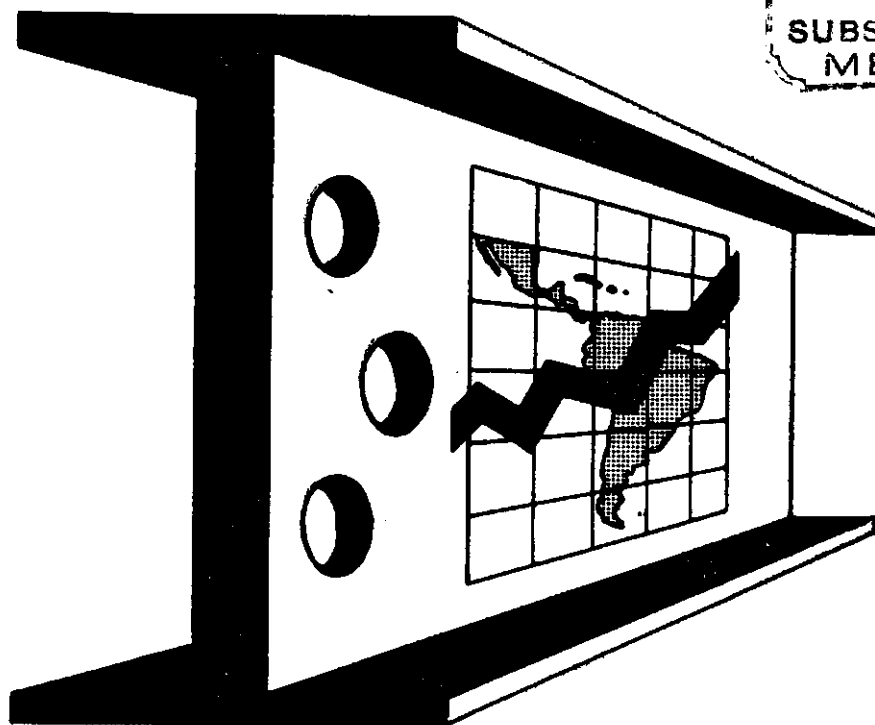
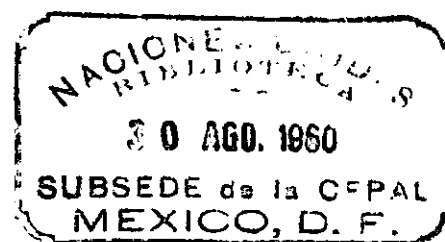


Problemas de la Industria Siderúrgica y de Transformación de Hierro y Acero en América Latina



VOLUMEN 2

Siderurgia



NACIONES UNIDAS

PUBLICACIONES IMPRESAS DE LA COMISION ECONOMICA PARA AMERICA LATINA

Estudios anuales

- Estudio Económico de América Latina 1948* (E/CN.12/82)
Nº de venta: 1949. II. G. 1, xvi + 334 pp. Dls. 2,00
- Estudio Económico de América Latina 1949* (E/CN.12/164/Rev. 1)
Nº de venta: 1951. II. G. 1, x + 556 pp. Dls. 3,75
- Estudio Económico de América Latina 1951 - 1952* (E/CN.12/291/Rev. 2)
Nº de venta: 1953. II. G. 3, xvi + 224 pp. Dls. 2,50
- Estudio Económico de América Latina 1953* (E/CN.12/358)
Nº de venta: 1954. II. G. 1, xvi + 260 pp. Dls. 2,50
- Estudio Económico de América Latina 1954* (E/CN.12/362/Rev. 1)
Nº de venta: 1955. II. G. 1, xvi + 208 pp. Dls. 2,50
- Estudio Económico de América Latina 1955* (E/CN.12/421/Rev. 1)
Nº de venta: 1956. II. G. 1, x + 178 pp. Dls. 2,00

Desarrollo económico

- El desarrollo económico de América Latina y sus principales problemas* (E/CN.12/89/Rev. 1)
Nº de venta: 1950. II. G. 2, 60 pp. Dls. 0,40
- * *El desarrollo económico del Ecuador* (E/CN.12/295)
Nº de venta: 1953. II. G. 5, xvi + 218 pp. Dls. 2,00
- La cooperación internacional en la política de desarrollo latinoamericano* (E/CN.12/359)
Nº de venta: 1954. II. G. 2, x + 158 pp. Dls. 1,25
- Las inversiones extranjeras en América Latina.* (E/CN.12/360; ST/ECA/28)
Nº de venta: 1954. II. G. 4, viii + 180 pp. Dls. 1,75
- Análisis y proyecciones del desarrollo económico. I. Introducción a la técnica de programación* (E/CN.12/363)
Nº de venta: 1955. II. G. 2, vi + 94 pp. Dls. 1,00
- Análisis y proyecciones del desarrollo económico. II. El desarrollo económico del Brasil* (E/CN.12/364/Rev. 1)
Nº de venta: 1956. G. 2, xvi + 176 pp. Dls. 2,00
- Análisis y proyecciones del desarrollo económico. III El desarrollo económico de Colombia* (E/CN.12/365/Rev. 1)
Nº de venta: 1956. II. G. 3, xii + 422 pp. Dls. 4,50

Comercio

- Estudio del comercio entre América Latina y Europa* (E/CN.12/225)
Nº de venta: 1952. II. G. 2, x + 118 pp. Dls. 1,25
- Estudio del comercio interlatinoamericano y sus perspectivas. Zona sur de América Latina* (E/CN.12/304/Rev. 2)
Nº de venta: 1953. II. G. 1, xii + 152 pp. Dls. 1,50
- Estudio del comercio interlatinoamericano* (E/CN.12/369/Rev. 1)
Nº de venta: 1956. II. G. 3, viii + 298 pp. Dls. 3,00
- Los problemas actuales del comercio interlatinoamericano* (E/CN.12/423)
Nº de venta: 1957. II. G. 5, vi + 112 pp. Dls. 1,25

PROBLEMAS DE LA INDUSTRIA
SIDERURGICA Y DE TRANSFORMACION
DE HIERRO Y ACERO EN
AMERICA LATINA

II SIDERURGIA

*Trabajos técnicos presentados a la Junta Latinoamericana
de Expertos de la Industria Siderúrgica y de
Transformación de Hierro y Acero*

Auspiciada por las Secretarías de la *Comisión Económica para América Latina* y de la *Administración de Asistencia Técnica*, en colaboración con la *Associação Brasileira de Metais*.



NACIONES UNIDAS

México, 1957

E/CN.12/425/Add.1

ST/TAA/Ser.C/24/Add.1

10 de Abril de 1957

PUBLICACION DE LAS NACIONES UNIDAS

Nº de venta: 1957. II.C.6. Vol. II

Precio: \$U. S. 2,50; 18 chelines; 10,50 francos suizos
(o su equivalente en otras monedas.)

ÍNDICE DE MATERIAS

NOTA PRELIMINAR	VII
HORNOS SIDERÚRGICOS (Sesión del 15 de octubre de 1956-Tarde)	3
Determinación de los límites prácticos de desulfuración en el alto horno, por <i>Héctor Canguilhem y Valerio Rioseco</i>	4
Influencia del manganeso sobre la desulfuración del arrabio, por <i>R. A. Hacking y C. E. A. Shanahan</i>	13
La desulfuración del arrabio por medio de carbonato de sodio, por <i>P. Cobeur</i>	18
La defosforación y desulfuración del arrabio y el acero por medio de escoria sintética, por <i>René Perrin</i>	28
La desulfuración del arrabio por medio de la cal, por <i>Bo Kalling y Sven Eketorp</i>	34
Progresos recientes en la desulfuración del arrabio por medio de la cal, por <i>B. Trentini, L. Wal y M. Allard</i>	39
Producción del arrabio en hornos eléctricos, por <i>K. Sandvold</i>	49
La producción de arrabio y acero por el método eléctrico, por <i>Hermann Walde y Borut Marincek</i>	53
Producción del arrabio en hornos eléctricos, por <i>K. Sandvold</i>	49
La producción de arrabio y acero por el método eléctrico, por <i>Hermann Walde y Borut Marincek</i>	53
El horno bajo de cuba de Ougree, por <i>The International Steering Committee</i>	58
Resumen del debate	60
EMPLEO DEL OXÍGENO EN LA FABRICACIÓN DEL ACERO (Sesión del 16 de octubre de 1956-Mañana)	64
Los hornos eléctricos de arco para fundiciones de acero y para la producción de acero de cantidad, por <i>F. S. Leigh</i>	64
Consideraciones científicas y técnicas acerca del empleo del oxígeno en la fabricación de acero, por <i>Robert Durrer</i>	70
Fabricación del Acero de convertidor mediante el soplado de superficie, por <i>Herbert Trenkler</i>	72
Resumen del debate	81
EMPLEO DEL OXÍGENO EN LA FABRICACIÓN DEL ACERO (Continuación) (Sesión del 16 de octubre de 1956-Tarde)	85
Procedimiento Stora Kal-Do de fabricación de acero con oxígeno en aparato rotatorio, por <i>Bo Kalling y Folke Johansson</i>	86
Aspectos técnico-económicos del empleo del oxígeno en la fabricación de acero, especialmente en el caso del convertidor ordinario, por <i>A. M. Clark y J. L. Harrison</i>	88
Cualidades de los aceros obtenidos en convertidores con soplado de oxígeno, por <i>Karl G. Speith</i>	100
El empleo del oxígeno para fabricar aceros en hornos eléctricos, por <i>W. E. Lewis</i>	112
El convertidor, soplado con oxígeno, en América Latina, por <i>George Bulle</i>	115
Nuevos instrumentos de regulación para la fabricación de acero en el convertidor, por <i>P. Leroy</i>	121
Resumen del debate	129
LAMINACIÓN Y TERMINACIÓN DE PRODUCTOS DE ACERO (Sesión del 17 de octubre de 1956-Mañana)	131
El problema de la laminación de acero en América Latina, por el general <i>Edmundo de Macedo Soares e Silva</i>	132
Selección del equipo desbastador de laminación en función del crecimiento del mercado en América Latina, por <i>Kurt Schlesinger</i>	136
Selección del equipo para laminación de productos planos en función del crecimiento del mercado en América Latina, por <i>W. F. Cartwright y M. F. Dowding</i>	149
Selección del equipo para laminación de barras y perfiles en función del crecimiento del mercado en América Latina, por <i>Ernst Wilms y Ernst Krebs</i>	166
La sustitución de las plazas de colada, de los hornos de foso y de los laminadores tradicionales por la colada continua, por <i>J. Savage y J. S. Morton</i>	173
Resumen del debate	183
LAMINACIÓN Y TERMINACIÓN DE PRODUCTOS DE ACERO (Continuación) (Sesión del 17 de octubre de 1956-Tarde)	187

Ampliación y modernización de los trenes laminadores de la Compañía Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey, por <i>Rodolfo Barragán</i>	188
Los problemas de laminación de una planta siderúrgica semiintegrada en América Latina, por <i>Miles Sherover</i> y <i>W. P. Lewicki</i>	193
Empleo de martinets y prensas en lugar de laminadores desbastadores en instalaciones productoras de aceros ordinarios, por <i>E. de Séze</i> y <i>Julien Courthéoux</i>	199
Contribuciones y progresos de los modernos procedimientos para la fabricación de tubos sin costura, por <i>Alberto Calmes</i> y <i>T. Passoni</i>	204
Descripción y campo de aplicación de los laminadores Sendzimir, por <i>Michael G. Sendzimir</i>	207
Resumen del debate	219
Resumen de la Mesa Redonda sobre Laminación y Colada continua, celebrada en la tarde del 18 de octubre.	213
Colada continua	213
Laminadores desbastadores para planchas y laminadores de productos planos.	214
Laminadores comerciales	215
Laminadores Sendzimir	215
ACEROS NO COMUNES (Sesión del 18 de octubre de 1956-Tarde).	216
El problema de los aceros no comunes en América Latina, por <i>Theodoro Niemeyer</i>	217
La producción de aceros no comunes en México, por <i>Fernando González Vargas</i>	221
Los aceros no comunes en Brasil y Chile, por <i>Fritz Riekeberg</i>	225
Clasificación y tipificación de los aceros no comunes, por la <i>Alta Autoridad de la Comunidad Europea del Acero y el Carbón</i>	238
Descripción de un laminador brasileño para aceros no comunes, por <i>Luiz Dumont Villares</i>	240
Inversiones y costos de producción en instalaciones de diversos tamaños adaptables a América Latina, por <i>Fritz Riekeberg</i>	243
Resumen del debate	255
INDICE DE COLABORADORES	257

NOTA PRELIMINAR

El presente volumen contiene los textos de los documentos que se presentaron a la Junta Latinoamericana de Expertos en la Industria Siderúrgica y de Transformación de Hierro y Acero en la parte A de su temario, destinada a la discusión y examen de distintos problemas de la siderurgia.

