empleado para el endurecimiento de los pelets, de manera que su problemática refractaria es en muchos aspectos similar.

Hay que enfatizar una diferencia química fundamental, que dice relación con el hecho de que los pelets minerales contienen sustancias escorificantes con FeO , mientras que la caliza siderúrgica, de alta pureza, no debiera generar problemas de agresividad escorificante. A modo de comparación, puede también observarse que es posible calcinar caliza en hornos verticales tipo cubilote. En Chile, se emplean ambos tipos de hornos, y en Huachipato existen dos hornos de platos (toroidales) únicos en su género en el país, para calcinar la caliza proveniente de la isla Guarello, y enviarla posteriormente a la planta de pelets de Huasco. Rigen en este tipo de horno exigencias similares a los refractarios del piso giratorio, los muros y bóveda; en cambio, tienen prácticamente la ventaja de no tomar contacto con la carga, por lo cual son aplicables exitosamente especialidades refractarias de calidad no superior a la alta alúmina.

Con el fin de no extender demasiado el presente trabajo, omitiremos el problema refractario de los hornos de coquería,

las leyes de los minerales ferruginosos impuso, primero, la necesidad de efectuar concentración magnética en seco para materiales chancados y, más adelante, la necesidad de moler los minerales para efectuarles luego una concentración magnética en húmedo. El producto de la concentración de materiales finos fue preciso aglomerarlo mediante peletización, lo que generaba esferoides de baja resistencia mecánica que era necesario endurecer mediante un proceso térmico de ligado cerámico, naciendo de esa manera los primeros procesos que involucran el uso de hornos.

Esta primera etapa térmica es en realidad más compleja, ya que, de hecho, abarca un secado y precalentamiento del material, un ligado cerámico a unos 1300°C y, finalmente, un enfriamiento

de los pelets endurecidos, los que de otra manera se fracturarían completamente en el caso de que no experimentaran un enfriamiento controlado. Dadas las temperaturas relativamente moderadas reinantes en estos procesos, las exigencias a los refractarios son leves, empleándose los materiales convencionales silico-aluminosos, o bien, en las zonas más exigidas, alta alúmina. Es novedoso aquí el empleo de especialidades refractarias, particularmente los concretos refractarios y los apisonables refractarios, de rápida coloración y de bajo valor energético incorporado.

CALCINACION

Siguiendo el esquema de Flujograma anexo, vemos que es

principalmente porque no sufren un desgaste muy significativo y han mantenido un esquema tecnológico poco novedoso en el tiempo, básicamente centrado en el uso de refractarios silicosos.

ALTOS HORNOS

El proceso siderúrgico clásico sigue siendo la obtención del hierro metálico en altos hornos. El alto horno moderno dista mucho de ser el de ayer. Hoy se ha llegado a capacidades increíbles que no se concebían hace algún tiempo atrás. Un horno moderno de 14 m de crisol puede producir 10.000 t/d, es decir, más de 3 1/2 millones de toneladas de arrabio el año. Como referencia, nuestros modestos altos hornos criollos de Huachipato sólo a capacidad completa llegarían al millón de toneladas al año. Los diseños modernos envuelven un profuso empleo de refractarios especiales, como son el SiC y el grafito. Las piezas especiales de grafito diseñadas con precisión milimétrica ya no sólo se limitan al crisol, sino que también se extienden hoy a etalajes y toberas. Para dar mayor durabilidad al revestimiento de un horno de esta naturaleza, que opera continuamente por años, la tecnología refractaria moderna va combinada con técnicas avanzadas de refrigeración de hornos. Hoy se refrigeran los etalajes y la cuba hasta mediana altura. La refrigeración exterior del horno ha devenido en sistema mixto en el cual se combinan las piezas refractarias con cajas (buzas) de refrigeración distribuidas homogéneamente entre los ladrillos. El espesor del refractario es controlado permanentemente con un sistema especial de detectores localizados en forma de sondas en lugares estratégicos del muro del horno.

Con el objeto de bajar el consumo de coque en el horno ("coke rate"), se ha venido empleando por años la inyección de petróleo por las toberas. En

la actualidad, se está empleando la tecnología de los quemadores a plasma con ese mismo objetivo. Desde luego, que las altas temperaturas involucradas en el plasma ponen nuevas y más exigentes solicitaciones a los refractarios de los altos hornos modernos.

El alto horno es la primera unidad gigante en nuestro flujo-grama, que va asociado a equipos de regeneración de calor sobre la base de recuperadores del calor sensible de los gases de salida del horno.

ESTUFAS

Estos recuperadores, conocidos también como estufas Cowpers, fundamentan el diseño de su albañilería en intercambiadores tipo empilados ("checkers") y en este terreno se ha avanzado mucho en los diseños de las unidades que componen los empilados, así como la calidad de ellas, por cuanto deben soportar gases cada vez más calientes y a mayor presión. El control de calidad de las piezas machihembradas del empilado debe ser rutina. Los revestimientos más modernos para gas precalentado de las más altas temperaturas, consideran amplias zonas construidas con piezas de alta alúmina.

CUCHARAS TORPEDO

El producto líquido principal del alto horno es hierro bruto impuro, conocido también como arrabio ("pig iron"). Su trasvasije hacia la unidad siguiente de procesamiento ocurre mediante recipientes de trasvasije especialmente diseñados para ese objetivo, las cucharas rodantes o cucharas "torpedo" (por su forma). Especial atención deberá brindarse al revestimiento de apoyo de estas cucharas, para reducir las pérdidas de calor. Para minimizar los efectos detrimentales del FeO sobre los refractarios, se han diseñado últimamente cucharas revestidas con ladrillos alquitranados.

Como no es posible vaciar directamente el arrabio desde la

cuchara torpedo hacia el convertidor (o en su defecto, el ya anticuado horno Siemens Martin), se precisa una estación en la cual el metal se vacíe a una cuchara de traspaso de vaciado por volteo. Este tipo de cuchara, dadas sus condiciones mismas de operación, no está tan exigida, por lo cual siguen usándose en ella refractarios silico-aluminosos simples.

MEZCLADORES

Hay situaciones en que el "lay-out" de la planta y las características de la operación obligan a mantener hornos que acumulan y mezclan arrabio de diversas fuentes o de diversas coladas, hasta el momento adecuado para cargar en el horno de aceración. Tal tipo de equipos, que es preciso calefaccionar para mantener temperatura, se denominan mezcladores, y sus revestimientos difieren sustancialmente de los de las cucharas torpedo, dado que los tiempos de retención son mucho mayores. Un buen revestimiento de trabajo lo constituye un enladrillado de magnesita.

REDUCCION DIRECTA

Una diversidad de factores tales como escasez de carbones de calidad coquizable, abundancia de reductores alternativos como gas natural y buen abastecimiento de pelets, han llevado a los diseñadores de procesos metalúrgicos a buscar alternativas al proceso convencional de reducción en altos hornos. De los diversos métodos industriales propuestos, en la práctica hoy son 2 los principales y más aceptados métodos en operación: el proceso americano MIDREX y el proceso mexicano H. y L. La principal diferencia entre ambos es, que mientras el primero se basa en una operación continua, el segundo es de diseño batch.

El hecho de no emplear muy elevadas temperaturas, ni fases líquidas, significa solicitaciones más moderadas a los refractarios, no obstante, el elva-

do ambiente reductor reinante (sobre todo en la unidad reductora) obligan a exigir alta resistencia al efecto detrimento que se produce en los refractarios cuando alguno de sus componentes se deteriora físicamente como consecuencia de una destrucción química. Tal es el caso de la reducción de óxidos de hierro que eventualmente pueden estar presentes en el refractario, por lo cual se exige de éstos un bajo contenido de óxidos de hierro ("low iron"). La familia de los silicoaluminosos y las altas alúminas cubren bien las necesidades de estos equipos, pese a que la literatura ha sido muy poco generosa en la divulgación de este tipo de información.

El producto de la reducción directa, que en los casos de los procesos comerciales escapa en estado sólido, debe seguir una ruta que involucra su fusión previa a la aceración. Lo usual es que pase a constituir la principal carga de hornos eléctricos de arco que analizaremos más adelante. De otra manera, constituye una excelente alternativa de la chatarra, como materia prima, en todos aquellos equipos que la usan, por cuanto van asociados a una cantidad de impurezas considerablemente menor.

Una vez obtenido el hierro bruto, ya sea como arrabio líquido o bien como hierro esponja, se entra ahora al proceso siderúrgico más importante que es la aceración.

ACERACION SM

De las diversas modalidades y alternativas de aceración existentes, comentaremos aquí, a modo de referencia, la aceración clásica Siemens-Martin con molde de lingotes y posterior desbastes de éstos, previamente precalentados en hornos de foso. Analizaremos, luego, la aceración LD moderna con posterior colada continua y la fusión eléctrica en hornos de arco de ultra alta potencia refrigerados intensamente mediante circulación de agua.

La aceración Siemens-Martin ("open-hearth" para los de

habla inglesa), fundamentó su existencia, y también su gran diferencia con el pudelado, en el acoplamiento del horno tipo reverbero, un amplio sistema de intercambio calórico para poder elevar la temperatura de operación, requisito indispensable para operar con acero líquido. Tal sistema constituido por una gigantesca estructura de refractarios, se conoce como empilado ("checkers").

El horno Siemens-Martin ha sido un gran consumidor de refractarios. En sus diseños más modernos considera un empleo profuso de ladrillos básicos de magnesita-cromo y de pisos magnéticos. Las bóvedas clásicas están construidas por ladrillos enlatados. Los empilados de estos hornos se cuentan entre los más exigidos térmicamente, comparables sólo con los hornos de vidrio. Es preciso recordar que los gases de aceración arrastran considerables polvos de óxidos de fierros, los que constituyen excelentes escorificantes. En los "checkers" modernos, los empilados de sílice y semi-sílice han dado paso a otros contruidos con materiales de superior calidad como son los de alta alúmina y los básicos de magnesita.

En nuestro país, los hornos Siemens-Martin ya son historia pasada, y desde hace casi una década fueron dando paso a los convertidores de tecnología austriaca LD. En el resto del mundo, la aceración Siemens-Martin está paulatinamente muriendo.

ACERACION LD

La alternativa actual al proceso Siemens-Martin, la constituye el proceso de conversión LD, que no es otra cosa que una versión moderna del proceso Bessemer.

En lo que a refractarios se refiere, dos son las peculiaridades más llamativas de un moderno convertidor LD: primeramente, el uso de refractarios alquitranados, que constituyen toda una novedad tecnológica en los últimos años, y el desarrollo de técnicas y equipos espe-

cialmente diseñados para la reparación en caliente.

En los revestimientos de trabajo de los actuales hornos LD, compiten la magnesita y la dolomita alquitranadas. También se emplean materiales constituidos por mezclas de dolomita y de magnesita. El ambiente de operación del horno es tal que prevalecen condiciones reductoras que evitan el deterioro del grafito contenido en los ladrillos, debido a daño por oxidación. El revestimiento de apoyo (el que queda detrás del trabajo), puede estar hecho sobre la base de refractarios de la familia alúmina-sílice.

En Chile existen sólo dos convertidores LD, denominados en forma criolla convertidores "CONOX"; ellos desplazaron definitivamente a la acería Siemens-Martin. El proyecto chileno fue concebido para operar la acería LD con una planta de colada continua, pero diversas razones han postergado el proyecto, y la acería sigue operando con cancha lingoteadora, desmoldeo, hornos de foso y laminador desbastador.

Como novedad tecnológica, es interesante comentar la aparición de ladrillos especialmente diseñados para "lavar" el acero vía soplado de gas inerte.

Para tal efecto, se ha logrado fabricar ladrillos de "porosidad orientada", los que permiten soplar gas a través de sus canales de porosidad dirigida. Es interesante señalar que, el soplado de gas inerte por el fondo de las cucharas de acería es una técnica rutinaria en las modernas acerías con colada continua. El gas lavador no sólo genera las burbujas captadoras de gases atrapados, sino que, además, produce un importante efecto de homogeneizado y de mezcla de la masa líquida.

El producto del horno LD prosigue en seguida a cucharas de trasvasije, las cuales han ido constituyendo poco a poco, tema de especial atención por parte de los refractaristas, motivado por la alta incidencia que

tiene el consumo de refractarios en las cucharas de acería particularmente. Por tal motivo, estimamos que conviene comentar algunos aspectos relevantes acerca de los refractarios empleados en cucharas para acero.

CUCHARAS DE ACERIA

Las antiguas cucharas de acería venían diseñadas para vaciado superior. Eso traía serios problemas de arrastre de impurezas, por lo cual se pasó al diseño sifón, que, aprovechando la ley de vasos comunicantes, dejaba pasar acero limpio a las lingoteras. Las reparaciones refractarias se complicaron, más aún al ir subiendo paulatinamente las temperaturas de colada. Ello llevó al diseño del sistema de cuchara con tapón, controlado para su abertura y cierre, desde afuera. La verdad es que este sistema también trajo serios problemas de mantención refractaria, y de operación en la acería. Este es el sistema que aún usamos en Chile.

Hasta aquí la tecnología refractaria aplicada a cucharas no había superado la barrera de los silico-aluminosos, y la alta alúmina en los casos más exigentes; hoy se encuentran en operación cucharas revestidas parcialmente con ladrillos de magnesita-cromo, dolomita y cromo-magnesita. Han dado éxito también las cucharas monolíticas apisonadas, y la tecnología de reparación de cucharas involucra hoy en día el empleo de sofisticadas máquinas para reparación. Para minimizar las pérdidas de calor durante el vaciado inferior, se emplea en muchos casos, tapas para cucharas, las cuales llevan su cara caliente revestida con plásticos refractarios.

Sin duda que donde el desarrollo tecnológico ha cobrado más dinamismo en torno a la problemática refractaria de cucharas, es en lo que se refiere a los sistemas de sangrado inferior de las cucharas. Desplazado ya el cierre con tapón, por sus numerosas deficiencias, se ha introducido una técnica bastante

exigente para el material refractario y mayor precisión y seguridad de operación mecánica. Para tal efecto, se han diseñado los llamados cierres deslizantes, constituidos, en lo fundamental, por un sistema de piezas cerámicas de alta calidad (familia de las cerámicas de alta alúmina) sujetas a desplazamiento, de manera que estando una fija, la segunda puede regular o cortar el flujo de salida de acero de la cuchara, regulando la abertura de flujo entre ellas. Las modalidades más conocidas son el cierre deslizante simple, con accionamiento hidráulico, y el cierre giratorio múltiple. En la zona más exigida que es la boquilla misma, se han introducido anillos de recambio de superior calidad que el material de todo el cierre.

ACERACION AL ARCO

La otra alternativa a la aceración convencional es el horno eléctrico de arco. Desde el punto de vista refractarista, lo más relevante aquí es la paulatina sustitución que han sufrido los refractarios por sistemas metálicos refrigerados, y en los que no se emplean materiales refractarios en los revestimientos de trabajo. A la refrigeración de tapas siguió la refrigeración de muros, y hoy sólo se reviste el anillo que sirve de garganta a cada electrodo, y la solera en contacto directo con metal y escoria (considerando la basculación del horno).

Un diseño muy reciente de sistema de vaciado lo constituye el horno de vaciado inferior. En este caso, la sangría está constituida por un sistema de piezas cerámicas machihembradas y una tapa pivoteada revestida con una placa de grafito. Como esta zona es una de las más delicadas para reparar en caliente, se han diseñado sistemas especiales para poder permitir el acceso de un operador con sus equipos de reparación, inmediatamente después de sangrado el horno.

Entre las muchas novedades de la aceración moderna, se

pueden citar, los hornos con quemadores de plasma, el horno eléctrico de arco de corriente continua, y la importantísima metalurgia de cucharas. En particular, esta última ha impulsado el desarrollo de revestimientos refractarios muy superiores a los convencionalmente usados en cucharas de trasvasije. La tendencia moderna exige aquí el uso de refractarios básicos de la familia de la magnesita y/o dolomita.

HORNOS DE FOSO

Ahora bien, todas las técnicas de aceración descritas, y en práctica actualmente, tienen como objetivo producir acero líquido que es preciso transformar en semiterminados, tales como planchones o palanquillas. La ruta clásica contemplaba lingotear el acero, desmoldear los lingotes (ya sea con sección cuadrada o bien rectangular), precalentar los lingotes en hornos de foso, y desbastar los lingotes precalentados para producir los planchones o las palanquillas. Esta ruta aún se practica en nuestra acería de Huachipato, por lo cual sólo comentaremos aquí que los equipos que emplean refractarios son los hornos de foso, los cuales tienen un revestimiento de trabajo hecho de silico-aluminosos y buena aislación refractaria en toda su periferia. Para lograr un buen sellado de la tapa, que es móvil, se puede recurrir a manta cerámica. La zona más exigida sin duda es el piso, porque allí reposan los lingotes y porque allí caen las cascarillas de óxido de hierro formadas durante el calentamiento; por tal motivo, se presta especial atención a emplear cromita en los lugares críticos del piso (esquinas y aristas), y además una camada de carboncillo que actúe como reductor del FeO.

COLADA CONTINUA

La manera moderna empleada para llegar al mismo resultado es la colada continua. Esta puede ser horizontal, o bien vertical, siendo esta última la

que más se emplea en la actualidad.

En el sistema de trasvasije del acero líquido, en colada continua, pueden considerarse 3 unidades primordiales desde el punto de vista refractarista: la artesa distribuidora o batea retenedora de líquido ("tundish"), la bocina cuchara-batea, y la bocina batea-lingotera.

El distribuidor o batea lleva un revestimiento de trabajo hecho de planchas especiales de alta magnesia, respaldado por una capa de arena y un revestimiento permanente constituido por refractarios aislantes sílico-aluminosos.

HORNOS DE RECALENTAMIENTO

Cualquiera que sea la ruta para producir planchones o palanquillas, es preciso precalentar estos productos para las laminaciones en caliente. Para tal objeto, se emplean los hornos de recalentamiento basados en una operación continua y con empuje, o bien con desplazamiento discreto de la carga. El deslizamiento de la carga ocurre en zapatas metálicas refrigeradas, pero aisladas en toda la sección que no es de deslizamiento. El revestimiento de ellas es de fibra en el interior, y concreto de alta temperatura en el exterior. El anclaje se logra con clavos en Y. En el extremo de caída de

la carga, lo convencional es el uso de piezas refractarias electrofundidas, usualmente de alúmina fundida. Los modernos diseños de muros y bóvedas contemplan extensivo uso de colchas de fibra aislante anclada mediante clavos de aleación resistentes al calor.

HORNOS DE RECOCIDO

Para el recocido de los productos laminados, sean éstos rollos de plancha o de alambres, se emplean comúnmente hornos de campana calefaccionados en forma indirecta mediante resistores o bien mediante gases calientes, de manera de promover circulación directa de gases calientes neutros en torno a la carga. Es hoy práctica refractaria común, revestir la campana con fibra cerámica adosada mediante anclaje metálico inoxidable.

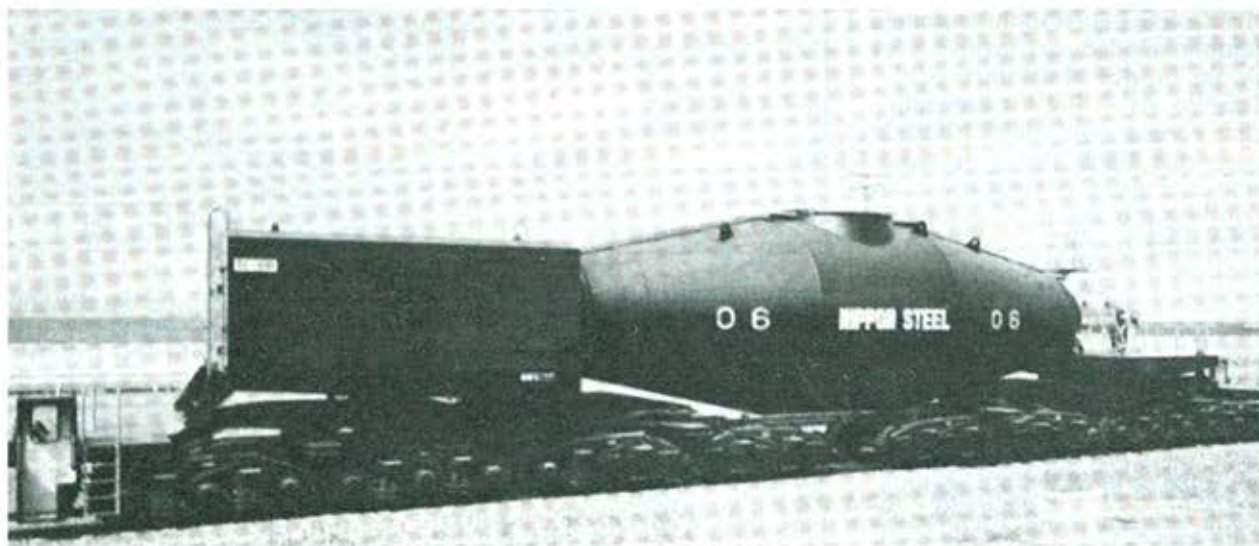
En este apretado recuento hemos pretendido presentar el estado actual de la siderurgia mundial, haciendo comentarios del caso chileno, cuando se daba la ocasión. Por razones de espacio, han debido excluirse equipos secundarios que emplean refractarios, tales como unidades para calentamiento de cucharas, ductos de gases calientes, chimeneas, calderas y otros. Incluso, ha sido preciso no ahondar mucho en los detalles técnicos de los equipos aquí analizados,

con el objetivo de no perder de vista el enfoque global refractarista al seguir la ruta del flujoograma siderúrgico.

CONCLUSIONES

Concluyendo, podemos decir que la siderurgia moderna, a la luz de nuestro enfoque refractarista, se caracteriza por:

- Tendencia creciente a los equipos gigantes.
- Minerales cada vez más pobres; luego, se necesitan concentradoras que requieran procesamiento de pelets.
- Tendencia creciente a la reducción directa, particularmente por la crisis de los combustibles.
- Avances en la tecnología y la metalurgia de cucharas.
- Uso de hornos eléctricos de ultra alta potencia.
- Uso creciente de técnicas de refrigeración de equipos.
- Amplio empleo de especialidades refractarias y fibras refractarias.
- Desplazamiento hacia la colada continua vertical y horizontal, con el consiguiente uso de bateas.
- Uso difundido de refractarios alquitranados.
- Uso de piezas cerámicas especiales en los lugares críticos o estratégicos.
- Temperaturas de procesos cada vez mayores.



La historia metalúrgica de la ESPADA



Dr. Bernd Schulz E.

La espada siempre ha ejercido una fascinación sobre el hombre, como lo ilustran las virtudes míticas con que se cantan en las leyendas de las famosas espadas tales como "La Tizona" del Cid, "Excalibur" del Caballero del Rey Arturo, la espada especial forjada por Wieland para Sigfrido y ya más terrenal, las glorias de los Samurais en el lejano Oriente y las espadas de Damasco con que los árabes se precipitaron sobre Europa.

Como vamos a ver, el seguimiento histórico del desarrollo de la espada nos permitirá conocer las extraordinarias habilidades de artífices que poseían los antiguos herreros, aquellos primeros metalurgistas y que sin exagerar podemos llamar los primeros especialistas técnicos de la civilización humana.

La primera espada fue una pieza plana que aparece en Egipto durante la 18a. dinastía (1600-1300 A.C.) correspondiente a la temprana edad del bronce y es de un bronce al arsénico (Cu - 1,5 % As - 0,2 % Sn), fabricada como una pieza fundida pero que tiene signos de haber sido trabajada en caliente o en frío seguido de un recocido. La estructura recocida tiene una dureza de 57-90 HB mientras que la región del filo trabajada en frío, presenta una dureza de 112 HB.

Ya entrando a la era avanzada del bronce, una típica espada como la encontrada en el área de Luristan al sur-oeste de Irán al borde de la Mesopotamia, consistía en una hoja trabajada a

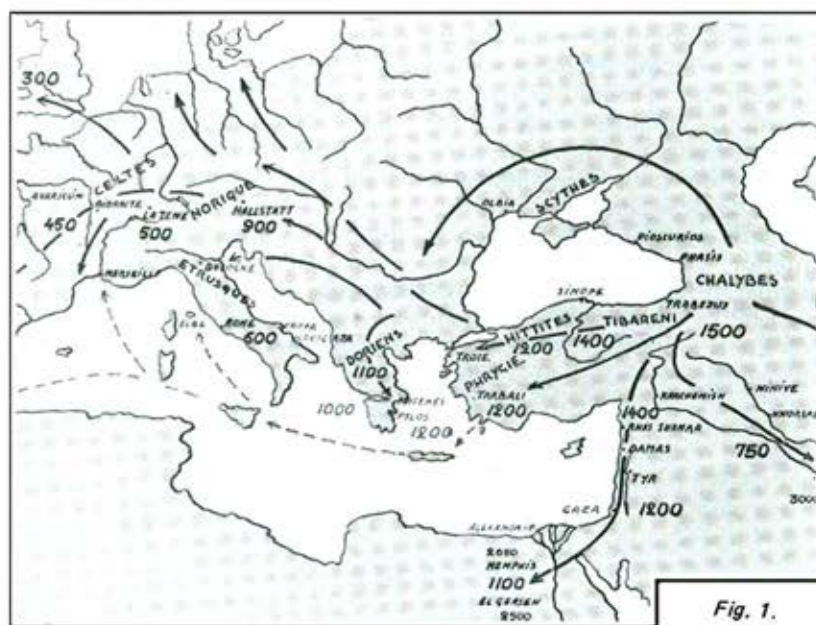


Fig. 1.

golpes, de un bronce con menos de 50% Sn a la cual se le había agregado por fundición localizada, la empuñadura, colocando un bronce al 11,50% Sn en torno a la espiga. También en este caso el filo había sido endurecido por martillado en frío. En esta misma región se encontra-

ron espadas de hierro forjado también con la empuñadura de bronce que datan de 1100 AC. Realmente un acero muy inhomogéneo, de bajo carbono, pero más duro que las espadas de bronce fundido y bastante más dúctiles.