El volumen se divide en seis grandes secciones, correspondientes a las sesiones en que se discutieron los trabajos que se incluyen. Al frente de cada sección, y antes de los documentos —que siguen el orden de discusión—, va un índice de los mismos y se proporcionan detalles sobre la dirección del trabajo y los participantes en la reunión correspondiente. Al final de cada sección se ofrece un resumen del debate.

Las seis secciones son las siguientes:

- a) Hornos siderúrgicos
- b) Empleo del oxígeno en la fabricación de acero
- c) Empleo del oxígeno en la fabricación de acero (continuación)
- d) Laminación y terminación de productos de acero
- e) Laminación y terminación de productos de acero (continuación)
- f) Aceros no comunes

Los trabajos presentados a la Junta han sido sujetos a revisión técnica y editorial con el fin de procurar una terminología y una presentación uniformes. Se hizo además una selección —con fines de economía— del material gráfico incluido en las versiones mimeográficas, manteniendo sólo aquellas figuras que se consideraron imprescindibles. Ello obligó a hacer algunos cortes, que se espera no hayan afectado en caso alguno la mejor comprensión del original.

Al final del volumen se ofrece un índice de autores.

SÍMBOLOS EMPLEADOS

En este *Estudio* se han utilizado los símbolos siguientes:

.. = no disponible o no pertinente.

— = nulo o insignificante.

Un signo menos (—300) señala déficit o disminución.

Una coma (,) se utiliza para los decimales.

Un punto (.) se utiliza para separar miles y millones.

Una diagonal (/) indica año agrícola o fiscal, por ejemplo 1953/54.

El uso de un guión entre fechas de años —verbigracia 1949-54— indica normalmente un promedio del período completo de años civiles que cubre e incluye los años inicial y final. "A" entre los años significa el período completo, por ejemplo, 1948 a 1952 significa de 1948 a 1952, ambos inclusive.

El término "tonelada" se refiere a toneladas métricas y "dólares" al dólar de los Estados Unidos, a no ser que se indique expresamente otra cosa.

Las diferencias sin importancia entre los totales y porcentos se deben a haberse redondeado las cifras.

HORNOS SIDERURGICOS

15 de octubre de 1956 — Tarde

Presidente honorario:

General Edmundo de MACEDO SOARES E SILVA, presidente de la Cía. Aços Epeciais Acesita y de la Cía. Siderúrgica Nacional, Volta Redonda, Brasil

Presidente:

Roberto N. JAPET, presidente de Mineração Geral do Brasil, São Paulo, Brasil

Trabajos presentados:

Determinación de límites prácticos de desulfuración en alto horno

Héctor CANGUILHEM, jefe, y Valerio RIOSECO, ingeniero del Departamento Metalúrgico, en la Compañía de Acero del Pacífico, S. A., Huachipato, Chile

La influencia del manganeso en la desulfuración del arrabio

R. A. HACKIN, director de investigaciones, y C. E. A. SHANAHAN, químico jefe, en los RTSC Laboratories Whitechurch, Bucks., Reino Unido

La desulfuración del arrabio por medio de carbonato de sodio

Pierre COHEUR, profesor de la Universidad de Lieja y director del Centre National de Recherches Métallurgiques, Lieja, Bélgica

La defosforación y desulfuración del arrabio y el acero por medio de escoria sintética

René PERRIN, vicepresidente y director general de la Société d'Electro-Chimie, d'Electro-Métallurgie et des Aciéries Electriques d'Ugine, Paris, Francia

La desulfuración del arrabio por medio de la cal

BO KALLING, director, y Sven EKETORP, ayudante del director, del Departamento de Investigaciones de Stora Kopparbergs, Bergslags Aktiebolag, Domnarvet, Suecia

Progresos recientes en la desulfuración del arrabio por medio de la cal

B. TRENTINI, ingeniero encargado de investigaciones del Departamento Siderúrgico; L. WAHL, ayudante del gerente general, y Marc ALLARD, gerente general del Institut de Recherches de la Sidérurgie, Saint-Germain-en-Laye (S & O), Francia

Producción del arrabio en hornos eléctricos

P. SANDVOLD, gerente del Departamento Metalúrgico, División de Ingeniería, en la Elektrokemisk A/S, Oslo, Noruega

Producción del arrabio y acero por el método eléctrico

Herman WALDE, director de la DEMAG, República Federal de Alemania, y Boris MARINCEK, de la Eidgenossische Technische Hochschule, Suiza

El horno bajo de cuba de Ougrée

THE INTERNATIONAL STEERING COMMITTEE, Lieja, Bélgica

Resumen de los debates:

Participantes: Señores CANGUILHEM, SAVAGE, COHEUR, TRENTINI, KALLING, ALLARD, HELLBRÜGGE, General MACEDO SOARES E SILVA, SANDVOLD, WALDE, MERCIER, VILLARES, MOOSHAKA Y FITTERER

Director de debates:

Marc ALLARD

Secretarios:

Alexandre STAKHOVITCH, Luiz Coelho CORREA DA SILVA

Determinación de los límites prácticos de desulfuración en el alto horno*

por HECTOR CANGUILHEM y VALERIO RIOSECO

I. INTRODUCCIÓN

El problema de la desulfuración en la industria siderúrgica adquiere cada día mayor importancia debido, entre otras razones, a la tendencia al aumento del azufre en las materias primas, especialmente en los carbones coquizables, y, por lo tanto, en el coque. En América Latina los carbones contienen, en general, porcentajes relativamente altos de cenizas y azufre.

El azufre en el acero perjudica la resistencia a la flexión, la aptitud para el trabajo en caliente en que se producen grietas, esto es, el fenómeno denominado fragilidad en caliente. Parte de las grietas pueden eliminarse mediante un reacondicionamiento por desbarbado con el aumento de costo consiguiente. (1, 2)

Es posible eliminar el azufre, por lo menos en fuerte proporción, a lo largo del proceso de la producción siderúrgica y es evidente que la primera medida es la selección de materias primas adecuadas o su tratamiento antes de su carga en el alto horno.

De entre las diversas materias primas, el coque aporta normalmente un 70 a 80 por ciento del azufre total. Por esta razón, se suele lavar el carbón antes de coquizarlo, con lo cual se disminuye también el contenido de cenizas. En el caso de minerales de elevado contenido de azufre —en especial cuando se trata de minerales piritosos— se emplea la conglomeración o sinterización, esto es, la molienda fina y tostación invertida con carbón o coque, eliminándose el azufre por combustión.

El problema de determinar el límite económico del lavado de carbones, fue estudiado en detalle, por J. D. Price, en un trabajo presentado a la Conferencia de Bogotá en 1952. (3)

En el alto horno se elimina azufre al trabajar con volúmenes relativamente grandes de escorias básicas y también por influencia de la temperatura.

La eliminación del azufre en el arrabio puede efectuarse fuera del alto horno, para lo cual existen diferentes métodos: el que se basa en el empleo de carbonato de sodio, estudiado por P. Coheur; el de la cal viva (proceso Kalling); el de escorias sintéticas (proceso Perrin); el de carbonato de calcio (en experimentación por IRSID); etc.

Por último, debe tenerse presente que los procesos de fabricación del acero no son aptos en general para la eliminación del azufre. Por el contrario, en el convertidor ácido o Bessemer se produce cierto aumento en la concentración del azufre. En el horno Siemens Martin el azufre se elimina con dificultad y para lograrlo se requiere, en muchos casos, tomar medidas especiales, que disminuyen la productividad.

Se ha dicho ya que el límite económico de la desulfuración antes del alto horno, esto es, la eliminación por el lavado de parte del azufre de un carbón coquizable, fue estudiado por Price en el trabajo citado, en el que se des-

arrolló un método suficientemente rápido y exacto. En cuanto a la desulfuración "fuera" del alto horno, se dispone de datos experimentales que se dan a conocer en la presente reunión, y que permiten calcular el costo del tratamiento de un arrabio de cierto contenido de azufre.

Ahora bien, para juzgar hasta qué punto conviene desulfurar después del alto horno, es necesario conocer cuánto cuesta hacerlo en el alto horno propiamente tal. Es posible hacer este cálculo basándose principalmente en datos de operación. Sin embargo, se ha considerado conveniente desarrollar un método de cálculo sistematizado, que toma en cuenta las variables que tienen influencia en el proceso de desulfuración y la incidencia de éste en la producción de arrabio. El método permite también conocer la influencia relativa de determinada variable, manteniendo constante las demás.

El método se presenta a través de un ejemplo de cálculo, en el que se introducen datos conocidos acerca de la operación del alto horno de la Planta de Huachipato de la Compañía de Acero del Pacífico, S. A. (Talcahuano, Chile). El método es de aplicación general, al menos dentro de los límites que se indican más adelante, y para aplicarlo a otro alto horno bastará con introducir los valores correspondientes a cada instalación en particular.

2. FUNDAMENTOS DEL MÉTODO

a) Relaciones fundamentales

El azufre que introducen en el alto horno las diferentes materias primas que forman la carga, se distribuye casi todo entre la escoria y el arrabio, siendo despreciable la cantidad que se elimina en el gas. De entre las materias primas que componen la carga, el coque aporta un 70 a 80 por ciento del azufre que se introduce en el alto horno. El porcentaje de azufre en el coque depende fundamentalmente del contenido de azufre en el carbón o mezcla de carbones de coquización. Así por ejemplo, se ha calculado estadísticamente la correlación en la Planta de Huachipato, conforme se reproduce en la figura I.

Ahora bien, el coeficiente de distribución del azufre entre escoria y arrabio depende de la relación de basicidad:

$$\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2}$$
 y de la temperatura y es independiente del peso de escoria.

El porcentaje de cenizas en el coque depende del contenido de cenizas en el carbón o mezcla de carbones de que se trate. El contenido de cenizas del coque y la composición química de las cenizas es importante, pues junto con otros factores, como se verá más adelante, fijan el peso mínimo de escoria y la adición mínima de fundentes para obtener un índice de basicidad determinado.

En el caso de la planta de Huachipato, la correlación existente aparece en la figura II.

El coeficiente de distribución del azufre entre escoria y arrabio depende de la relación o índice de basicidad de la

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF.4/LAI-5.