ERA DEL HIERRO

Cuando aparecieron las espadas con hojas de fierro las ventajas eran obvias, una espada que se dobla se puede enderezar pero una que se quiebra es inútil.

En general es aceptado que la edad de hierro comenzó en Asia Menor y de allí se expandió hacia Europa y hacia China como lo ilustra el mapa de la Fig.1. Hay relatos de un acuerdo de paz entre los hititas y los egipcios, última gran civilización del bronce, en que estos últimos entregaron sus hijas en matrimonio a cambio de obtener los esclavos artesanos del hierro. En la Odisea de Homero se lee de los: "Viajes para trocar la carga de hierro forjado por el reluciente bronce".

Durante la Edad de Bronce los minerales de cobre se fundían con ayuda de fundentes ferrosos y así existiría la posibilidad de reducción de hierro al fondo del horno. Esto haría que los fondos de los hornos contengan bastante escoria junto a hierro dúctil. Este evento podía haber ocurrido en cualquier parte durante la era temprana del bronce y no parece haber razón, que los pueblos de Asia Menor debieran haber sido los primeros a excepción del hecho que ellos tenían una mayor tradición en la fundición del cobre.

Sin embargo esta teoría es difícil de conciliar con el hecho que la técnica usada para la reducción del hierro fue más primitiva que la conocida por ejemplo por los chipriotas. Se usaba un horno tipo fuente que no es más que un hoyo en el suelo o roca al cual se insufla aire, con una pequeña superestructura en forma de cúpula hecha de arcilla (Fig 2). Los pedazos de mineral de hierro y de carbón de madera ya sea mezclados o por capas, son cargados sobre un fuerte fuego de carbón de madera. La temperatura máxima alcanzada debe ser por lo menos 1150°C. Este tipo de horno no tiene salida para la

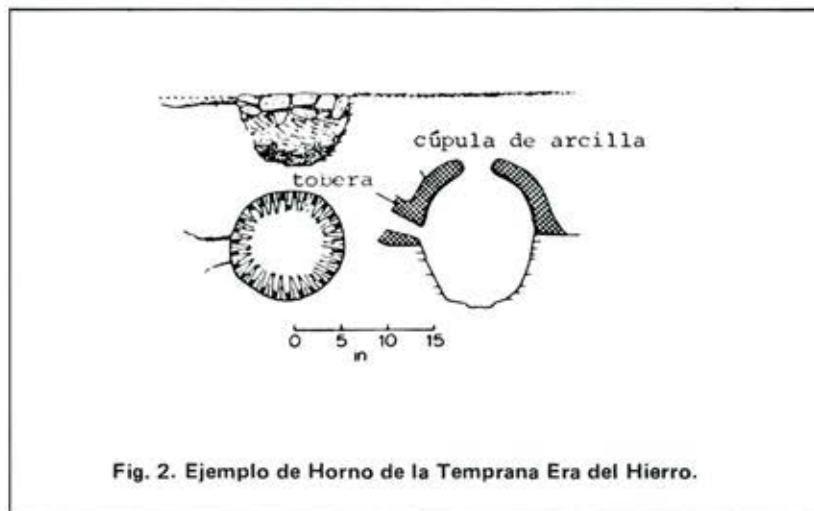


Fig. 2. Ejemplo de Horno de la Temprana Era del Hierro.

escoria, ésta escurre hacia el fondo formando un queque. La masa metálica sólida se mantiene por encima de la escoria y una vez completado el proceso la bóveda de arcilla es destruída para liberar la masa metálica.

Sin embargo, los hornos usados en la obtención del cobre (Fig.3) en ese tiempo ya te-

hierro en Europa se caracterizó por un horno sin salida de escoria en forma de fuente o un horno tipo chimenea, como se usa aún hoy en día por algunas tribus primitivas en Africa (Fig. 4).

El arte de extraer la escoria del horno fue recién introducida en Europa por los romanos (Fig. 5).

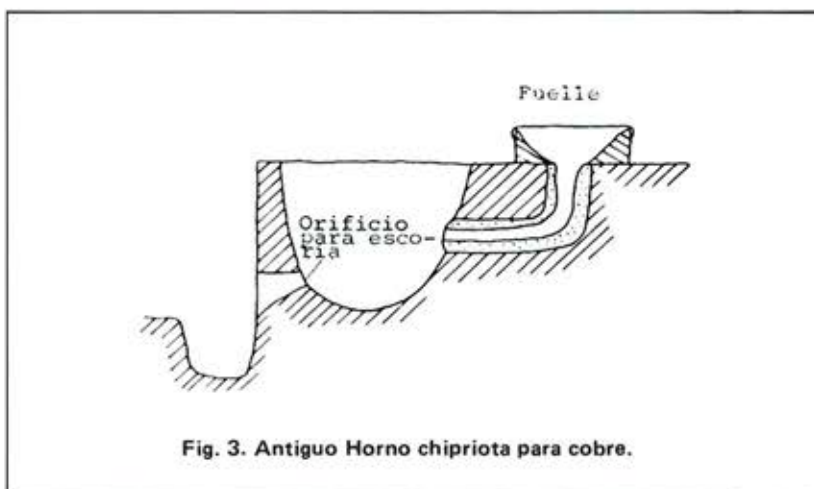


Fig. 3. Antiguo Horno chipriota para cobre.

nían un orificio para la separación de la escoria. Esta es una evidencia, tal como ya se mencionó, que la reducción del hierro parece no haber sido inventada por los fundidores de cobre más avanzados, si no que por los más primitivos o aún por un grupo totalmente nuevo que ni siquiera conocía la técnica de la obtención del cobre a partir de sus minerales. Cualquiera que sea la explicación, el inicio de la época del

La masa metálica de hierro reducido, es una mezcla sólida de hierro, escoria y pedazos de carbón sin quemar que se distingue del resto del material por contener partes dúctiles que se aplanaban y estiraban durante el martillado. Distintos pedazos de este material podían ser soldados entre sí para formar piezas más grandes por calentamiento en una fragua, seguido de un martillado en caliente. Esto es muy distinto de la idea que uno pu-



Fig. 4.

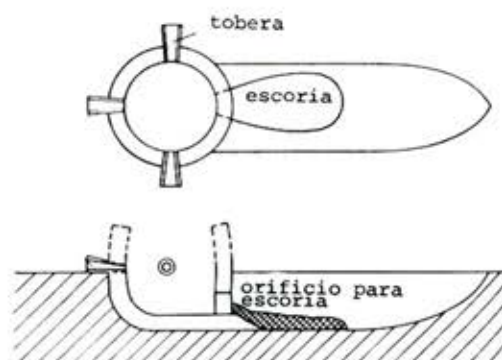


Fig. 5. Horno desarrollado en el período Romano.

diera tener de Tubal Caín mencionado en el Génesis, como artesano bíblico martillando sobre el yunque unas barras de hierro homogéneas previamente fundidas, ya que lo que hacían los herreros hasta el Renacimiento, era la de dar forma a granallas aglomeradas, sustancialmente diferentes a la obtención de objetos fundidos o forjados de cobre o bronce que ya conocían los antiguos egipcios.

Si la razón de combustible a mineral es alta y el fuelle es eficiente, el hierro puede absorber tanto carbono que llegue a formar una fundición, que funde a 1150° C y se deposita en el fondo del horno. Estos queques pueden haberse quebrado y refundidos en crisol en una fragua y colados como se hace con el bronce. Al parecer en ese tiempo tanto en Asia Menor como en Europa ocasionalmente producían fundición por accidente, pero sólo los chinos llegaron a apreciar sus ventajas y lo producían en forma regular. Aún así, no cumplían con todas las aplicaciones del hierro. El hierro forjado tenía que ser hecho ya sea por conversión de la fundición en la fragua o en forma directa, a la manera Europea, con una razón baja de combustible/mineral.

En la Tabla se presentan los resultados del análisis químico efectuado sobre varias espadas

TABLA: Análisis de hierro del cercano oriente

Contenido %

Elemento	espada Luristan	Punta de lanza Deve Hüyük (S. 500 DC)	espada Luristan (600 DC)	espada Philistina (1100 AC)
C	0,067	0-0,6	0,3	0-0,8
Mn	< 0,01	—	< 0,17	0,01
Ni	—	0,21	0,024	0,10
Cu	—	—	0,04	0,01
Cr	—	—	< 0,015	—
Si	0,23	—	—	0,01
P	0,04	—	óxido	0,01
S	0,002	—	P ₂ O ₅ = 0,8 (Sn = 0,015)	(As = 0,052)
Dureza HV		153-108		trabajado en frío.

proveniente del cercano oriente. Del análisis de su estructura metalúrgica se concluye que sus fabricantes no conocían la técnica de endurecerlas por temple pues todas eran trabajadas en frío y recocidas a bajas temperaturas (600-700°C), tal como lo practican aún en algunas regiones en Africa. La dureza no es mucho mayor que la del bronce.

La espada de Luristán del siglo VII A.C. consistía de varios trozos de hierro con 0,8% de C. como promedio, que fueron enfriados al aire desde los 1000°

C y forjados entre 850 y 700° C. Todos estos implementos muestran la estructura esperada de una forja muy primitiva, en uso hoy en día y también muestra la ausencia de cualquier estructura que podía haber sido consecuencia de un temple y revenido.

Es interesante, por esto mismo, que la primera evidencia de tratamiento térmico se haya encontrado en Egipto, una región considerada más bien atrasada en este aspecto. Se trata de un hacha de alrededor de 900 años A.C., que nunca fue usada ya

que estaba aún cubierta de una delgada capa de magnetita, consecuencia del último calentamiento. El contenido de carbono varía desde cero en el centro a 0,90/o en la región del filo. Toda el hacha fue templada desde la temperatura de 800-900° C, formando martensita dura en el filo. Este filo se revino por la conducción del calor desde la parte gruesa del hacha, que no se había enfriado hasta la temperatura ambiente, antes de sacarla del medio líquido de temple. Por esto, la dureza final variaba de 70HB lejos del filo hasta 444HB en el mismo filo. El resultado fue un hacha de primera, correctamente tratada térmicamente a la dureza adecuada. Esto indica que había herreros que conocían el arte de endurecer por temple, pero no era práctica extensa en el cercano oriente o europea en la era pre-romana.

HIERRO EN EL LEJANO ORIENTE

La extensión de la era del hierro al oriente dejó importantes muestras tanto en la India como China y luego Japón. El famoso pilar de Dehli que data de 300 años D.C. (Fig. 6) muestra que el nivel de desarrollo tecnológico en la India era similar al de Asia Menor. Un desarrollo interesante hindú, es la fusión de acero en crisol. El acero heterogéneo, producto de la reducción directa de minerales junto a carbón vegetal, se ponía en el crisol el cual se sellaba y calentaba por 4 horas en un horno con tiraje forzado. El producto, usualmente es un acero al carbono homogéneo con 1-1, 60/o C conocido con el nombre de "wootz", que era exportado al occidente. Quizás sea sinónimo con el acero de Damasco, ya que entraba a Europa a través de esa ciudad.

Como ya se mencionó los chinos aprendieron a aprovechar las ventajas del hierro fundido, razón por la cual se cree que su entrada a la era del hierro puede haber sido bastante independiente de Asia Menor. La mayoría de los procesos siderúrgicos usaban máquinas sopladoras

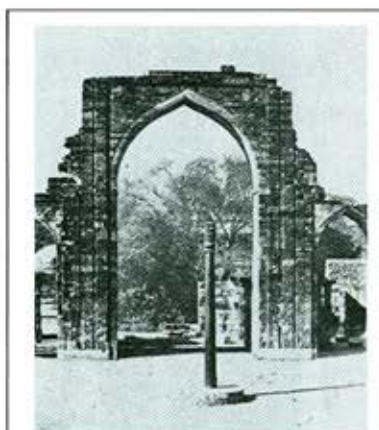


Fig. 6. Famoso pilar de hierro en Dehli.

a pistón que en algunos casos eran impulsadas por corrientes de agua. Eran mucho más eficientes que los fuelles o sacos de cuero usados en el resto del mundo siderúrgico y parece que el éxito de los metalúrgicos chinos se debía a esta supremacía mecánica.