Figura I

% S DEL COQUE VS. % S DEL CARBÓN

(Escala natural)

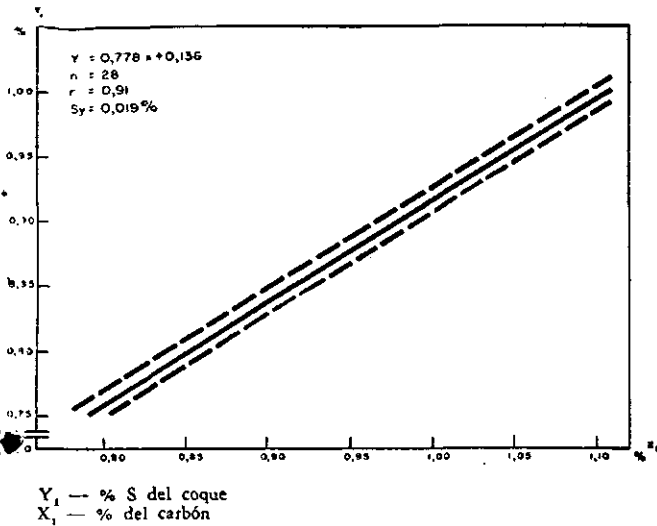
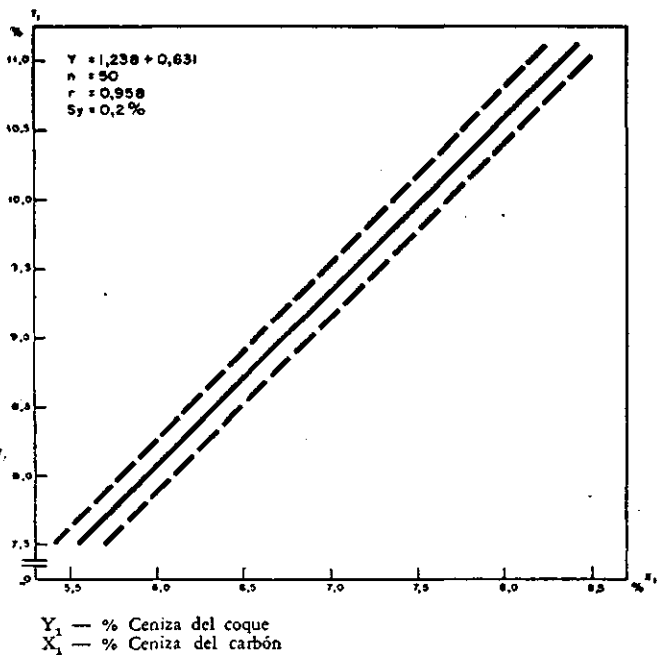


Figura II

% CENIZA DEL COQUE VS. % CENIZA DEL CARBÓN

(Escala natural)



escoria $\frac{CaO + MgO}{SiO_2}$ y de la temperatura, y es independiente del peso de escoria. Oelsen y Maetz (4, 5) expresan dicho coeficiente como sigue:

$$\frac{\% S}{\% [S] \times \sqrt{\% [Si]}}$$

En esta expresión el % [Si] lleva implícitos el factor temperatura en el interior del alto horno (se sabe que el

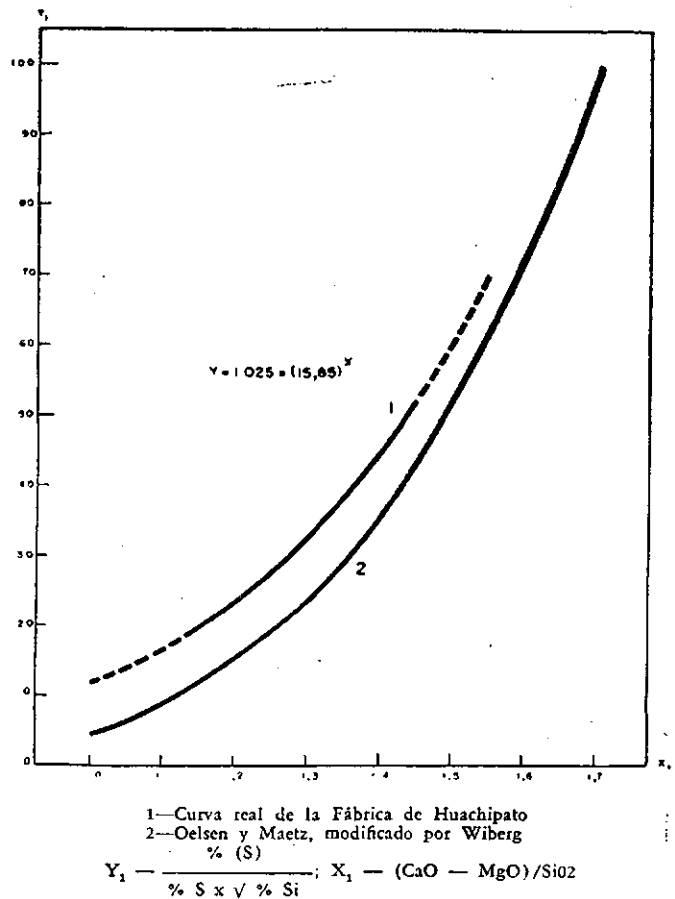
porcentaje de Si en el arrabio está fijado, principalmente, por la temperatura) (6) y la modificación de la actividad del S. (7,8).

La relación de Oelsen y Maetz, modificada posteriormente por Wiberg (9), es la que se reproduce en la figura III, en la que el coeficiente de distribución del azufre entre escoria y arrabio:

$$\frac{\% S}{\% [S] \times \sqrt{\% [Si]}} \text{ se expresa en función del índice de basicidad de la escoria: } \frac{\% (CaO + MgO)}{\% SiO_2}$$

Figura III

$\frac{\% (S)}{\% [S] \times \sqrt{\% [Si]}}$ VS. $\frac{CaO + MgO}{SiO_2}$
 (Escala natural)



La relación Oelsen-Maetz-Wiberg facilita el cálculo de las cantidades de azufre que absorbe una escoria de basicidad dada y la que queda retenida por el arrabio.

Se ha determinado la curva de Oelsen-Maetz-Wiberg para el alto horno de la planta de Huachipato, para lo cual se han agrupado los datos acumulados durante seis años de operación (junio 1950-junio 1956). Los valores se ajustaron mediante métodos conocidos de estadística matemática, a una curva exponencial del tipo $y = K a^x$, que corresponde a la forma de la curva Oelsen-Maetz-Wiberg. Con el objeto de determinar la validez o grado de representación de la curva ajustada, se calculó el coeficiente de correlación lineal entre la variable $\log y = U$ y la $X = V$.

Se obtuvo un coeficiente de correlación muy superior al correspondiente al nivel de significación 0,001, por lo que puede afirmarse con una probabilidad favorable de 99,9 por ciento que existe correlación lineal entre las funciones rectificadas y que, por lo tanto, la ecuación exponencial es representativa de la tendencia de las variables originales.

La expresión encontrada para la ecuación es:

$$[i] y = 1.025 (15,85)^x$$

y la curva correspondiente aparece en la figura III.

Debe agregarse que para estos cálculos se corrigió el valor del porcentaje de azufre en la escoria obtenido por análisis químico, para tomar en cuenta el azufre que se elimina de la escoria por combustión, durante las caldas y sangrías.

b) Desarrollo del cálculo

La composición media de las materias primas empleadas es la que se expresa en los cuadros 1 y 2.

Cuadro 1

COMPOSICIÓN DE LAS MATERIAS PRIMAS

(Valores en porcentajes)

	Mineral de hierro	Fundente ^a	Escoria FeMn ^b	Cuarzo
Fe	58,7	0,8	1,3	—
SiO ₂	9,8	2,5	29,1	95,5
Al ₂ O ₃	2,0	0,81	5,2	1,2
CaO	1,2	48,4	28,3	1,3
MgO	1,3	4,3	0,87	0,10
Mn	0,088	—	24,0	—
P	0,067	0,026	—	—
S	0,074	0,23	1,3	—

^a Promedio ponderado de una mezcla de 85 por ciento de caliza y 15 por ciento de dolomita.

^b Escoria de la fabricación de ferromanganeso en horno eléctrico.

Cuadro 2

COMPOSICIÓN DEL COQUE Y CENIZAS

	Coque	Valores id. para cálculo	Cenizas coque	% en el coque de 9% cenizas
Carbono fijo	89-91	90	—	—
Materia volátil	0,9-1,8	1,0	—	—
Cenizas	8-11	9,0	—	—
Azufre	0,8-1,1	variable	—	—
SiO ₂	—	—	43,6	3,9
Al ₂ O ₃	—	—	30,3	2,7
CaO	—	—	5,9	0,53
MgO	—	—	1,3	0,12
Fe ₂ O ₃	—	—	13,4	(Fe) 0,42

Para producir una tonelada métrica de arrabio se consumen 1.570 kg de mineral y 16 kg de escoria de ferromanganeso. Además, se ha determinado que, de acuerdo con los datos estadísticos de operación del alto horno, para un volumen de escoria de 450 kg, el consumo de coque es de 780 kg/ton.

Se considera que la escoria producida está formada exclusivamente por CaO, MgO, SiO₂ y Al₂O₃, y el error introducido en este caso es prácticamente despreciable, pues la suma de estos compuestos alcanza a 96-97 por ciento.

El arrabio producido contiene 1,15 por ciento de Si, que

corresponde al término medio del margen fijado por la especificación y el porcentaje máximo de azufre es 0,05 por ciento.

Además, en los cálculos se considera que por cada 100 kg de escoria, se consumen 40 kg de coque por ton de arrabio, valor aceptado normalmente. (10)

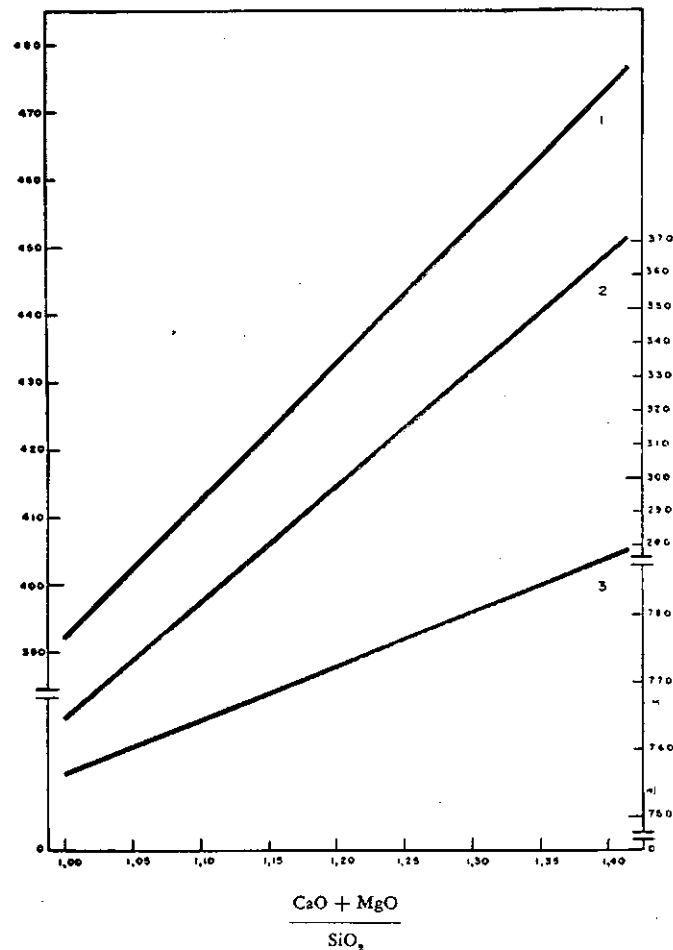
c) Peso mínimo de escoria y consumo de coque mínimo por ton de arrabio para coque con 9 por ciento de cenizas

En la figura IV se indican la cantidad de escoria mínima y los consumos mínimos de fundente (caliza + dolomita), en función de diferentes índices de basicidad de la escoria y que se obtienen en el caso o ejemplo en estudio. El cálculo se ha hecho considerando un coque de 9 por ciento de cenizas; pero, las ecuaciones y el cálculo son aplicables a cualquier porcentaje de cenizas.