De la estructura de artefactos de los estados Warring y del período Han (475 A.C.-24 D.C.) se deduce, que fabricaban fundición blanca, mientras que un clavo de un ataúd del mismo período era de hierro forjado. Sorprendió el descubrimiento de una pala de fundición maleable de corazón negro que sin duda fue hecha por calentamiento de fundición blanca en una forja a 900-1000° C. Una espada del período Han (206 A.C. a 24 D.C.) tenía una estructura martensítica. Así, podemos asumir con seguridad, que la producción de hierro forjado y acero junto al endurecimiento por temple eran técnicas bien entendidas al año 24 D.C.

La metalurgia fue llevada al Japón desde la China junto con el traslado de este pueblo a las islas japonesas en el período estimado de 600 D.C. a 200 D.C. Previamente las islas estaban ocupadas por pueblos paleo- y neolíticos.

HIERRO DURANTE LA EPOCA ROMANA

La mayor contribución del

imperio Romano a la tecnología mundial no fue de originalidad si no más bien una de organización. Las necesidades militares y civiles de la civilización Romana crearon una demanda considerable por hierro y metales no-ferrosos. Mientras que la técnica del repetido doblado y forjado, al estilo de los pasteles mil-hojas, junto a la carburización superficial era usada extensamente, se empiezan a ocupar técnicas más complejas. Una de éstas, es la técnica de la soldadura decorativa, que solía confundirse con las espadas de damasco.

Esta soldadura decorativa consiste en soldar planchas y pequeños pedazos delgados de barras o alambres para hacer armas, con estructura compleja, pero fácilmente reconocible y que se podría designar como un "sello" (hallmark).

Esta técnica aparece primero en la región del Rhin y en Schleswig-Holstein a comienzos del siglo III DC. Usualmente un núcleo de material no-soldado entre dos placas soldadas, formaba un sandwich, y a veces, los cantos se añadían por soldadura. El diseño o dibujo se producía por imperfecciones en las líneas de soldadura, por escorias y óxidos atrapados, y en otros casos por piezas con diferentes concentraciones de carbono. (Fig. 7).

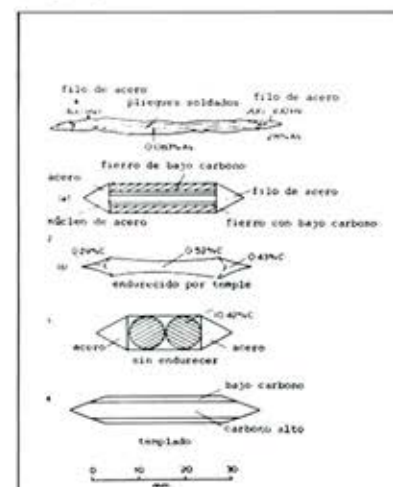


Fig. 7. Secciones transversales de espadas del período romano.

No hay ninguna certeza que las espadas hechas de esta manera fueran apreciablemente más resistentes que aquellas que se hacían por simples plegados sucesivos y forja, pero si se pulían bien, la estructura obviamente era hermosa en si misma y constituía una evidencia que se había requerido una buena cantidad de trabajo por un competente artífice. También a veces estas espadas se adornaban con inserciones no-ferrosas en la empuñadura y extremo de las hojas.

Las tres espadas de Nydam (2,3 y 4 de la Fig. 7) examinadas tenían algunas partes endurecidas. El contenido de carbono se muestra en la Figura 7 (2). Dos partes habían sido efectivamente endurecidas y en la Fig 7 (4) se ve que solo el núcleo central tenía suficiente carbono como para endurecerse. La máxima dureza alcanzada de 700 HV, se encontró en uno de los filos con un contenido en carbono de 0,43%, similar a lo que se obtiene en un acero fabricado en la actualidad.

Algunas espadas tienen inscripciones estampadas en la hoja al extremo de la empuñadura, como ser CICOLLUS, RICCA-CUMA o RICCIM (ANU) esto último significa "hecho por Ricci".

El siglo séptimo vio el comienzo de las conquistas árabes y Damasco llegó a ser conocido en el mundo occidental, pudiendo decir que llegaron a conocer en "carne propia" la calidad superior y belleza de la espada damasquina (Fig. 9 a, b y c). Se cree que en algún tiempo en la cronología medieval, la ciudad de Damasco fue el lugar de entrada por el cual el acero oriental o hindú entraba al oeste. Este acero era probablemente el que más tarde se conoció con el nombre de "wootz".

Si pequeños lingotes de este acero son forjados para formar láminas delgadas, y a consecuencia de lo cual ocurre algo de descargurización, al soldar luego estas planchas a temperaturas lo suficientemente bajas para no permitir la difusión rápida del



Fig. 8. Espadas de hierro de la era de Hallstatt.

carbono (aprox. 700° C), el resultado será una estructura heterogénea muy parecida a la obtenida por soldadura decorativa.



Fig. 9. Espadas de damasco.

Un método alternativo por el cual pudiera haberse obtenido, es por la segregación de fósforo en el lingote original, producto del enfriamiento lento en el crisol. Esto podría controlar la distribución del carbono durante el subsiguiente trabajo a baja temperatura. Una diferencia importante entre las espadas hechas por soldadura decorativa y las damasquinas es que en el primer caso se parte con un hierro de muy bajo carbono.



Fig. 9b. Hoja de la espada de damasco.

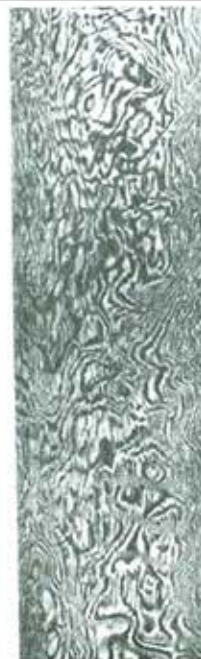


Fig. 9c. Hoja de la espada de damasco.

Tanto el proceso damasquino como el de soldadura decorativa fue diseñado para resolver el mismo problema, que es el de la fragilidad del acero con alto carbono que tendían a producir espadas resistentes que se quebraban o se doblaban si eran dúctiles.

En Japón los fabricantes de espadas se enfrentaron con el mismo problema y al término del siglo X DC llegaron a una técnica levemente distinta de la soldadura decorativa. Ellos usaban comparativamente pocas piezas de acero de diferente contenido de carbono soldadas entre sí para hacer una hoja compuesta, con filo a un solo lado que finalmente era tratada térmicamente (Fig. 10 a y b). El núcleo de acero con bajo carbono era encasillado por dos pedazos de acero relativamente homogéneos de alto carbono y estas piezas eran soldadas por forja al rojo. (Fig. 13). Esta hoja posteriormente se envolvía en arcilla y era calentada alrededor de 800°C, en la vecindad del filo la arcilla era rápidamente removida y esa parte era templada o permitida que se enfriara al aire (Fig. 11). La cubierta de arcilla permitía enfriar lentamente el núcleo y el extremo opuesto al filo de tal modo que se establecía un gradiente de dureza tal como el que se observa en la Fig. 10b y también origina la filigrana observada en la Fig. 12 y Fig. 10a.

LA ESPADA MEDIOEVAL

Las espadas tales como las de los vikingos en Europa eran pesadas y relativamente homogéneas, de más alto contenido de carbono que las producidas por soldadura decorativa. Las noruegas han demostrado tener el carbono en el rango 0,4-0,75. Eran hechas de láminas plegadas de hierro carburizado a la alta temperatura de forja. La espada, a veces, tenía una inscripción incrustada con alambre en la hoja y la guarnición y el pomo decorado con plata y niello (aleación de cobre, plomo y sulfuro de plata que se usaba con el propósito decorativo como fondo negro).

Algunas espadas del siglo XII muestran evidencias de pliegues de hasta 16 capas de material de bajo carbono en el centro, con una capa de acero con alto carbono en la superfi-

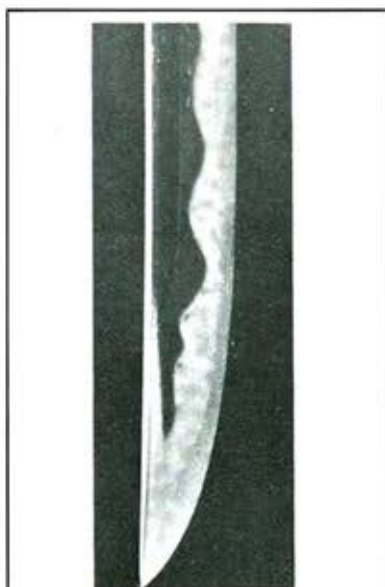


Fig. 10a. Espada Japonesa de 1362.

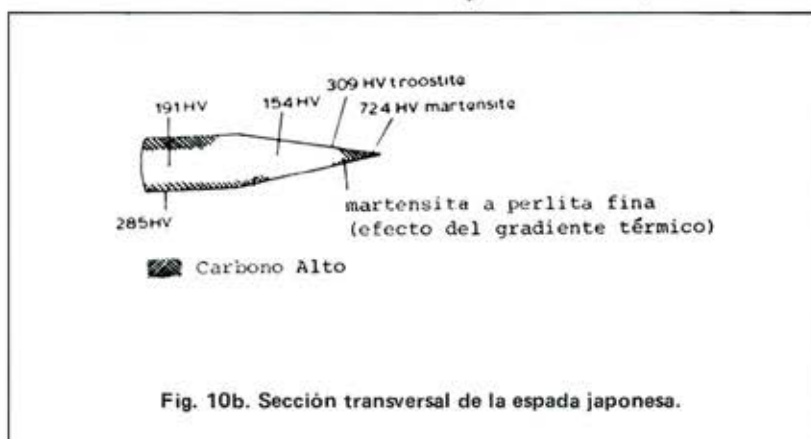


Fig. 10b. Sección transversal de la espada japonesa.

cie, que llega hasta 0,50/oC en las espadas italianas, lo que implica haber usado una técnica similar a la de los japoneses. Sin embargo algunas espadas de los francos muestran que la cubierta de alto carbono se había obtenido por carburización superficial.

Desde el medioevo y hacia mediados del siglo XVII con el redescubrimiento en Inglaterra del acero en crisol por Hunstman (1784) se usaba como principal proceso de obtención de acero, el de cementación o carburización del hierro. Durante ese período, el proceso evolucionó de la carburización local de herramienta individualmente en la fragua, a la producción de grandes cantidades de aceros en instala-

ciones especialmente diseñadas para ese propósito. El acero cementado resultaba heterogéneo y por su apariencia superficial recibía el nombre de "acero blister". Se forjaba por plegados, por lo menos 20, para una espada para disminuir el gradiente de carbono a través de la sección, luego de este proceso recibía el nombre de "acero para tijeras". Por ser demasiado frágil y caro se le usaba en forma de un sandwich con hierro forjado, al mismo estilo antes en uso. Esta era la técnica usada para la fabricación de las espadas en Toledo; dos barras de acero sueco (bajo en fósforo) soldado a un núcleo de hierro de Vizcaya.

En el siglo XVII se introdujeron técnicas de producción masiva. Probablemente de hierro forjado laminado, cementados o

carburizados y templados en aceite. Muchas espadas requeridas en aquel tiempo eran para propósitos civiles; son más bien "espadas para vestir". Los artesanos de Solingen diseñaron una hoja liviana y triangular con caras cóncavas. Algunos de estos artesanos alemanes fueron llevados a Inglaterra en 1685 para fabricar estas hojas civiles en Shotley Bridge. No quedó claro si fuese para fabricar hojas civiles, pues la guerra con Irlanda los mantuvo bastante ocupados fabricando armas, situación que resultó un buen negocio.

Como puede verse las propiedades de las espadas de acero dependían mucho más del cuidado y arte en el procesamiento de extracción, forja y endure-

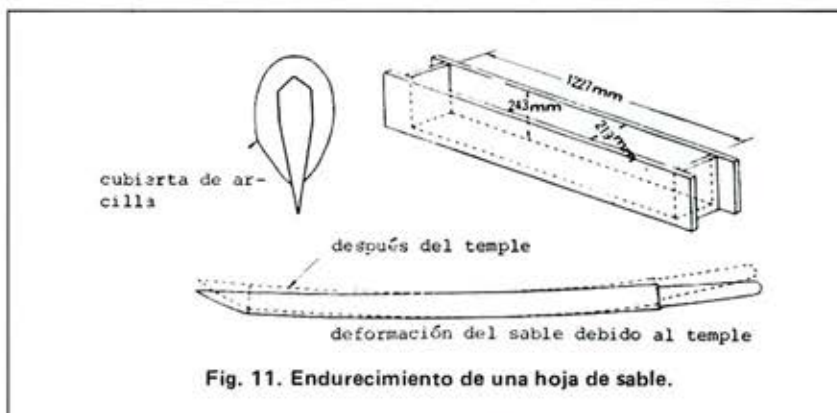


Fig. 11. Endurecimiento de una hoja de sable.

cimiento que de la composición, contrario al caso de las aleaciones no ferrosas. Aún más, cabe destacar que a pesar del avance tecnológico europeo en la industria del hierro, como ser, el uso del carbón y coque en el alto horno, el laminador, energía hidráulica, obtención del hierro pudelado a partir del arrabio, redescubrimiento del acero en crisol, etc., siempre resultó un misterio el cómo lograr una hoja con la belleza de la espada de damasco.