Figura IV

VOLUMEN MÍNIMO DE ESCORIA, FUNDENTE AGREGADO EN KG/TON DE ARRABIO Y CONSUMO DE COQUE EN FUNCIÓN DE LA PROPORCIÓN DE ESCORIA

(Escala natural)



1—Volumen mínimo de escoria, kg/ton de arrabio
2—Fundente adicional, kg/ton de arrabio
3—Consumo de coque

Se ha llamado "peso mínimo" de escoria a la suma de las cantidades que provienen del mineral, de la escoria

FeMn, de la ceniza del coque y del fundente necesario para obtener cada índice de basicidad. En la figura IV aparecen los resultados para índices de basicidad $\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2}$ entre 1,00 y 1,30.

Se calcula en primer término la cantidad de escoria aportada por el mineral y por la escoria FeMn:

$$[\text{ii}] E_t = P_m (\text{CaO} + \text{MgO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2)_m + P_{ef} (\text{CaO} + \text{MgO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2)_{ef}$$

$$[\text{iii}] E_n = E_t - (\text{SiO}_2)_a$$

$$[\text{iv}] (\text{SiO}_2)_a = 2,14 (\text{Si})_a P_a$$

$$[\text{v}] \text{ Luego: } E_n = E_t - 2,14 (\text{Si})_a P_a$$

y en las cuales:

E_t = Escoria total

E_n = Aporte de escoria neto: mineral + escoria FeMn, es decir escoria total disminuída en el peso de SiO_2 equivalente al Si en el arrabio (1,15 por ciento [Si] en este ejemplo)

P_m = Peso de mineral/ton arrabio

P_{ef} = Peso de escoria FeMn/ton arrabio

CaO, MgO, Al_2O_3 , SiO_2 = Fracciones porcentuales de estos compuestos en cada material.

Subíndices: m = mineral

ef = escoria FeMn

a = arrabio

La escoria que produce cada kilogramo de coque es igual a:

$$[\text{vi}] e_c = 1(\text{CaO} + \text{MgO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2)_c$$

y el consumo de coque mínimo absoluto será:

$$[\text{vii}] P_{cm} = 780 - 450 \times 0,4 + 0,4 E_n + 0,4 e_c P_{cm}$$

y despejando P_{cm} resulta:

$$[\text{viii}] P_{cm} = \frac{780 - 450 \times 0,4 + 0,4 E_n}{1 - 0,4 e_c}$$

siendo P_{cm} el consumo mínimo absoluto de coque, es decir, la cantidad de coque en kg/ton arrabio necesaria para la fusión y reducción del mineral, o para ambas, la escoria producida por éste y la escoria aportada por el coque mismo.

Subíndice: c = coque

Para obtener una escoria de índice de basicidad dado, es necesario agregar fundentes básicos (caliza + dolomita). Este es el caso general, dados la composición de la ganga del mineral y del coque.

La cantidad de fundente se determina por la ecuación:

$$[\text{ix}] \text{ IB} = \frac{P_m (\text{CaO} + \text{MgO})_m + P_{ef} (\text{CaO} + \text{MgO})_{ef} + P_{cm} (\text{CaO} + \text{MgO})_c + X (\text{CaO})_c + Z (\text{CaO})_f}{P_m (\text{SiO}_2)_m + P_{ef} (\text{SiO}_2)_{ef} - 2,14 P_a (\text{Si})_a + X (\text{SiO}_2)_c + Z (\text{SiO}_2)_f}$$

en la que

$$\text{IB} = \text{Índice de Basicidad escoria} = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2}$$

X = coque extra/ton arrabio, es decir, coque suplementario debido a mayor cantidad de escoria formada por Z kg de fundente.

Z = Cantidad de fundente básico que es necesario agregar para obtener el índice de basicidad deseado.

Subíndice: f = fundente.

Si se designa Y la cantidad de escoria extra, formada por Z kg de fundente, resulta:

$$[\text{x}] Y = Z (\text{CaO} + \text{MgO} + \text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)_f$$

$$[\text{xi}] X = 0,4 Y$$

o sea:

$$[\text{xii}] X = 0,4 Z (\text{CaO} + \text{MgO} + \text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)_f$$

y el volumen total de escoria será:

$$[\text{xiii}] E_m = \frac{(P_{cm} + X) (\text{CaO} + \text{MgO} + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2)_o}{+ E_n + Y}$$

además, el consumo total de coque será:

$$[\text{xiv}] P_c = P_{cm} + X$$

En esta forma se calcularon las diferentes familias de curvas del gráfico contenido en la figura IV.

d) *Determinación del por ciento de S en el arrabio en función del por ciento de S en el coque, para los volúmenes mínimos de escoria de cada índice de basicidad*

El cálculo se ha hecho para 1,15 por ciento de silicio en el arrabio, como es el caso del ejemplo. Para determinar la cantidad de azufre que puede eliminar la escoria, se ha empleado el factor de Oelsen-Maetz-Wiberg, para el caso del alto horno considerado y que aparece en la figura III. Los diferentes índices de basicidad y los pesos de escoria, fundente y el consumo de coque corresponden a los que aparecen en la figura IV.

El balance de azufre en el alto horno corresponde a la siguiente ecuación:

$$[\text{xv}] P_m (S)_m + P_{ef} (S)_{ef} + P_f (S)_f + P_c (S)_c = E_m (S)_e + P_a (S)_a$$

en la cual S = fracción porcentual de azufre en el material
 P_f = peso de fundente por tonelada de arrabio (para $P_a = 1.000 \text{ kg}$)

Subíndices: f = fundente

e = escoria.

$(S)_e$ y $(S)_a$, o sea (S) y [S] al usar la notación convencional están ligados por la ecuación de la curva Oelsen-Maetz-Wiberg.

$$[\text{xvi}] (S) = K [S] \sqrt{[Si]}$$

siendo K el valor de la ordenada de la figura III, correspondiente al índice de basicidad que se considere.

Reemplazando el valor de (S) en la ecuación del balance de azufre se determina el valor [S], despejándolo en dicha ecuación.

Con los diferentes valores obtenidos se construye la figura V.

e) *Determinación de (S) en función de [S] para diferentes índices de basicidad de la escoria*

El coeficiente de distribución del azufre es:

$$[\text{xvi a}] K = \frac{(S)}{[S] \sqrt{[Si]}}$$

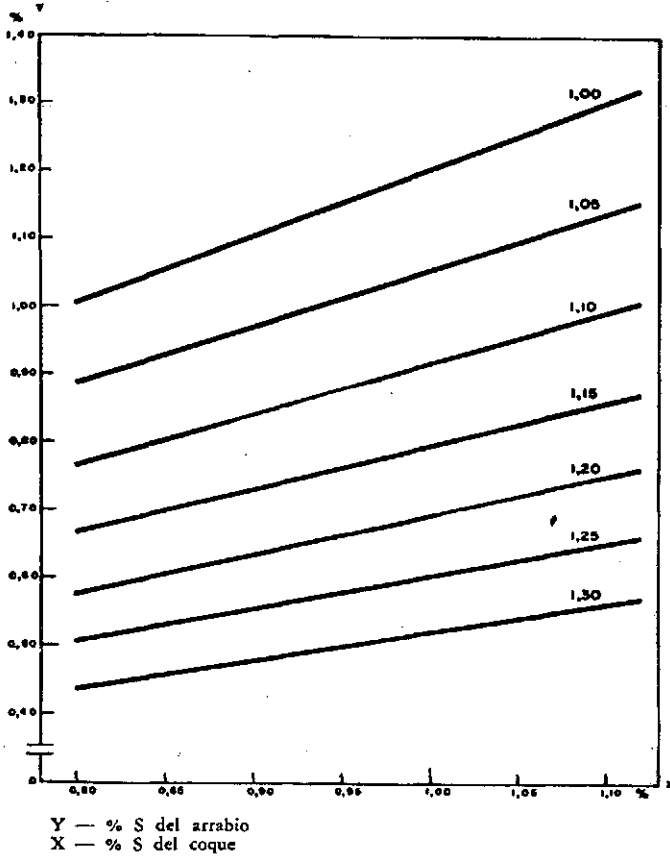
de donde se despeja (S) introduciendo $[Si] = 1,15$, que es el porcentaje de silicio en el arrabio y el valor de K correspondiente a la curva de la figura III. (También se puede deducir K de la ecuación $K = Y = 1,025 \times (15,85)^x$, siendo x el índice de basicidad).

Se han calculado los valores correspondientes a [S] en-

Figura V

% S EN EL ARRABIO PARA EL VOLUMEN MÍNIMO DE ESCORIA EN RELACIÓN CON EL S EN EL COQUE PARA DIFERENTES PROPORCIONES DE ESCORIA

(Escala natural)



tre 0,050 y 0,13 por ciento, con los cuales se ha trazado la familia de curvas de la figura VI.

f) *Determinación de los consumos de coque y pesos de escoria necesarios para obtener arrabio con diferente contenido de azufre en función del azufre en el coque y de diferentes índices de basicidad*

La ecuación necesaria es la que corresponde a un balance de azufre en el alto horno:

$$[xvii] \quad E_m(S) + E_n(S) = P_c(S)_c + P_{cn}(S)_c + P_f(S)_f + P_m(S)_m + P_{ef}(S)_{ef} + P_{fn}(S)_{fn} - P_a[S]$$

en la cual:

- E_m = Peso mínimo de escoria (se toma el valor correspondiente de la figura IV)
- E_n = Peso adicional de escoria en kg/ton arrabio para $P_a = 1.000$ kg (se calcula según ecuación v)
- P_c = Consumo de coque (se toma el valor correspondiente de la figura IV)
- P_{cn} = 0,4 E_n consumo de coque adicional en kg/ton de arrabio para $P_a = 1.000$ kg
- P_f = Peso de fundente/ton arrabio para $P_a = 1.000$ kg (se toma el valor correspondiente de la figura IV)

P_m = Peso de mineral/ton arrabio; en este ejemplo, 1.570 kg

P_{et} = Peso de escoria ferromanganeso/ton arrabio; en este caso, 16 kg

P_{fn} = Peso adicional de fundente/ton arrabio = $p \times E_n$; p es un factor que se deduce de la figura XI, que indica la cantidad de escoria que se produce por kg de mezcla de fundentes.

S_{fn} = Fracción porcentual de azufre en el fundente adicional. Por lo general, este factor es pequeño, pudiéndose así despreciar el término $P_{fn}(S)_{fn}$ de la ecuación xvii, simplificando los cálculos.

Los diferentes valores de (S) corresponden a la fracción porcentual de azufre en cada material.

El valor (S), que afecta a E_n , corresponde al contenido de azufre que extrae la escoria y se toma de la figura VI.

El valor (S) que afecta a E_m , es igual al contenido de azufre en el mineral.

El valor [S], corresponde al contenido de azufre que se desea en el arrabio.

De la ecuación (xviii) se despeja finalmente E_n .

El consumo de coque total será = $P_c + P_{cn} = P_c + 0,4 E_n$.

Con los valores obtenidos se han dibujado las familias de curvas que aparecen en las figuras VII, VIII, IX y X.

g) *Consumo adicional de fundentes (caliza + dolomita y cuarzo) por cada 100 kg de escoria extra para diferentes índices de basicidad (consumo extra sobre el mínimo necesario E_m)*

Las diferentes materias primas que se cargan en el alto horno: mineral de hierro, caliza, dolomita y coque, forman

Figura VI

% S DE LA ESCORIA EN RELACIÓN CON EL % S DEL ARRABIO PARA DIFERENTES PROPORCIONES DE ESCORIA EN EL NIVEL DE 1,15 % Si

(Escala natural)

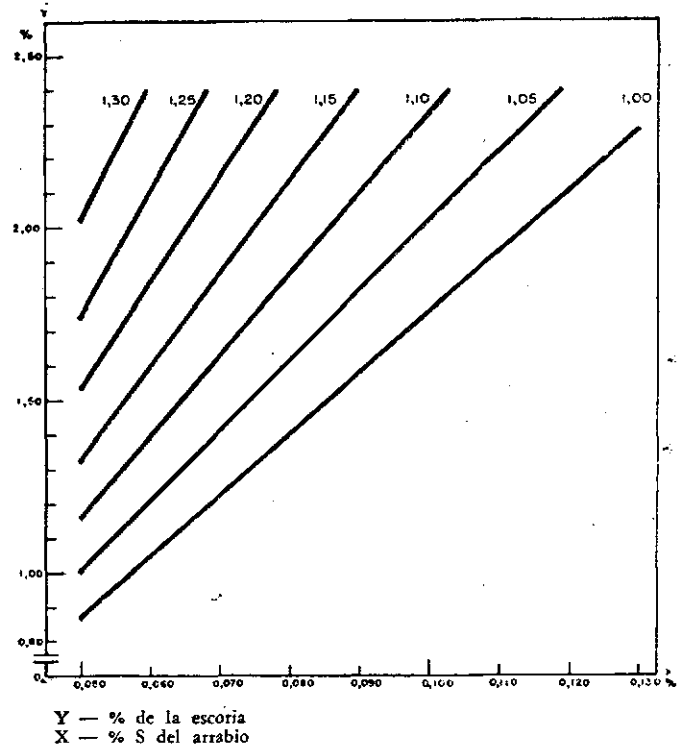
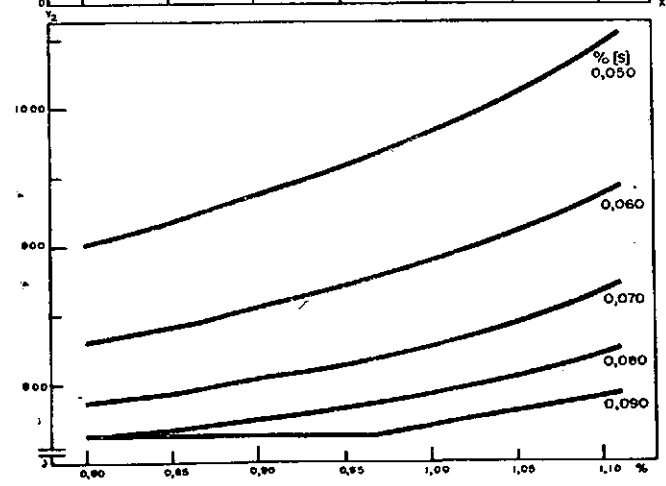
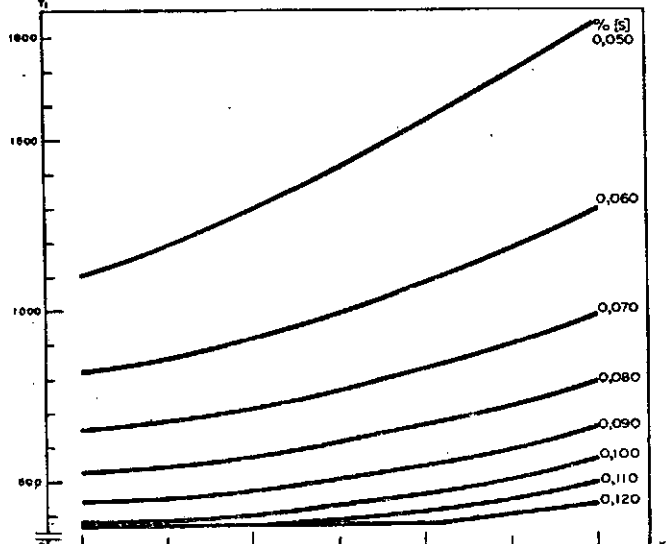
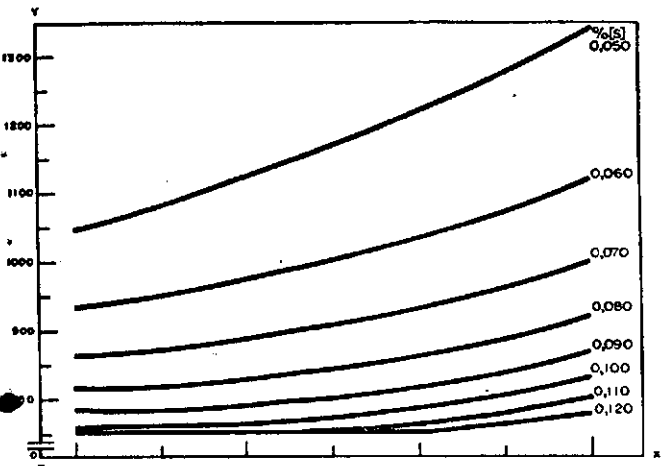


Figura VII

CONSUMO DEL COQUE Y VOLUMEN DE ESCORIA EN RELACIÓN CON EL S EN EL COQUE PARA UNA PROPORCIÓN DE ESCORIA DE 1,00 Y PARA DIFERENTES PORCIENTOS DE S

(Escala natural)

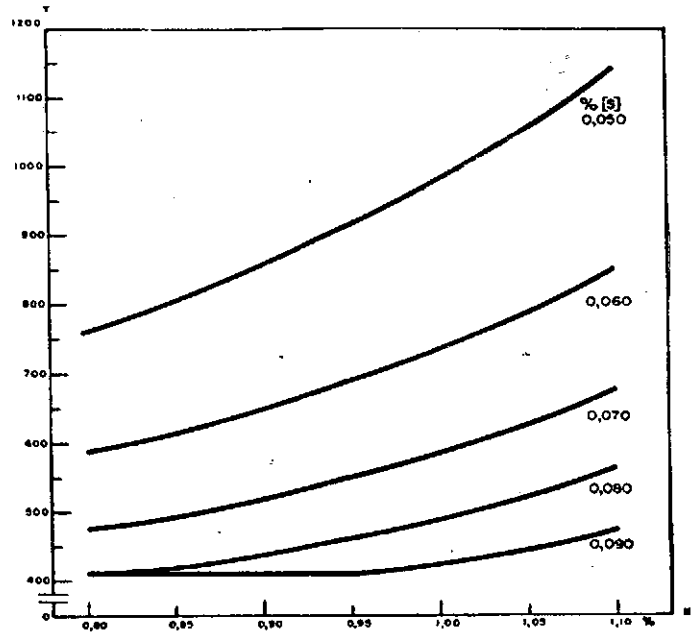


Y — Consumo del coque
 Y₁ — Volumen de escoria kg/ton arrabio
 Y₂ — Consumo de coque
 X — % S del coque

Figura VIII

CONSUMO DE COQUE Y VOLUMEN DE ESCORIA EN RELACIÓN CON EL S EN EL COQUE PARA UNA PROPORCIÓN DE ESCORIA DE 1,10 Y PORCIENTOS DIFERENTES DE S

(Escala natural)

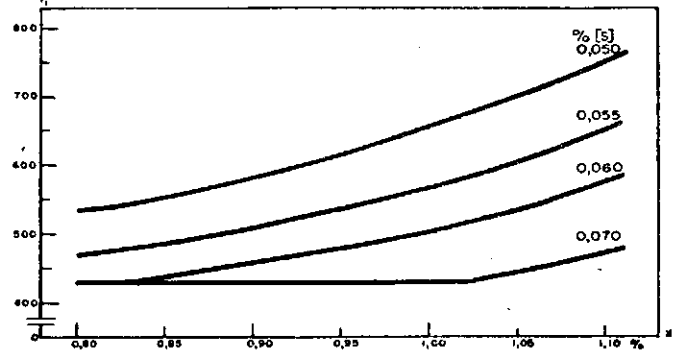
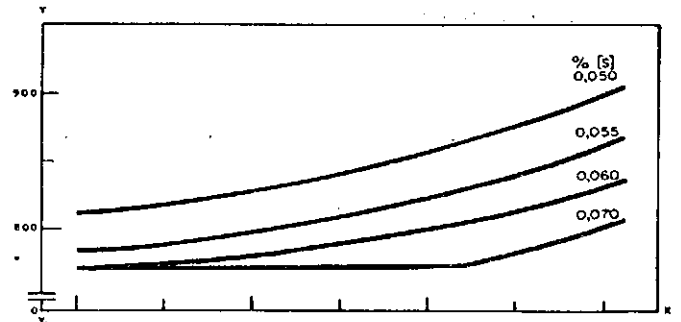


Y — Volumen de escoria, kg/ton de arrabio
 X — % S del coque

Figura IX

CONSUMO DE COQUE Y VOLÚMENES DE ESCORIA EN RELACIÓN CON EL AZUFRE EN EL COQUE PARA UNA PROPORCIÓN DE ESCORIA DE 1,20 Y PORCIENTOS DIFERENTES DE S

(Escala natural)

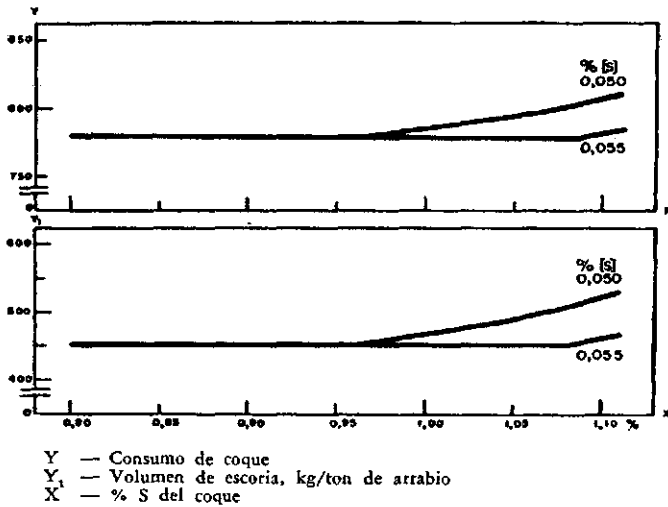


Y — Consumo de coque
 Y₁ — Volumen de escoria, kg/ton de arrabio
 X — % S del coque

Figura X

CONSUMO DE COQUE Y VOLUMEN DE ESCORIA EN RELACION CON EL % S EN EL COQUE PARA UNA PROPORCION DE ESCORIA DE 1,30 Y PORCIENTOS DIFERENTES DE S

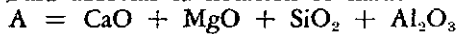
(Escala natural)



escoria. Ya se ha visto que en el ejemplo se necesita agregar fundente, es decir, mezcla de caliza y dolomita, si se desea elevar el índice de basicidad. Ahora bien, si se desea aumentar el peso de escoria manteniendo cierto índice de basicidad, hay que formar o agregar escoria y, por lo tanto, agregar cierta cantidad de "fundente" (caliza 85 por ciento, dolomita 15 por ciento) y cuarzo o roca silícea para aportar la sílice.

Para el cálculo del consumo adicional de fundentes, se plantean las siguientes ecuaciones:

Para abreviar la notación se hará:



Se tendrá entonces:

$$[\text{xviii}] \quad X(A)_{dc} + Y(A)_{rs} + 40(A)_c = 100$$

$$[\text{xix}] \quad IB = \frac{X(B)_{dc} + Y(B)_{rs} + 40(B)_c}{X(\text{SiO}_2)_{dc} + Y(\text{SiO}_2)_{rs} + 40(\text{SiO}_2)_c}$$

en las cuales:

X = kg de caliza + dolomita necesarios

Y = kg de cuarzo (roca silícea) necesarios

Se considera que para los 100 kg adicionales de escoria se consumen 40 kg de coque en todos los casos, es decir, se supone que el consumo de coque es constante, cualquiera que sea la composición de la escoria. Esto no es en rigor exacto; pero, es aceptable.

Del sistema de las dos ecuaciones [xviii] y [xix] se despejan X e Y

Los valores correspondientes aparecen en la figura XI.