Recién cuando las personas se empezaron a preocupar además de las propiedades de los aceros, de su estructura, empezaron a acercarse a desentrañar su misterio. Comenzó con el análisis detallado del meteorito Krasnojarsk, cuya estructura recibió el nombre de Widmannstätten según Alois von Widmannstätten geólogo austriaco. Al mismo tiempo George Pearson estudiaba la estructura del "wootz" presentando un trabajo en la Real Sociedad de Londres (1795). Este material "wootz" llamó la atención de varios investigadores tal como David Mushet y Michael Faraday. Todos ellos sabían que de este material provenían las misteriosas espadas de damasco, pero nadie conocía como se obtenía su estructura a partir de la otra. Michael Faraday y James Stodart se acercaron a la verdad cuando dijeron que la estructura de damasco "es dependiente del desarrollo de la estructura cristalina que se estira y es confundida por la acción del martillo". Ellos trataron de preparar "wootz" mezclando varios

metales y "tierras", pero sin éxito. Al mismo tiempo un trabajo similar inspirado en las espadas de damasco fue ejecutado por Bréant y otros en Francia (1823). Jean Bréant concluía "el arreglo de las moléculas" es más importante que su composición, aunque estaba consciente que el carbono era importante.

Experimentos similares efectuados en Rusia sobre espadas de damasco, se hicieron por Ansoff en 1841 y descritos por Balaiew. Este trabajo condujo indirectamente al famoso estudio de Tschernoff sobre la estructura del lingote de acero. Balaiew seguía haciendo contribuciones sobre materia de las espadas de damasco en 1950. Esto es un

ejemplo, de como el interés y trabajo en un aspecto de una materia puede inducir consecuencias importantes en otra.

Así en aquella época, por fin, se estableció el modo de fabricar las hojas damasquinas, pero en ese tiempo la perfección de las armas de fuego, la invención del revólver, relegó a la espada a un objeto para ceremonias.

Anteriormente no fue posible reproducir las espadas de damasco pues no se entendía el concepto de estructura, que sus originales fabricantes tampoco entendían, pero si conocían el arte de fabricarlas. Este arte no pudo ser transferido, pues no bastaba con conocer el objeto y un relato de viajeros. La tecnología sólo se podía haber transferido por un aprendizaje directo de maestros a discípulos.

La textura visible de una espada de Damasco era más que pura decoración superficial. Por muchos siglos daba al herrero una indicación a la vista que su proceso de fusión y forja había sido efectuado sin pérdida de carbono y garantizaba al comprador la calidad que deseaba adquirir. Era verdaderamente, una exacta analogía al control de la estructura metalográfica tal como se practica hoy en día. ●

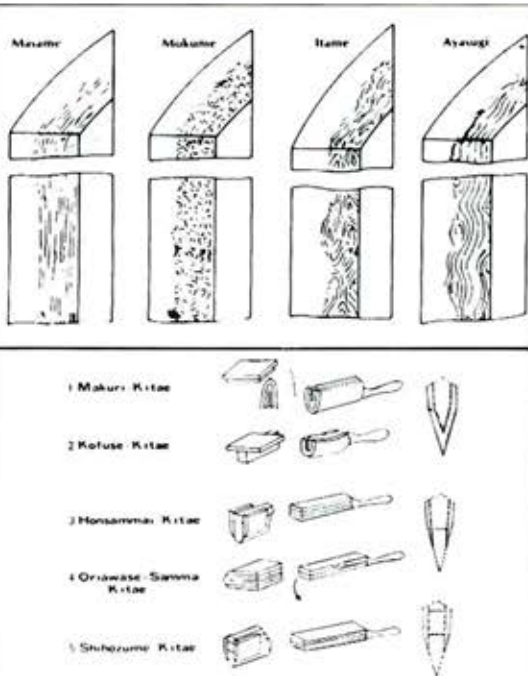


Fig. 12. Varios tipos de estructura vista en la superficie pulida de la espada japonesa.

Fig. 13. Varios métodos de fabricación de espadas japonesas.

Confección del Escudo de la Universidad de Santiago de Chile

Ing. Oscar Bustos C.
Prof. J.C. Depto. de Metalurgia
USACH



1.- ANTECEDENTES

Con motivo del cambio de nombre de la Universidad Técnica del Estado por el de Universidad de Santiago de Chile (D.F.L. N° 23 del 21 de marzo de 1981) y considerando que era necesario adecuar el Escudo de Armas a su nuevo nombre, de acuerdo a las Leyes de la Heráldica, y reglamentar el uso de sus insignias y distintivos, la Rectoría dispuso la adopción de un nuevo escudo.

La Resolución respectiva señala que se adopta el siguiente blasón como insignia oficial de la Corporación:

"Escudo de plata y sobre él un león rampante de gules, portando entre sus extremidades delanteras el libro del conocimiento abierto, mostrando las letras griegas alfa y omega. Bordura azul cargada de nueve estrellas de plata con cinco puntas. Tras el escudo irá en aspa una antorcha y una cruz de Santiago".

Bajo el escudo se leerá en una filacteria el lema: "LABOR LAETITIA NOSTRA"

El simbolismo es el siguiente:

El metal del campo del escudo, la plata, que también se representa de color blanco, significa pureza, buenas intenciones, es decir, la condición necesaria para que todo estudiante sea iniciado en su futura profesión.

El león rojo es el que luce el escudo de la ciudad de Santiago, que le fue otorgado por el Emperador Carlos V por Real Cédula de 5 de abril de 1552. Simboliza autoridad, vigilancia, magnimidad y soberanía. El esmalte gules o rojo es el color de la sublimación, de la fortaleza y del honor. El libro que porta simboliza la totalidad del conocimiento con las letras griegas alfa y omega, principio y fin de todas las cosas.

La bordura azul contiene nueve estrellas de plata que recuerdan las Escuelas Matrices (Escuela de Artes y Oficios, de Ingenieros Industriales, Instituto Pedagógico Técnico, Escuelas de Minas de Antofagasta, Copiapó, La Serena y Escuelas Industriales de Concepción, Temuco y Valdivia), que dieron origen

a la Universidad. Además, uno de los significados de la estrella es el de la constancia en el servicio. El color azul de la bordura es el esmalte simbólico de la justicia y la sabiduría.

Los ornamentos exteriores del escudo son: la antorcha encendida, que se refiere a la claridad necesaria para la búsqueda del saber, a la prontitud en el desempeño de cometidos intelectuales y a las victorias deportivas; y la cruz espada distintivo del Apóstol Santiago, patrono de la capital de Chile, donde se encuentra emplazada nuestra Universidad.

El lema "LABOR LAETITIA NOSTRA" (en el trabajo está nuestra alegría), fue el que tuvo la Escuela de Artes y Oficios, la más antigua raíz de la Corporación, creada el 6 de julio de 1849.

Con fecha 29 de abril de 1982 la Rectoría de nuestra Universidad encomendó al Departamento de Metalurgia y, en particular al Laboratorio Experimental de Fundición, la confección del escudo USACH, que actualmente está ubicado en el frontis principal de la Casa Central. El escudo debía fabricarse en bronce y de acuerdo a las dimensiones indicadas en la figura 1.

Cabe destacar el tiempo récord en que se terminó la obra, la cual debía estar instalada en el lugar señalado antes del día 6 de julio de 1982, aniversario de la fundación de nuestra Universidad.

El Laboratorio Experimental de Fundición del Departamento de Metalurgia se abocó a la elaboración del Escudo USACH dentro de los plazos establecidos por Rectoría, contando para ello con personal técnico calificado y experiencia previa en obras de esta naturaleza.



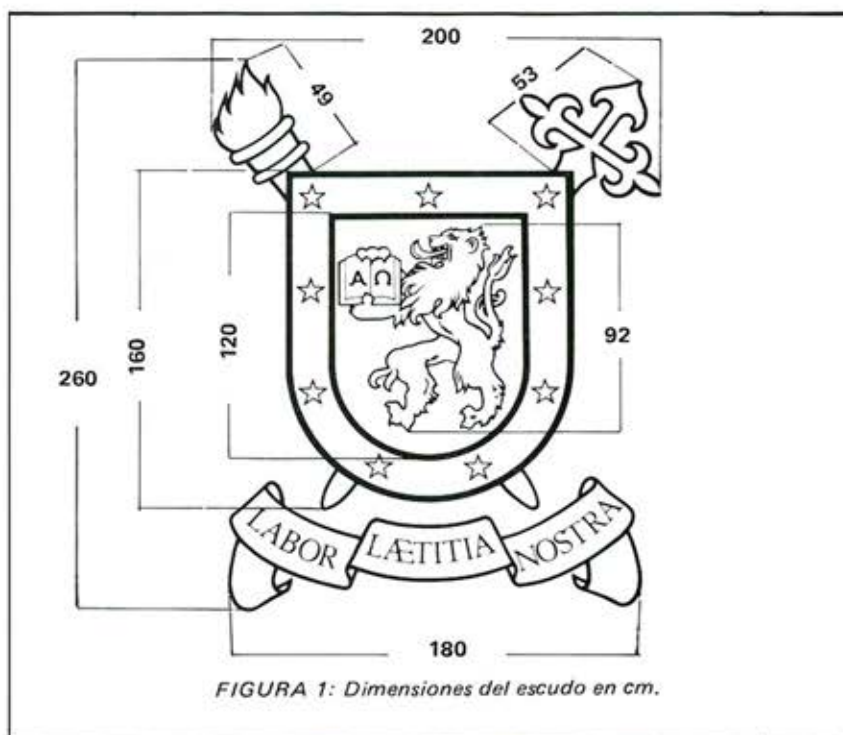


FIGURA 1: Dimensiones del escudo en cm.

CONFECCION DEL ESCUDO USACH

2.1. ORGANIZACION DEL TRABAJO

Con fecha 3 de mayo, se iniciaron los preparativos técnicos para continuar, posteriormente, con las etapas de confección del modelo, moldeo, fundición y terminaciones finales.

Para la realización del trabajo, se contó con la participación de las siguientes personas:

Planta docente:

Ing. Víctor Osorio L. (Jefe Lab.

Exp. de Fundición).

Ing. Tucapel Montalva R.

Ing. Oscar Bustos C.

Planta Profesional:

Ing. Froilán Barra M.

Planta de Expertos:

Sr. Osvaldo Ortega S. (Técnico Medelista)

Sr. Jorge Fernández R.

Sr. Víctor Moraga S.

Sr. Juan Prats V.

2.2. ETAPA I

DISEÑO Y SELECCION DE MATERIALES

Esta etapa consistió básicamente en diseñar y seleccionar, de acuerdo con las dimensiones indicadas en la figura 1, los materiales y el tipo de elaboración para cada una de las partes del escudo.

De acuerdo a esto, se establecieron las secciones que iban a ser fundidas y aquellas a fabricarse con perfiles y láminas soldadas. El cuadro adjunto resume el tipo de elaboración para cada pieza. El material seleccionado para la fundición fue bronce 85-5-5-5 (Cu-Sn-Zn-Pb) y para el modelo inicial se eligió madera de alerce.

PIEZA	ELABORACION
León	Fundido
Antorcha	Fundido
Espada	Fundido
Emblema	Fundido
Estrellas y Puntas	Fundido
Marco	Perfiles y Láminas, soldadas.

2.3. Etapa II

ELABORACION DEL MODELO EN MADERA

A cargo de un técnico modelista, se confeccionaron modelos para la totalidad de las secciones del Escudo que debían ser fundidas; para ello se eligió madera de alerce por poseer óptimas características para el tallado (blanda y no fibrosa).

Todos los modelos se fabricaron en volumen y se vaciaron en su cara posterior a un espesor promedio de 2 cm, de manera de disminuir el peso final de la pieza fundida en bronce.

2.4. Etapa III

FABRICACION DEL MARCO

La confección del marco se entregó a la empresa Küpfer Hnos. quienes ofrecían mayor garantía en relación a tiempos de entrega y calidad de la estructura final.

2.5. Etapa IV

MOLDEO

Esta etapa consistió en confeccionar un molde en arena (negativo de la pieza final), sobre el cual se vertió el metal fundido. Para ello, se utilizaron arenas especiales con porcentajes de humedad y granulometrías previamente especificadas.

Por razones operacionales en el moldeo, la lengua y dientes se moldearon independientemente del león.

Debido a que el acabado superficial del Escudo debía ser óptimo, la totalidad de los moldes

se pintaron y posteriormente fueron secados.

Cabe recalcar la magnitud de la obra, puesto que fueron necesarios aproximadamente 7500 kilos de arena preparada.

2.6. ETAPA V FUNDICION

Para la ejecución de esta etapa, se estimó que el material necesario (bronce) era aproximadamente de 470 kilos, incluyendo las secciones del escudo que debían ser fundidas, y los sistemas de alimentación de las mismas (montajes, jitios, etc.)

Debido a esto, fue necesario utilizar 2 hornos de fusión operando en paralelo.

- Horno de crisol "Morgan" a petróleo (12 litros/hora) con capacidad de 100 kilos de bronce.

Tiempo de operación: 10 horas aproximadamente.

- Horno eléctrico de Arco Indirecto de 92 kVA y potencia de 100 kWh, con capacidad para 200 kilos de bronce.

Tiempo de operación efectivo: 7 horas aproximadamente.

- La colada se efectuó en forma simultánea con ambos hornos y en la secuencia siguiente: antorcha-espada-emblema-estrellas-puntas-lengua-dientes-león.

2.7. Etapa VI

PULIDO, MONTAJE Y ACABADO FINAL

Durante esta etapa, se procedió a pulir las secciones que así lo requerían y a efectuar los ajustes finales al trabajo. Cabe destacar que el acabado superficial, producto de la fundición, fue excelente, lo que minimizó el tiempo dedicado a esta etapa.

Se efectuó, además, el armado de secciones y del conjunto final, por ejemplo:

Las estrellas y puntas fueron fijadas al marco por medio de pernos y tornillos.



FIGURA 2: Ubicación escudo en frontis de la casa central de la Universidad de Santiago de Chile.

A su vez, el emblema que fue fundido en secciones independientes por razones de tamaño, se ensambló con pernos convenientemente ubicados y asegurándolos con soldadura de bronce.

Los dientes, que también se moldearon y fundieron independientemente del león, fueron soldados y posteriormente pulidos.

En el caso de la lengua, se optó por ubicar pernos pasados que la fijaran adecuada-

mente.

Para la presentación final de la obra, se efectuó un patinado con una solución de sulfato de amonio seguido por un barniz fijador del mismo. Para destacar ciertas secciones, se optó por mantenerlas en su tonalidad original letras, lengua, dientes, puntas, llama de la antorcha y espada).

Los pesos reales de las diferentes secciones del león se detallan a continuación.

SECCION	PESO (kilos)
León	102
Emblema	124
Espada	38
Antorcha	27
Marco	60
Lengua y dientes	1,2
Puntas (1,8 x 2)	3,6
Estrellas (0,644 x 9)	5,8
Peso total. 361,6 kilos	

2.8. Etapa VII

INSTALACION

A cargo de la instalación definitiva del Escudo USACH en el frontis principal de la Casa Central, estuvo el Departamento de Obras de nuestra Universidad.

Considerando que el muro de concreto armado donde sería instalado el escudo posee un espesor aproximado de 30 cms. se optó por ubicar pernos pasados en los puntos indicados en la figura 2.

Estos pernos se unieron por el lado interior del muro con una platina de acero, con el fin de asegurar un empotramiento rígido al muro.

Los pernos se fabricaron de una barra de acero de 3/4 pulgadas de diámetro y 40 cm de longitud, de manera que atravesaron holgadamente el muro.

Con la ayuda de una plantilla de cartón sacada directamente del escudo de bronce, se ubicaron los lugares en el muro que, posteriormente, se perforaron para atravesar los pernos.

Una vez efectuadas las per-

foraciones, se procedió a fijar en primer lugar el emblema seguido por el marco y el león.

Por el lado interno del muro, se usaron perfiles rectangulares de acero de 2" de espesor por 5" de largo, de manera que actuaron como una especie de golillas para darle mayor superficie de apoyo a estos pernos.

Una vez instalada la totalidad de las partes del escudo, se efectuó un limpiado con un pulidor adecuado para este efecto.



FIGURA 3: Ubicación de los pernos para el anclaje al muro.



FIGURA 4: Modelo en madera.

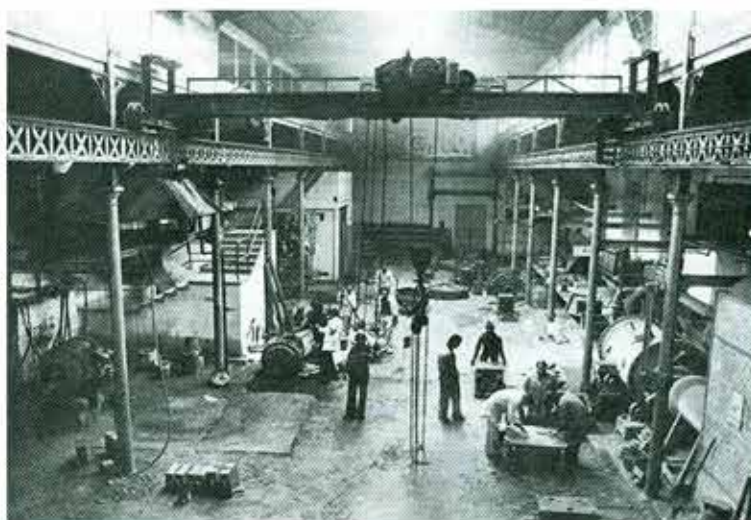


FIGURA 5: Laboratorio experimental de fundición del Departamento.

Fluidización:

Diseño de reactores de lecho fluidizado



Dr. Marcos Solar B.

2ª Parte

En el artículo anterior vimos las diferentes expresiones que tiene la velocidad global de transformación de la partícula dependiendo de los valores relativos entre la velocidad de reacción química y la velocidad de difusión de la especie reactiva en el interior de la partícula. Sin embargo, para el diseño de un reactor de lecho fluidizado, interesa conocer como varía el grado de conversión de la partícula en función del tiempo. Veremos a continuación diversas expresiones, dependiendo de cual es la etapa que controla el proceso global.

Existen dos casos extremos de reacción y difusión en el interior de la partícula, que dan origen a los dos modelos típicos de reacción.

I Modelo homogéneo en la masa

Este modelo corresponde al caso en que la velocidad de difusión es mucho mayor que la velocidad de reacción química, la partícula está completamente impregnada de reactivo M y reacciona simultáneamente en todo su volumen. La concentración de M en el interior de la partícula es igual a C_{Ms} tal como se indica en la figura 1.

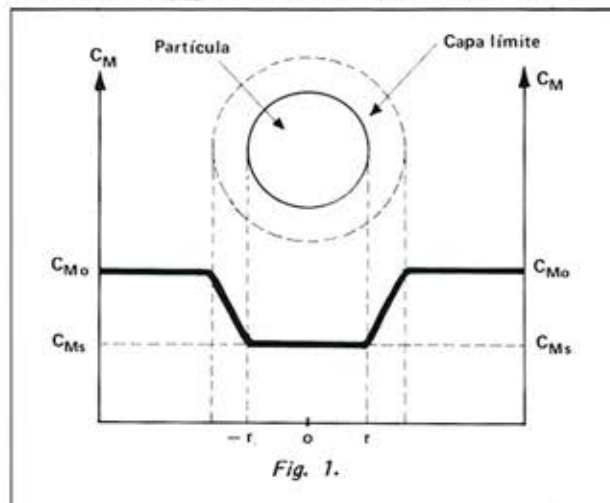


Fig. 1.

Haciendo los balances de materia para los reactivos A y M por unidad de volumen de la partícula se tiene:

— Balance para M

$$-r_M = \phi_M = k_G a (C_{Mo} - C_{Ms}) \quad (1)$$

— Balance para A (suponiendo reacción de primer orden)

$$\frac{1}{V_p} \frac{dn_A}{dt} = r_A = v_A k_V C_{Ms} \quad (2)$$

combinando ambas expresiones se obtiene

$$\frac{C_{Ms}}{C_{Mo}} = \frac{k_G a / -v_M k_V}{1 + k_G a / -v_M k_V} \quad (3)$$

Dependiendo de los valores relativos de $k_G a$ y $v_M k_V$ se tiene:

— para

$$k_G a / -v_M k_V < 10^{-3} C_{Ms} / C_{Mo} \Rightarrow 0 \quad (4)$$

luego:

$$-r_M = k_G a C_{Mo}$$

la etapa controlante del proceso global de transformación es la difusión del reactivo en la capa límite. Expresando el número de moles del componente A, n_A , en función del grado de conversión f_A se tiene:

$$\frac{df_A}{dt} = \frac{v_A}{v_M} \frac{k_G a C_{Mo}}{\rho_{Ao}^*} \quad (6)$$

$$f_A = \frac{v_A}{v_M} \frac{k_G a}{\rho_{Ao}^*} C_{Mo} t \quad (7)$$

El grado de conversión es lineal y la velocidad de reacción constante en el tiempo. La velocidad de transformación global aumenta al disminuir el diámetro de la partícula y al aumentar la velocidad relativa entre el fluido y la partícula, es además poco sensible a los cambios de temperatura.

para

$$k_G a / -v_M k_V > 10^3 \quad C_{Ms}/C_{Mo} \Rightarrow 1 \quad (8)$$

$$\text{se tiene: } r_A = v_A k_V C_{Mo} \quad (9)$$

y

$$\frac{df_A}{dt} = - \frac{v_A k_V}{\rho_{Ao}^*} C_{Mo} \quad (10)$$

$$f_A = - \frac{v_A k_V}{\rho_{Ao}^*} C_{Mo} t \quad (11)$$

El grado de conversión es lineal y la velocidad de reacción constante en el tiempo, sin embargo la velocidad de transformación global es independiente del diámetro de la partícula y de la velocidad relativa entre ella y el fluido, además depende fuertemente de la temperatura.

— para

$$10^{-3} < k_G a / -v_M k_V < 10^3$$

$$\text{tenemos: } -r_M = k_M C_{Mo} \quad (12)$$

con

$$k_M = \frac{1}{1/k_G a + 1/-v_M k_V} \quad (13)$$

$$y \quad \frac{df_A}{dt} = \frac{v_A}{v_M} k_M C_{Mo} \quad (14)$$

$$f_A = \frac{v_A}{v_M} k_M C_{Mo} t \quad (15)$$

II Modelo de núcleo no reaccionado

Este modelo corresponde al caso en que la velocidad de reacción química es muy superior a la difusión del reactivo M en la partícula sin reaccionar, la zona de reacción esta circunscrita a una pequeña capa de sólido, tal como se indica en la figura 2, la superficie de reacción avanza hacia el interior de la partícula a medida que transcurre el tiempo. Este modelo se denomina también topoquímico.

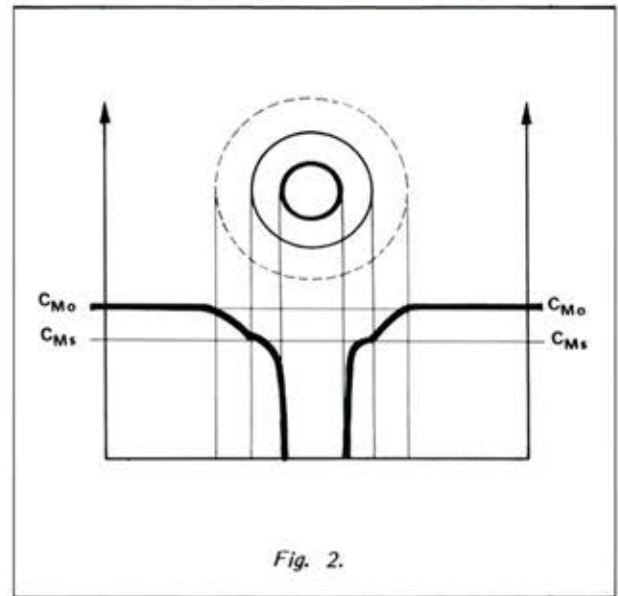


Fig. 2.