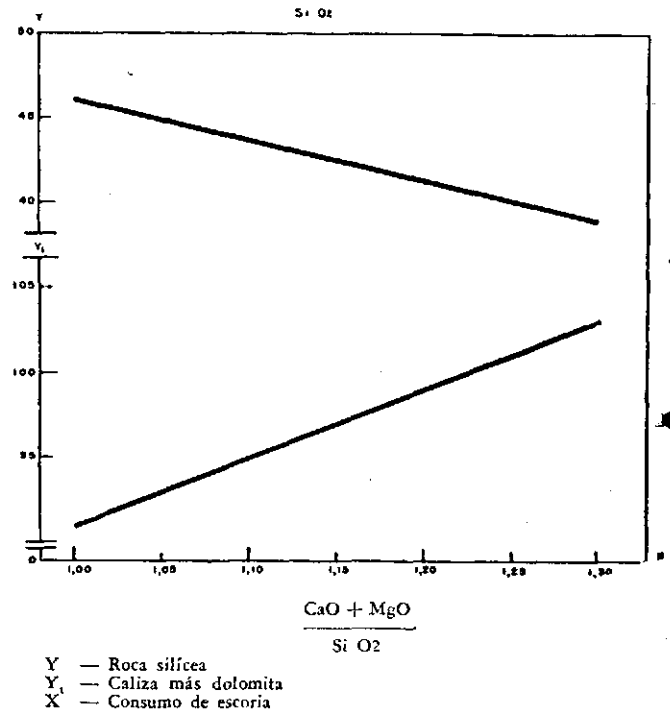
h) Costo de la desulfuración

En alto horno el índice de basicidad de la escoria se fija considerando la naturaleza y cantidad de los materiales que deben escorificarse, debe ser tal que la escoria alcance un punto de fusión adecuado y debe ser compatible con la composición del metal que se desea obtener. El punto de fusión debe ser inferior a la temperatura de la zona de combustión, pues de otro modo se producen diver-

Figura XI

CONSUMO DE FUNDENTE EN RELACION CON LA PROPORCION DE ESCORIA (100 KG ESCORIA EXTRA)

(Escala natural)



sos inconvenientes en la operación y se obtiene arrabio fuera de la especificación. A su vez, la composición del arrabio debe ser la más adecuada para su tratamiento posterior. Por todas estas razones, sólo se puede variar dentro de ciertos límites el índice de basicidad de la escoria.

El porcentaje de azufre que se obtiene en el arrabio, depende del coeficiente de distribución expresado por el valor de la relación Oelsen-Maetz-Wiberg y que para este caso se ha calculado en la forma ya indicada. Ahora bien, dado que el índice de basicidad está limitado por las condiciones enunciadas más arriba, si se desea obtener arrabio con un porcentaje de azufre menor que el dado por una escoria con el índice máximo posible de basicidad y el volumen mínimo de escoria que corresponde (fig. V), será necesario formar mayor cantidad de escoria, lo que significa mayor consumo de fundentes (caliza, dolomita y cuarzo, por ejemplo o dos o uno de ellos) y mayor consumo de combustible.

Mediante las figuras IV, V, VII al X, XI, XII y XIII es posible calcular con relativa facilidad el costo de esta desulfuración por concepto de consumo de "fundentes" y coque.

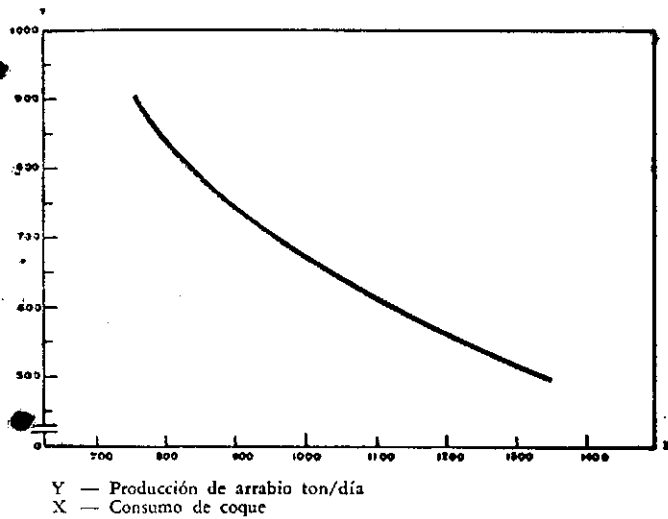
El costo de desulfuración se ve aumentado además por el hecho de que todo alto horno puede quemar cierta cantidad máxima de coque, lo que depende de sus características o dimensiones principales. Por lo tanto, si el consumo de coque por tonelada de arrabio aumenta (debido a la necesidad de mayores volúmenes de escoria), la producción máxima que puede obtenerse en el alto horno será menor y el costo real de la desulfuración aumentará en la proporción correspondiente a la disminución de producción o menor productividad.

Para determinar la incidencia de la desulfuración en la

Figura XII

PRODUCCIÓN DE ARRABIO EN RELACIÓN CON EL CONSUMO DE COQUE (100% DE CAPACIDAD EFECTIVA SEGÚN LA FÓRMULA DE O. RICE)

(Escala natural)



producción se ha calculado el coeficiente de trabajo del alto horno, empleando la fórmula propuesta por Rice.⁽¹¹⁾

[xx] Kg coque/día para un coeficiente de 100 por ciento = $A = f \times 6.300 \times 8,5 (D-6-1,5)$, en la cual D es el diámetro del crisol expresado en pies. El valor de A corresponde a coque de 86 por ciento de carbono fijo, por lo cual se ha introducido el factor f para pasar a coque con 90 por ciento de carbono fijo. En el caso considerado se tiene: $A = 670$ toneladas coque/día.

El coeficiente de trabajo del alto horno que se examina ha sido en promedio, durante el último año de operación, igual a 100 por ciento y en los cálculos que siguen se ha empleado el consumo de coque correspondiente.

La producción del alto horno estará ligada con el consumo de coque/ton arrabio por la relación

$$[xxi] Y = A : X = 670 : X$$

en la que Y = producción diaria (ton arrabio/día)
X = consumo de coque/ton arrabio expresado en kg/ton

Tomando como base la capacidad de consumo de coque, o sea 670 ton/día, se han calculado los valores que se reproducen en la figura X, que da la producción diaria del alto horno en función del consumo de coque/ton arrabio. De la figura se deduce en cada caso cuánto disminuye la producción diaria de arrabio, por concepto de coque extra consumido en desulfurar.

i) Ejemplo de aplicación

Se supone el índice de basicidad 1,0.

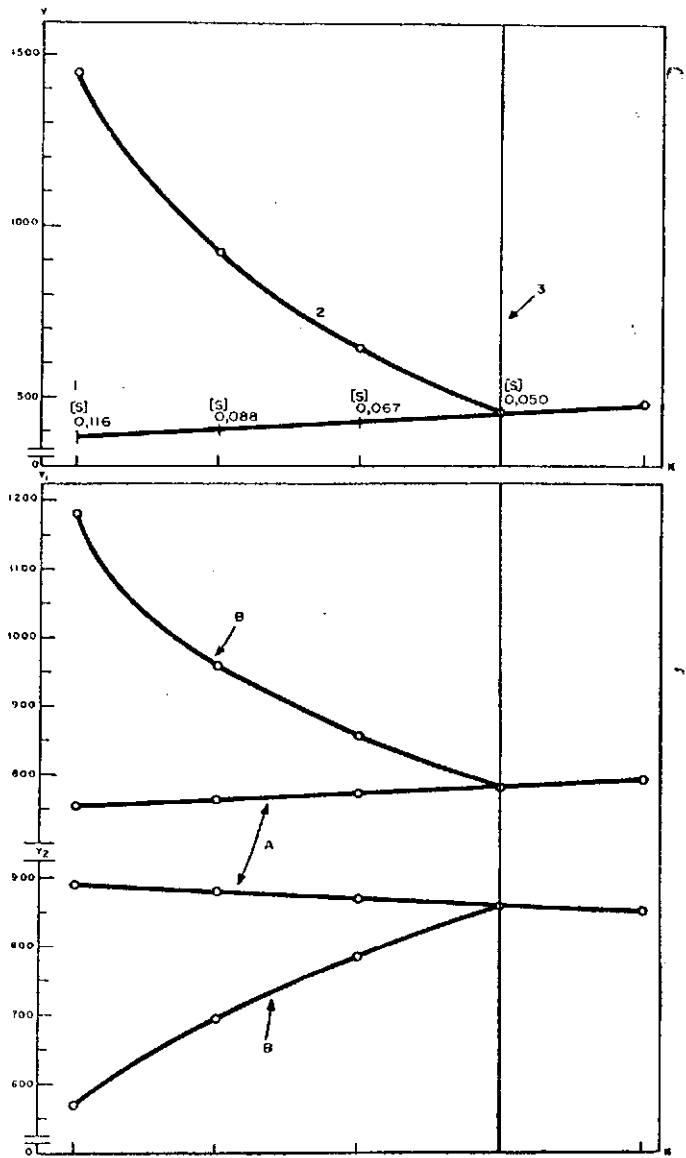
Si se emplea una mezcla de coque con 1,05 por ciento de azufre y 6,75 por ciento de ceniza de las figuras I y II puede deducirse que el coque contendrá 0,95 por ciento de azufre y 9 por ciento de cenizas.

De la figura IV se deduce: escoria obtenida (peso "mínimo") 392 kg/ton; hay que adicionar 228 kg de fundente (caliza + dolomita) y se tendrá un consumo de coque de 756 kg/ton. De la figura V se deduce que el arrabio contendrá 0,116 por ciento de azufre.

Figura XIII

VOLUMEN DE ESCORIA, CONSUMO DE COQUE Y PRODUCCIÓN DE ARRABIO EN FUNCIÓN DEL CONSUMO DE ESCORIA

(Escala natural)



1 — Volumen mínimo de escoria (volumen real de materias primas más el mínimo fundente para tener la proporción deseada de escoria).

2 — Volumen de escoria de la curva 1 elevado a la cantidad necesaria para tener un % S = 0,05

3 — Proporción favorable de escoria

A — En condiciones 1

B — En condiciones 2

Y — Volumen de escoria en kg/ton de arrabio
Y₁ — Consumo de coque en kg/ton de arrabio
Y₂ — Producción de arrabio, ton/día
X — Proporción de escoria

En la figura XII se ve que un consumo de coque de 756 kg/ton corresponde a una producción diaria de 885 ton arrabio.

Véase ahora en qué condiciones hay que trabajar para

desulfurar hasta 0,05 de azufre con el mismo índice de basicidad, o sea, 1,0.

De la figura VII, se deduce que se necesita trabajar con 1.443 kg escoria/ton y que el consumo de coque será igual a 1.177 kg/ton.

En la figura IV se ha visto que el peso mínimo de escoria es 392 kg/ton. Por lo tanto hay que aumentarlo en la figura XI, agregando 957 kg caliza + dolomita/ton y 484 kg cuarzo/ton. (Nótese que $957 + 484 = 1.441$ kg. La diferencia $1.441 - 1.051 = 390$, corresponde sustancialmente a la pérdida por calcinación del fundente.)

De la figura XII se deduce que para un consumo de coque de 1.177 kg/ton, la producción diaria de arrabio es igual a 570 ton/día.

Siguiendo el mismo método, se ha hecho el cálculo para los demás índices de basicidad. Los resultados se anotan en el cuadro 3.

En las columnas 1, 3, 5 y 7 aparecen los resultados que se obtienen para cada índice de basicidad en las condiciones A de escoria "mínima", es decir, con el mínimo de adiciones necesario para obtener dicho índice.

En las columnas 2, 4 y 6 se anotan las condiciones B en que hay que trabajar para que con cada índice de basicidad se obtenga 0,05 por ciento de azufre en el arrabio, es decir, haciendo adiciones "extras" por sobre las "mínimas" requeridas para obtener el índice.