Haciendo los balances de materia para los reactivos A y M en el volumen total de la partícula se tiene:

— Balance para M:

(16)

$$-R_M = \phi_M = k_G a (C_{Mo} - C_{Ms}) v_p$$

— Balance para A

$$\frac{dn_A}{dt} = R_A = v_A k_s C_{Ms} 4\pi r_c^2 \quad (17)$$

$$\text{con } k_s = \sqrt{k_V D_M} \quad (18)$$

Además se tiene:

$$f_A = 1 - (r_c/r_o)^3 \quad (19)$$

— Caso que controla la difusión en la capa límite, se obtienen nuevamente las expresiones 6 y 7, la variación del radio del núcleo no reaccionado, en función del tiempo vale:

$$r_c = r_o \left[1 - \frac{v_A k_G a C_{Mo} t}{v_M \rho_{Ao}^*} \right]^{1/3} \quad (20)$$

— Caso que controla la transformación en el interior del grano y C_{Mc} C_{Ms} . La variación del radio en función del tiempo que viene dada por:

$$(r_c / r_o) = 1 - \frac{(-v_A) k_s C_{Mo} t}{r_o \rho_{Ao}^*} \quad (21)$$

y la fracción convertida vale:

$$f_A = 1 - \left[1 - \frac{(-v_A) k_s C_{Mo} t}{r_o \rho_{Ao}^*} \right]^3 \quad (22)$$

— En algunos casos particulares la capa de producto que se forma ofrece una resistencia elevada a la difusión de la especie reactiva M, pudiendo llegar a constituirse en la etapa controlante del proceso global. La dependencia del radio con el tiempo es:

$$1 - 3(r_c / r_o)^2 + 2(r_c / r_o)^3 = \frac{v_A 6 D C_{Mo}}{v_M r_o^2 \rho_{Ao}^*} t \quad (23)$$

y la fracción convertida en función del tiempo

$$3 - 3(1 - f_A)^{2/3} - 2 f_A = \frac{v_A 6 D C_{Mo}}{v_M r_o^2 \rho_{Ao}^*} t \quad (24)$$

REACTORES IDEALES

Como dijimos anteriormente, existen dos tipos de reactores ideales, el reactor perfectamente

agitado y el reactor a escurrimiento pistón. Si aplicamos estos conceptos de reactores ideales al balance de materia de un reactor cualquiera, obtenemos los modelos matemáticos del funcionamiento de dichos reactores llamados "ecuaciones de los reactores ideales", las que nos permiten calcular el volumen necesario de un reactor ideal para obtener una producción dada.

Reactores Perfectamente Agitados.

Estos reactores tienen una vigorosa agitación, que generalmente es de tipo mecánica, lo que produce una mezcla homogénea dentro del reactor, todas las variables del sistema y que influyen en la velocidad de transformación son constantes dentro del reactor, luego del balance para los reactores perfectamente agitados se reduce a:

(25)

$$Q_E C_{AE} + R_A V = Q_S C_{AS} + (dn_A/dt)$$

Como el reactor es perfectamente agitado, la composición en la corriente de salida es la misma que en el interior del reactor, por lo tanto C_{AS} es la concentración del componente A en el interior del reactor en el instante considerado,

La expresión anterior es el balance general de un reactor perfectamente agitado. En la práctica industrial existen dos tipos interesantes de reactores agitados: el reactor cerrado y el reactor abierto.

I Reactor cerrado Perfectamente Agitado

Reactor cerrado es aquel que no tiene intercambio de materia con el ambiente durante el transcurso de la reacción, el balance de materia este reactor se reduce entonces a:

$$r_A V = (dn_A/dt) = - n_{Ao} \frac{df_A}{dt} \quad (26)$$

Trabajando a volumen constante:

$$r_A = - C_{Ao} \frac{df_A}{dt} \quad (27)$$

que es la ecuación característica del funcionamiento de un reactor ideal, cerrado perfectamente agitado y sin variación de volumen.

El tiempo de reacción necesario para obtener un grado de conversión dado f_{AS} vale:

$$t_R = \int_0^{f_{AS}} - C_{Ao} \frac{df_A}{r_A} \quad (28)$$

Esta expresión permite calcular el avance de la reacción en función del tiempo, o en forma más general de describir la evolución en el tiempo de

una cantidad dada de materia que reacciona sin intercambiar con el ambiente.

Cuando se trabaja con el reactor cerrado es necesario cargar los reactivos y una vez que la reacción se ha producido es preciso descargar los productos y limpiar el reactor antes de comenzar otra operación. A este tiempo de carga, descarga, vaciado y limpieza del reactor, se llama tiempo muerto t_M .

La expresión vista anteriormente da el tiempo de reacción necesario para obtener un avance dado, pero no dice nada del volumen del reactor necesario para obtener una producción dada.

— Determinación del volumen necesario

El tiempo que toma un ciclo de operación está dado por:

$$t_c = t_R + t_M \quad (\text{tiempo/ciclo}) \quad (29)$$

donde

t_c = tiempo en que se efectúa un ciclo de operación.

t_R = tiempo de reacción

t_M = tiempo muerto

Si G_A es la producción de A que se desea obtener:

$$G_A = G_A (t_R + t_M) \quad (30)$$

Por otra parte, es fácil ver que, la cantidad de A que reacciona por ciclo vale:

$$g_A = n_{AO} f_{AS} = V_O C_{AO} f_{AS} \quad (31)$$

Igualando ambas expresiones y despejando V:

$$V_O = \frac{G_A}{C_{AO}} \frac{(t_R + t_M)}{f_{AS}} \quad (32)$$

Para el cálculo de volumen del reactor pueden presentarse los siguientes casos:

a) Por razones de purificación de los productos se fija de antemano el grado de conversión de la reacción f_{AS} en este caso se calcula t_R por medio de la expresión correspondiente.

b) Por razones de operación de la planta se fija de antemano el número de ciclos que se pueden efectuar, es decir t_R es fijado; a partir entonces de la expresión anterior es posible calcular f_{AS} .

c) Se desea obtener el producto al más bajo costo, manteniendo siempre la producción requerida. En este caso es necesario determinar f_{AS} y t_R a través de un balance económico que toma en cuenta por una parte el volumen del reactor y por otra parte el costo de los reactivos si estos no se re-

ciclan, y finalmente el costo de separación de los reactivos y productos.

II Reactor Abierto Perfectamente Agitado

En este tipo de reactor hay un intercambio continuo de materia con el ambiente. El estado de la mezcla reaccionante es uniforme en todo el volumen. Esto se obtiene si los reactivos agregados se mezclan, dentro del reactor, en un tiempo relativamente corto y si la potencia del agitador es tal que el tiempo que demora una molécula para ir de un punto cualquiera del reactor a otro, es infinitamente pequeño frente al tiempo de pasaje promedio de las moléculas en el reactor. Todos los tiempos de residencia son posibles desde el cortocircuito instantáneo de la entrada a la salida, hasta la permanencia indefinida en el reactor. La existencia del cortocircuito es una ventaja desde el punto de vista de la regulación, porque la respuesta a una perturbación cualquiera es inmediata en la corriente de salida, pero es perjudicial para la obtención de rendimientos elevados.

Para este tipo de reactores, la composición de la corriente de salida es igual a la composición dentro del reactor.

(33)

$$Q_E C_{AE} + r_A V = Q_S C_{AS} + (dn_A/dt)$$

Donde r_A está evaluada en las condiciones de composición de la corriente de salida, ya que son las mismas condiciones que en el interior del reactor.

En régimen permanente el balance se reduce a:

$$\phi_{AE} + r_A V = \phi_{AS} \quad (34)$$

de donde:

$$V = \frac{\phi_{AS} - \phi_{AE}}{r_A} = \frac{\phi_O (f_{AS} - f_{AE})}{-r_A} =$$

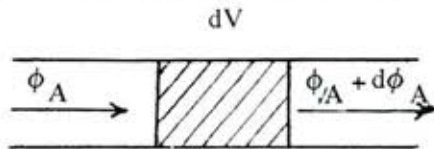
$$\frac{C_O Q_O (f_{AS} - f_{AE})}{-r_A}$$

Esta expresión permite entonces determinar el volumen de un reactor perfectamente agitado y abierto, necesario para obtener una producción dada, trabajando en régimen permanente.

Reactor en escurrimiento Pistón

Este tipo de reactor se caracteriza porque la mezcla fluye en franjas paralelas, homogéneas, dentro del reactor sin haber intercambio de materia entre las franjas, es decir, cada franja se comporta como un reactor cerrado cuyo tiempo de

reacción es igual al tiempo que demora la franja en recorrer todo el reactor. Para analizar este reactor es necesario considerar un elemento diferencial de volumen, este elemento se comporta como si fuera un reactor abierto perfectamente agitado, ya que la composición es homogénea en el elemento, pero cerrado a la difusión con los elementos adyacentes.



Aplicando el balance de materia a dicho elemento tenemos:

$$\phi_A + r_A dV = \phi_A + d\phi_A + \frac{d}{dt} (dn_A) \quad (36)$$

En régimen transitorio tenemos entonces:

$$r_A dV = d\phi_A = \frac{d}{dt} (dn_A) \quad (37)$$

$$\text{pero } dn_A = C_A dV$$

$$\text{Luego: } r_A = \frac{d\phi_A}{dV} + \frac{dC_A}{dt}$$

que es el balance general de materia del
Trabajando en régimen permanente:

$$r_A = \frac{d\phi_A}{dV} \quad (39)$$

de donde

$$dV = \frac{d\phi_A}{r_A} = -\phi_0 \frac{df_A}{r_A} \quad (40)$$

luego:

$$V = \int_0^{f_{AS}} \phi_0 \frac{df_A}{-r_A} \quad (41)$$

Expresión que da el volumen necesario de un reactor en escurrimiento pistón para obtener una conversión dada.

Dimensionamiento de molinos de bolas

Alejandro Cartagena F.

*Alumno del Nivel 512
de la carrera de Ing. Civ.
Metalúrgica*



**Programa implementado a la calculadora
HP-41C/CV, obteniendo resultados de
diámetro interno, largo interno y
potencia eléctrica**

1. INTRODUCCION

El algoritmo de cálculo es el desarrollado por Fred Bond, para dimensionar molinos de bolas a escala industrial, el que se basa en la "Tercera teoría de comunicación y en la correlación empírica de miles de pruebas estándar de laboratorio con datos de operación de plantas industriales.

Las pruebas estándar de laboratorio son simples pruebas de ciclos de molienda efectuados en seco y utilizando un tamiz de separación o malla de corte para simular un circuito cerrado de molienda-clasificación, operando con un 250% de carga circulante.

Este método empírico de correlación ha sido bastante criticado, concluyendo de estas críticas ciertas limitaciones prácticas.

El método nos da una aproximación del consumo real de energía necesaria para moler un mineral determinado en un molino a nivel industrial, siendo el error de cálculo $\pm 20\%$.

1.1 Limitaciones del método:

1.1.1.— En las pruebas de laboratorio se realiza una clasificación ideal, la que es imposible lograr a nivel industrial.

1.1.2.— Las condiciones de equilibrio logradas en pruebas de laboratorio corresponden al estado estacionario alcanzado en un molino continuo tipo plug-flow, lo cual nos hace pensar que el molino industrial debe ser del mismo tipo, lo que no ocurre frecuentemente.

1.1.3.— Se supone que todos los materiales se fracturan de manera uniforme, lo que en la práctica generalmente no ocurre.

1.1.4.— En este se utilizan 3 parámetros para calcular el consumo de energía específica en la molienda, a saber:

- Índice de trabajo (Work Index (W_i)) (kWh/ton. cortas).
- Parámetro de tamaño característico de la alimentación (F_{80} (um)).
- Parámetro de tamaño característico del producto (P_{80} (um)).

Se define el Índice de Trabajo (Work Index) como el consumo de energía (kWh/ton. cortas) necesarias para reducir un material desde un tamaño teóricamente infinito, hasta 80% pasante 100 um.

Debido al efecto que producen diferentes variables de operación sobre el consumo de energía en la molienda, Bond tuvo que introducir seis factores de corrección al Índice de Trabajo obtenido en el laboratorio, para poder disminuir la diferencia con lo observado

en la planta, tanto en capacidad como en consumo de potencia.

2. DESARROLLO DE ALGORITMO

2.1 Datos que se ingresan:

2.1.1.— Índice de Trabajo obtenido del laboratorio (W_i) (kWh/ton. cortas).

2.1.2.— Tamaño 80% pasante de la alimentación de planta (F (um)).

2.1.3.— Tamaño 80% pasante del producto de planta (P (um)).

2.1.4.— Capacidad (C) deseada del circuito de molienda-clasificación (ton corta/h).