Examinando el cuadro se ve que con el índice 1,3 en condiciones de escoria "mínima", se obtiene arrabio con 0,05 por ciento de azufre (límite fijado por la especificación), luego éste es el más favorable para el alto horno considerado. (Véase la figura VIII.) En otras palabras, el índice de basicidad más favorable es 1,3, por cuanto no se necesita hacer adiciones "extras" o complementarias para obtenerlo y el azufre en el arrabio es igual a 0,05 por ciento, por ciento fijado por la especificación.

3. CONCLUSIONES

Hay que insistir en que el presente método se ha desarrollado sobre la base de los datos de operación del alto horno de Huachipato y en que, por lo tanto, los gráficos y cuadros y sus resultados se aplican sólo a dicha instalación en particular. Los valores que se obtienen con el método concuerdan dentro de límites aceptables con los resultados

medios de este alto horno y permiten estudiar los efectos de la variación del azufre en el coque y de la del índice de basicidad.

El método puede aplicarse eventualmente a otro alto horno para el cual se haya determinado la relación Oelsen-Maetz-Wiberg que aparece en la figura III.

Para la interpretación de la incidencia de estos resultados en el precio de costo del arrabio, hay que calcular el costo de cada elemento del consumo y valorizar el aumento o disminución de la producción de arrabio, considerando el costo de conversión que corresponda a cada producción diaria.

Además, después de determinar el costo total de funcionamiento por tonelada de arrabio para cada una de las alternativas en estudio, se podrá, por comparación con el costo del tratamiento de desulfuración "fuera" del horno; determinar hasta qué punto conviene adoptar este método o bien reforzar la desulfuración "dentro" del alto horno.

BIBLIOGRAFÍA

- (1) M. Tenenbaum, "Effect of sulphur on quality and end use of steel products", *Yearbook of the American Iron and Steel Institute* (1949), pp. 322-358.
- (2) British Iron and Steel Research Association, "First Report of the Ingot surface defects Sub-Committee", *Journal of the Iron and Steel Institute*, vol. 165 (mayo de 1950).
- (3) J. D. Price, "Coal washery performance as related to blast furnace costs", *A Study of the Iron and Steel Industry in Latin America*, United Nations Publication, Sales No. 1954 II G3, vol. II, pp. 137-141.
- (4) W. Oelsen y Maetz, *Archiv für das Eisenhüttenwesen*, 16 (1942-43), p. 283.
- (5) W. Oelsen, *Stahl und Eisen*, 69 (1949), p. 147.
- (6) J. M. Camp y C. B. Francis, *The Making, Shaping and Treating of Steel*, United States Steel Co. 1951).
- (7) J. P. Morris y A. J. William Jr., "The Effect of Silicon on the Activity of Sulphur in Liquid Iron", *Transactions of the American Society of Metals*, vol. 41 (1949).
- (8) S. Ramachandran, T. B. King y N. T. Grant, *The rate of Sulphur transfer between blast furnace type metal and slag*, Massachusetts Institute of Technology.
- (9) M. Wiberg, Instituto Real de Tecnología, Estocolmo, Suecia, Comunicación particular.
- (10) T. H. Kennedy y A. W. Thornton, "Studies related to the control of sulphur in the production of pig iron", *Yearbook of the American Iron and Steel Institute* (1949), pp. 222-242.
- (11) Owen R. Rice, "The dimensions and rating of the blast furnace", *Blast Furnace and Steel Plant*, Enero y Febrero de 1944.

Cuadro 3

Índice de basicidad	1,0		1,1		1,2		1,3	
	A	B	A	B	A	B	A	B
Condiciones	1	2	3	4	5	6	7	8
Columna								
% S obtenido	0,116	0,050	0,088	0,050	0,067	0,050	0,050	—
Escoria kg/ton	392	1.443	412	920	433	640	453	—
Fundentes necesarios:								
Caliza + dolomita	228	1.184	263	746	298	503	333	—
Cuarzo	—	494	—	229	—	87	—	—
Consumo de coque kg/ton	756	1.177	764	960	772	855	780	—
Producción arrabio ton/día	885	570	876	697	867	783	858	—

Influencia del manganeso sobre la desulfuración del arrabio*

por R. A. HACKING y C.E.A. SHANAHAN

I. INTRODUCCIÓN

Los fabricantes británicos de acero han tenido que enfrentarse recientemente con un aumento del contenido de sustancias no metálicas por tonelada de acero producido. El azufre, por ejemplo, ha pasado a constituir un problema serio debido a la necesidad de emplear minerales de ley inferior y coque de peor calidad en el horno alto y por el cambio del calentamiento por gas al calentamiento por aceite combustible en los hornos de solera. La más reciente escasez de chatarra agravó la situación, pues ha obligado a muchas fábricas a aumentar el módulo de carga de arrabio caliente y frío o chatarra, con lo que la escoria suplementaria y la mayor duración del afino, que resulta de esto, han conducido a diversos efectos perjudiciales, como la capacidad más reducida de los hornos, la mayor erosión de las paredes y la transmisión menor del calor de la llama al baño metálico.

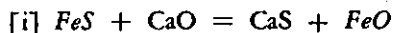
No es sorprendente por esto que los fabricantes británicos de acero hayan mostrado gran interés en las técnicas aconsejadas para eliminar los metaloides, en particular si éstas pueden aplicarse al hierro antes de que llegue al horno de acero. Las condiciones óptimas para la eliminación del fósforo y el silicio, por una parte, y la del azufre, por otra, difieren esencialmente. El fósforo y el silicio se eliminan por oxidación y la operación se lleva a cabo en condiciones oxidantes en presencia de una escoria básica que retiene los óxidos ácidos obtenidos. El silicio puede eliminarse casi completamente con una escoria ácida, debido a la estabilidad de su óxido. La eliminación del azufre necesita condiciones muy diferentes. Como se indicará después, requiere un lecho de fusión reductor en presencia de una escoria, preferentemente de naturaleza básica. Es obvio que en el baño metálico existe un estado bajo de oxidación derivado de la presencia de grandes proporciones de carbono y parecería entonces que los tratamientos de desulfuración del metal al estado caliente serían doblemente atractivos, primero porque la carga metalúrgica de los hornos de acero se aligeraría y segundo porque en este estado las condiciones son altamente reductoras.

Pero antes de considerar en detalle el comportamiento del azufre en el alto horno, en la cuchara de colada y en el mezclador, es necesario invertir algún tiempo en estudiar su química elemental.

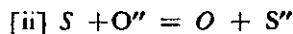
2. TEORÍA GENERAL DE LA DESULFURACIÓN POR LAS ESCORIAS

El mecanismo de la desulfuración del hierro y el acero por la escoria es probablemente el más simple de los que se relacionan con las reacciones de escoria y metal. Muchos de los antiguos técnicos —Schenck (1) por ejemplo— consideraban la desulfuración como una reacción en

tre óxidos básicos en la escoria y el sulfuro de hierro en el metal, de este modo:

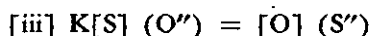


en la que el subrayado significa la presencia en la fase metal. Sin embargo, hoy se conoce bien que compuestos como CaO y CaS no se producen como tales en las escorias, puesto que son distintamente iónicos en su naturaleza (2) y además no está claro que el oxígeno y el azufre disueltos en el hierro fundido estén presentes como FeO y FeS, respectivamente. En realidad, se conoce muy poco en relación con la estructura de las escorias y de los metales fundidos y hoy se tiende a modificar la ecuación anterior, de manera que no represente mal la situación actual de los conocimientos. Es un hecho experimental que el azufre (3) y el oxígeno (4), disueltos en hierro líquido, son monoatómicos, puesto que se ha encontrado que obedecen a la ley de Sievert. También se sabe que el azufre y una parte del oxígeno en las escorias básicas se comportan como si estuvieran presentes en forma de átomos discretos o iones monoatómicos. Más recientemente se ha mostrado experimentalmente (5) que la desulfuración puede considerarse como la interacción de los átomos de azufre y oxígeno del metal y la escoria o, más concretamente, que el paso de un átomo de azufre del metal a la escoria va acompañado de la transferencia de un átomo de oxígeno de la escoria al metal. La antigua ecuación puede reemplazarse, pues, por la siguiente:

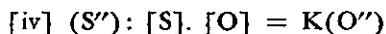


que no implica supuesto alguno respecto a los estados de combinación de los átomos. Se dispone de datos para mostrar que los átomos de oxígeno del lado izquierdo de la ecuación [ii] no se asocian con grupos de fosfatos o silicatos, sino que están libres y provienen de óxidos básicos, de manera que los representa aproximadamente la basicidad de la escoria. Una escoria básica contiene un gran número de estos átomos de oxígeno libres, mientras que en una escoria ácida la mayoría de ellos están sujetos en cadenas de silicatos, etc.

La ecuación [ii] puede ilustrar varios aspectos importantes de la desulfuración que no son evidentes de inmediato. Aplicando la ley de masas en las condiciones de equilibrio, existe la siguiente relación aproximada a una determinada temperatura:



en la que los paréntesis cuadrados y los redondos significan las concentraciones en el metal y en la escoria, respectivamente, siendo K una constante de equilibrio. La misma ecuación puede disponerse de este modo:



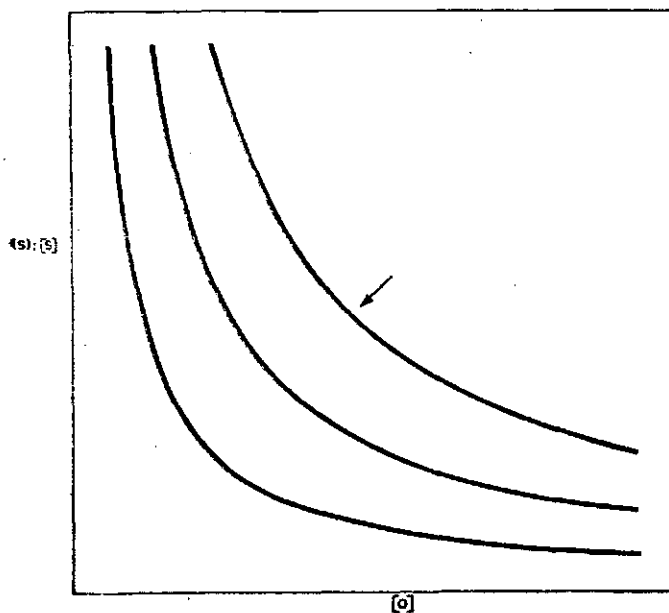
La relación (S) : [S] es una medida o módulo de desulfuración y debe procurarse que este módulo sea todo lo

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.AI-4.

alto posible. Para una determinada basicidad de escoria el lado derecho de la ecuación [iv] es constante y un registro gráfico de (S):[S] en relación con [O] ofrece la forma de la figura I. Esta figura ilustra el modo en que el aumento de basicidad desplaza la curva lejos de los ejes. La figura II muestra los datos que han sido tomados del informe de Chipman (6) observándose que los resultados experimentales apoyan la forma general de las curvas de la figura I.

Figura I

CURVAS DE ISO-BASICIDAD DE (S):[S] EN FUNCIÓN DE LAS CONDICIONES DE OXIDACIÓN MEDIDAS POR [O]



La flecha señala el incremento de la basicidad

De la forma de las curvas de las figuras I y II se deducen dos conclusiones muy importantes. Una es que, por bajo de ciertos estados de oxidación, medidos por [O] —la concentración del oxígeno en el metal fundido—, las pequeñas diferencias afectan muy marcadamente a la transferencia del azufre y son más importantes que la basicidad de la escoria. La otra conclusión es que con grandes valores de [O], las variaciones del mismo sólo tienen una influencia muy pequeña en la transferencia del azufre y la capacidad de desulfuración de una escoria está determinada principalmente por su basicidad.