2.1.5.— Constante (K_b) que depende del tipo de molino escogido según tabla:

Tipo de Molino	Valor de K_b
Tipo diafragma, molienda a seco	$5,456 \times 10^{-5}$
Tipo diafragma, molienda a húmedo	$4,912 \times 10^{-5}$
Tipo overflow, molienda a húmedo	$4,365 \times 10^{-5}$

2.1.6.— Eficiencia del motor (η)

2.1.7.— Porcentaje Velocidad crítica (η_c)

2.1.8.— Porcentaje carga de bolas (% loading)

2.1.9.— Primer factor corrector (F_1)

2.1.10.— Segundo factor corrector (F_2)

2.2 Cálculo de factores correctores:

2.2.1.— $F_1 =$ si es molienda húmeda: 1

$=$ si es molienda seca : 1,3

2.2.2.— $F_2 =$ se evalúa de acuerdo a la siguiente tabla para circuito abierto:

Tamaño de control del producto referencia a % pasante	Factor F_2
50	1,035
60	1,050
70	1,100
80	1,200
90	1,400
92	1,460
95	1,570
98	1,700

$=$ en circuito cerrado : 1

2.2.3.— $F_3 = \left(\frac{8}{D}\right)^{0,2}$

donde D: diámetro interno es pies medido entre revestimiento.

$$2.2.4.- F 4 = \frac{R_r + (W_I - 7) \cdot \left(\frac{F - F_0}{F_0} \right)}{R_r}$$

Donde:

R_r : razón de reducción del 80% (F/P)

F : tamaño 80% de alimentación (um)

P : tamaño 80% del producto (um)

W_I : Work index del material (kWh/ton. cortas).

F_0 : tamaño óptimo de alimentación (um)

$$\text{Siendo } F_0 = 4000 \sqrt{13/W_I}$$

$$2.2.5.- F 5 = \text{si } P < 75 \text{ (um)}$$

$$\text{entonces } F 5 = \frac{P + 10,3}{1,145 \cdot P}$$

= otro caso vale 1

Siendo P = tamaño 80% pasante del producto (um)

$$2.2.6.- F 6 = \text{si } R_r < 6 \text{ entonces}$$

$$F 6 = \frac{(20(R_r - 1,35) + 2,6)}{(20(R_r - 1,35))}$$

= otro caso vale 1

Donde $R_r = (F/P)$: razón de reducción del 80% (um)

$$2.3 \ W_I \text{ (corregido)} = W_I \cdot \prod_{i=1}^6 (f_i)$$

(kWh/ton. cortas)

$$2.4 \ W = W_I \text{ (corregido)} \times \frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}}$$

Donde W:

Consumo de energía (kWh) necesario para reducir una tonelada corta de material desde un 80% pasante F (um) hasta un 80% pasante P (um).

2.5 Potencia mecánica :

$$P_M \text{ (HP)} = 1,341 \text{ (HP/kW)} \cdot W \text{ (kWh/ton)} \cdot C \text{ (ton cortas/h)}$$

donde W está definido en el punto 2.4.

C = capacidad deseada (ton. cortas/h)

$$2.6 \text{ Potencia eléctrica : } P_E \text{ (HP)} = (P_M/n) \times 100$$

donde n: eficiencia del motor

2.7

$$D = \left(\frac{P_E}{k_b \times (\% \text{ loading})^{0,451} \times (n_c)^{1,505} \times (L/D)} \right)^{1/3,5}$$

L = Largo interno del molino en pies.

2.8 De la ecuación (2.7), obtenemos el valor teórico del diámetro interno del molino (D).

En caso que $D > 8$ pies, entonces debemos recalcular el factor F 3 de la ecuación (2.2.3) y repetir todas las etapas de cálculo anteriores, desde (2.3) hasta (2.7) tantas veces como sea necesario hasta que el sistema converja.

2.9 Una vez calculados los valores teóricos de L y D, se deben escoger valores prácticos de L y D cercanos a los que ofrece el fabricante. Luego, con estos nuevos valores de L y D se debe recalcular la Potencia Eléctrica (P_E) desde la ecuación (2.7).

3. USO DE PROGRAMA

El programa fue diseñado en la calculadora HP-41CV, utilizando 31 memorias y 338 líneas de programa. Para ser utilizado en la calculadora HP-41C, debe contar con la capacidad mencionada anteriormente.

Inicialmente se deben apagar las banderas 00, 01 y 02.

Al ser llamado el programa "MOLINOS", éste comenzará a pedir datos, cuyo orden se encuentra en la sección (2.1).

Para ingresar F 1 y F 2 se deben ver los puntos (2.2.1) y (2.2.2).

En caso que el diámetro teórico calculado (D) sea mayor que 20 pies ($D > 20$), el programa nos indicará que debemos utilizar más de un molino, ingresando así los N molinos en paralelo ($N = 1, \dots, N$).

5. EJEMPLO DE USO

Dimensionar un molino de bolas para un circuito cerrado con un hidrociclón.

Los datos necesarios son:

- W_1 medido en laboratorio: 14,5 (kWh/ton. cortas)
- Molienda húmeda, en circuito cerrado
- F = tamaño 80% pasante alimentación de planta: 8.600 (um).
- P = tamaño 80% pasante del producto de planta: 195 (um).
- n = eficiencia del motor: 96%
- Molido descargando por overflow con capacidad (C): 216 (ton. cortas/h) de sólidos en alimentación fresca.

XEQ **alfa** **SIZE** **alfa** 4,365 x 10⁻⁵
SIZE 030 **R/S**
XEQ **alfa** **MOLINOS** **alfa** **EFIC. MOTOR?**
W - INDEX = ? 96
14,5 **R/S** **% VEL. CRITICA?**
F = ? 70
8.600 **R/S** **% CARGA DE BOLAS?**
P = ? 45
195 **R/S** **F 1 = ?**
C (T-C/HRS) ? 1
216 **R/S** **F 2 = ?**
Kb = ? 1 **R/S**

RESULTADOS:

$D = 15,604$

$L = 19,505$

$W_1 < C > = 15,435 \text{ KWH/TC}$ $PE = 3.092,557 \text{ HP}$

DATOS REALES:

$D = 16,00 \text{ PIES}$

$L = 20,00 \text{ PIES}$

$W = 9,389 \text{ KWH/TC}$

$PM = 2.719,511 \text{ HP}$

6. LIMITACIONES DEL PROGRAMA

Se consideró una razón (L/D) constante igual a 1,25.

Cuando el diámetro interno (D) es mayor que 20 pies, se considera que no se puede utilizar sólo 1 molino, sino que N molinos en paralelos, donde $N = 1, 2, 3, \dots, N$.

7. REFERENCIAS

Apuntes de Procesamiento de Minerales del señor Leonel Gutiérrez, Prof. del Depto. de Ing. Metalurgia USACH.

PROGRAMA "MOLINOS" OCUPA 31 MEMORIAS Y 338 LINEAS DE PROGRAMA

```

01 LBL 'MOLINOS'      64 RCL 14      127 RCL 08      190 LBL 'D'      253 GTO H      316 'USAR'
02 S                    65 /          128 SORT      191 RCL 30      254 LBL 1      317 ARCL Y
03 STO 13              66 RCL 00      129 T X          192 STO 06      255 RCL 23      318 T 'MOLINOS DE '
04 'IN INDEX' X ' '    67 /          130 RCL 07      193 GTO 01      256 STO 25      319 AVIEW
05 PROMPT              68 /          131 SORT          194 LBL 2      257 RCL 27      320 PSE
06 STO 00              69 /          132 T X          195 BEEP      258 STO 23      321 PSE
07 STO 24              70 RCL 12      133 /          196 'RESULTADOS' 259 RCL 23      322 LBL 'R'
08 T ' '              71 /          134 T0          197 AVIEW      260 S.S.      323 T0 ' '
09 PROMPT              72 RCL 12      135 /          198 PSE      261 Y T X      324 ARCL 23
10 STO 01              73 /          136 RCL 00      199 F X 2      262 RCL 22      325 T 'PIES'
11 ' '                74 STO 04      137 /          200 T0          263 A64      326 AVIEW
12 PROMPT              75 RCL 08      138 STO 17      201 ARCL 23      264 Y T X      327 STOP
13 STO 08              76 T5          139 RCL 09      202 T 'PIES'      265 /          328 LBL 'R'
14 C ' ' T ' ' HRS > ' 77 X < ' ' ' 140 T0          203 AVIEW      266 RCL 21      329 ARCL 25
15 PROMPT              78 GTO A      141 T 341      204 STOP      267 T 505      330 T 'PIES'
16 STO 05              79 RCL 08      142 /          205 RCL 23      268 Y T X      331 AVIEW
17 STO 21              80 T0 2          143 STO 18      206 T 25      269 /          332 STOP
18 ' ' ' '            81 /          144 RCL 11      207 /          270 RCL 18      333 T0 ' '
19 PROMPT              82 RCL 08      145 /          208 STO 25      271 /          334 ARCL 26
20 STO 10              83 T 145          146 T0          209 T ' '      272 RCL 25      335 T 'PIES'
21 'R/C MOTOR'        84 /          147 /          210 ARCL X      273 RCL 23      336 AVIEW
22 PROMPT              85 /          148 STO 19      211 T 'PIES'      274 /          337 STOP
23 STO 11              86 STO 05      149 LBL 'N'      212 AVIEW      275 /          338 END
24 ' ' ' ' ' VEL CRITICA' 87 GTO B      150 T 25      213 STOP      276 STO 26
25 PROMPT              88 LBL A      151 STO 26      214 'W' ' C > ' 277 RCL 23      278 STO 28
26 STO 21              89 /          152 RCL 22      215 ARCL 00      279 T0 ' '
27 ' ' ' ' ' CARGA BOLAS' 90 STO 05      153 A64      216 'KWH/TC' 280 GTO 'N'
28 PROMPT              91 LBL B      154 Y T X      217 AVIEW      281 'MOLINOS'
29 STO 22              92 RCL 12      155 RCL 21      218 STOP      282 PROMPT
30 T ' '              93 T0          156 T 505      219 'N' > ' ' 283 STO 28
31 PROMPT              94 X < ' ' ' 157 T X      220 ARCL 17      284 RCL 26
32 STO 01              95 GTO C      158 /          221 'KWH/TC' 285 RCL 26
33 ' ' ' '            96 RCL 13      159 T0          222 AVIEW      286 RCL 08
34 PROMPT              97 T 23          160 /          223 STOP      287 RCL 28
35 STO 02              98 /          161 RCL 10      224 T0          288 STO 26
36 LBL 'L'            99 T0          162 /          225 ARCL 18      289 RCL 08
37 T ' '              100 /          163 T X          226 Y HP      290 /
38 STO 29              101 STO 19      164 RCL 19      227 AVIEW      291 STO 09
39 LBL 01              102 T 6          165 /          228 STOP      292 T0
40 S                    103 /          166 T5          229 LBL H      293 T0
41 RCL 13              104 RCL 15      167 T X      230 RCL 23      294 STO 13
42 /                  105 /          168 Y T X      231 FRC          295 RCL 24
43 T X                106 STO 06      169 STO 22      232 S          296 STO 00
44 Y T X              107 GTO D      170 RCL 13      233 X > ' ' 297 RCL 26
45 STO 03              108 LBL C      171 /          234 GTO F      298 STO 19
46 F2 01              109 /          172 A65          235 RCL 23      299 CF 01
47 GTO 02              110 STO 06      173 T          236 INT      299 CF 01
48 F2 02              111 LBL D      174 X > ' ' 237 /          300 CF 02
49 STO 16              112 LBL 'W' 175 GTO F      238 /          301 GTO 'L'
50 RCL 07              113 T 006          176 RCL 23      239 STO 23      302 LBL 'K'
51 RCL 08              114 STO 18      177 STO 13      240 GTO G      303 CF 00
52 /                  115 LBL 02      178 T 01      241 LBL F      304 CF 01
53 STO 12              116 RCL 00      179 S600      242 RCL 23      305 CF 02
54 T0                  117 RCL 10 16 180 STO 16      243 INT      306 BEEP
55 RCL 00              118 T0          181 RCL 29      244 STO 23      307 'DATOS REALES'
56 /                  119 STO 00      182 LBL G      245 LBL G      308 AVIEW
57 SORT              120 / 50 16      183 Y T X      246 F2 00      309 PSE
58 A600              121 GTO 02      184 GTO 'G' 247 GTO ' ' 310 RCL 31
59 /                  122 T 01          185 RCL 02      248 T0          311 RCL 00
60 STO 14              123 GTO 'F' 186 STO 30      249 RCL 23      312 /
61 RCL 07              124 F2 02      187 /          250 STO 27      313 /
62 RCL 14              125 GTO 'N' 188 STO 29      251 RCL 25      314 X > ' '
63 /                  126 LBL 'R' 189 GTO 01      252 STO 23      315 GTO 'R'

```

NOTA: Esta ha sido una contribución del sector estudiantil a la revista. El Comité de Redacción de REMETALLICA, junto con agradecer el aporte, desea invitar al estudiantado de nuestro Departamento a imitar este buen ejemplo participando con trabajos en nuestra revista.



REMETALLICA

REVISTA DEL DEPARTAMENTO DE METALURGIA

UNIVERSIDAD DE SANTIAGO DE CHILE - FACULTAD DE INGENIERÍA

OCTUBRE 1983

SANTIAGO/CHILE

Nº 5