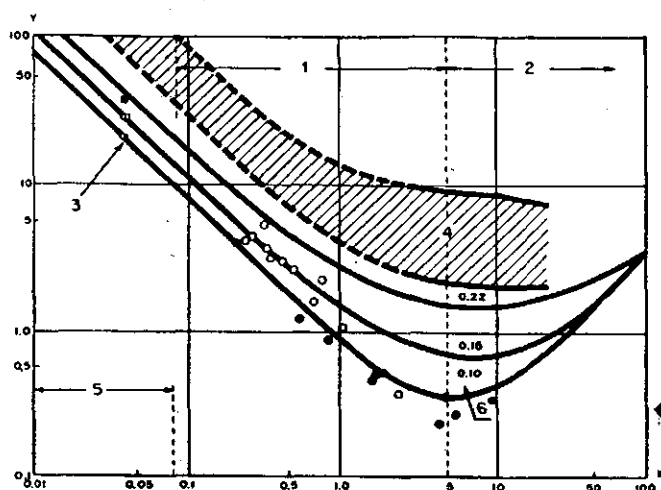
3. LA DESULFURACIÓN DENTRO DEL ALTO HORNO

Entre ciertos elementos de la industria del acero que no se ocupan específicamente del alto horno existe una tendencia a considerar este último como un "aparato" de pobre capacidad de desulfuración. Esta opinión proviene, sin duda, del hecho de que en la Gran Bretaña el hierro básico del alto horno suele contener más de 0,1 por ciento del azufre y necesita algún modo de desulfuración —tal como el del carbonato sódico— para que pueda llevarse a la acería. En la figura III se indican los contenidos de azufre de los hierros básicos que se producen en los altos hornos británicos. En realidad, el alto horno re-

Figura II

CAPACIDAD DE DESULFURACIÓN DE LAS ESCORIAS TAL COMO VARIA CON EL CONTENIDO DE ÓXIDO DE HIERRO

(Escala logarítmica)



- 1 — Escorias reductoras del horno eléctrico
- 2 — Escorias del horno de solera
- 3 — Tipos de alto horno
- 4 — Escorias del horno de solera
- 5 — Escorias de alto horno
- 6 — Las cifras representan CaO en exceso:

• — 0,08 a 0,14
 ○ — 0,15 a 0,18

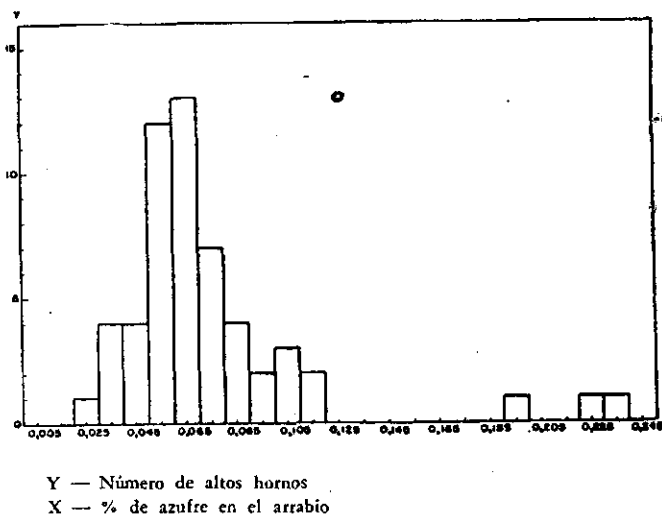
Y — Desulfuración corregida (% S)
 X — % (FeO)

sulta muy eficaz transfiriendo a la escoria el azufre que entra en la carga, se calcula (7) que aproximadamente el 95 por ciento de la carga de azufre se concentra de este modo. La cuestión sólo puede plantearse como consecuencia de transferencias elevadas de escoria a metal, valores

Figura III

CONTENIDO DE AZUFRE DEL HIERRO FABRICADO EN LOS ALTOS HORNOS BRITÁNICOS

(Escala natural)



Y — Número de altos hornos
 X — % de azufre en el arrabio

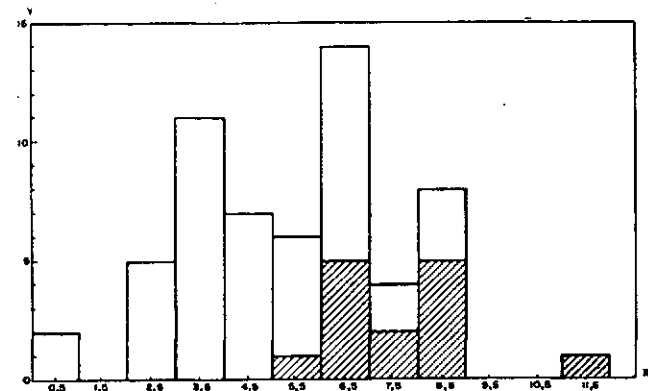
que son más altos que los que se pueden obtener por escorias muy básicas en los hornos eléctricos y en los hornos de solera. Hatch y Chipman (8) en experiencias de laboratorio en las que las escorias tipo de alto horno se equilibraban con hierro saturado de carbono que contenía azufre, han mostrado que son posibles transferencias de 200-300. La transferencia de las escorias del horno de solera es de aproximadamente 9, a pesar de su mucha mayor basicidad, lo que demuestra claramente la importancia del estado de oxidación en la desulfuración dentro del alto horno. Las condiciones de desulfuración del alto horno corresponden sin duda a las porciones casi verticales de las curvas de la figura I y, seguramente, la clave para mejorar la desulfuración radica en obtener condiciones mejores de reducción más que en aumentar la basicidad de la escoria. Sin embargo, hay que recordar que las condiciones altamente reductoras favorecen la reducción del silicio de la escoria, con el consiguiente aumento de silicio en el metal. Por lo tanto, debe procurarse aproximarse lo más posible al equilibrio respecto a la reacción del azufre; una baja viscosidad de la escoria lograda probablemente con la adición de MgO, ayudará en este sentido.

La figura IV muestra los niveles del contenido en magnesia de la escoria en un examen a través de la práctica de los hornos básicos británicos. Los efectos beneficiosos de la magnesia se conocen bien y muchos fabricantes británicos incorporan una proporción de dolomita en la carga para elevar el contenido en magnesia de la escoria.

Figura IV

CONTENIDO DE MAGNESIA DE LAS ESCORIAS DE ALTOS HORNOS BRITÁNICOS

(Escala natural)



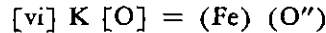
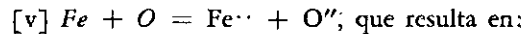
El sector achurado de las barras señala los hornos en que se emplearon adiciones de dolomita.

Y — Número de altos hornos
X — % magnesia en la escoria

De lo que se acaba de decir resulta naturalmente importante disponer de alguna medida respecto a las condiciones reductoras dentro del alto horno, en cuanto se relacionan con la desulfuración. Se ha sugerido (7) que el equilibrio del azufre se establece entre el metal y la escoria, pero que el estado de oxidación dentro de la última no corresponde con la que resulta del C y el CO presentes.

El método de medición de las condiciones reductoras para fines de desulfuración debe limitarse por esto al examen de la escoria y del metal. Un método que se reco-

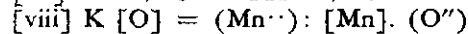
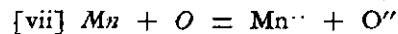
mienda por sí solo consiste en utilizar el contenido de hierro de la escoria que parecería suministrar una medida de [O], así:



De este modo, siempre que las escorias no varíen mucho en basicidad (O''), existe una relación simple entre el contenido de hierro ferroso de la escoria y el estado de oxidación (o reducción) del metal. Por desgracia esta guía simple, aparente, se enfrenta con muchas dificultades prácticas. Las muestras de la escoria del horno están contaminadas con hierro que no se presenta en la forma requerida por la ecuación (vi) y, aun cuando por tratamiento magnético pueda separarse hasta cierto grado el hierro metálico, los niveles bajos de (Fe^{..}) hacen el método casi inaplicable. Hatch y Chipman ((8) no lograron obtener una correlación entre los valores aparentes de (Fe^{..}) y las transferencias de azufre, lo que se cree debido a la imposibilidad de determinar con precisión (Fe^{..}).

La función del manganeso en relación con la desulfuración dentro del alto horno se interpreta muy imperfectamente. Conforme a consideraciones generales de orden químico, los iones de manganeso en la escoria deberían tender a estabilizar los iones de azufre por agrupamientos de tipo manganeso suelto; esto daría lugar a que la escoria mantuviera más iones de azufre en condiciones de equilibrio (en igualdad de las demás condiciones) y mostraría así una transferencia más elevada de azufre. Asimismo puede ser posible que una cierta parte del azufre se elimine por la formación del sulfuro de manganeso. Sin embargo, es difícil asegurar estas reacciones cuantitativamente, puesto que el manganeso tiene también que ejercer una cierta influencia estabilizadora sobre los iones de oxígeno, y tendería a impedir la desulfuración.

Se afirma a veces que un alto contenido de manganeso en el metal fundido logra una desulfuración eficaz, por la correlación incidental existente entre un alto contenido de manganeso en el metal y un bajo contenido de azufre. Sin embargo, es mucho más probable que esta correlación exista porque tanto la distribución del azufre como la del metal se rigen en gran medida por las condiciones oxidantes o reductoras que se dan en el horno. Así, la distribución del manganeso entre la escoria-metal, se da por:



de lo que se deduce que un bajo estado de oxidación (esto es, bajo valor de [O]) corresponde a una transferencia baja de manganeso entre la escoria y el metal, siempre que la basicidad de la escoria (O'') sea aproximadamente constante. En los hornos que reciben una carga constante de metal y escoria es evidente que un elevado contenido de manganeso en el metal corresponde a condiciones altamente reductoras que, como ya se ha indicado, conducen a una mejor desulfuración. Se sugiere por esto que el contenido de manganeso del metal —o, más estrictamente, la transferencia del manganeso de la escoria al metal— revela sobre todo el estado de oxidación, pero no ayuda en forma directa a la desulfuración. Un estudio interesante de Stukel y Cocubinsky (9) presenta datos experimentales de una investigación de laboratorio respecto a la distribución del manganeso entre la escoria y el metal en condiciones re-

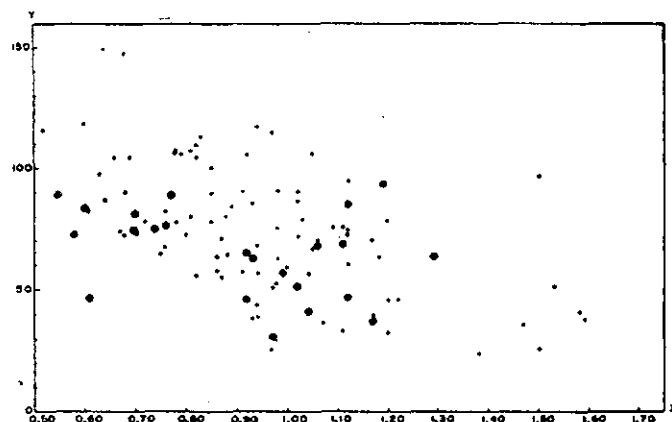
ductoras. Los resultados están de acuerdo en general con los de la ecuación [viii].

El diagrama de puntos de la figura V muestra las relaciones entre las transferencias de azufre y manganeso en la sangría de un alto horno en la fábrica Margam, de la

Figura V

RELACIONES ENTRE LAS TRANSFERENCIAS DE AZUFRE Y MANGANESO EN LA SANGRÍA DE UN ALTO HORNO EN LA FÁBRICA MARGAM DE LA STEEL COMPANY OF WALES (DATOS DE 1955-56)

(Escala natural)



Y — Módulo S% escoria/S% metal
X — Módulo Mn% escoria/Mn% metal

○ Funcionamiento normal
● Operación de alto manganeso

Steel Company of Wales. Los datos se seleccionaron al azar de los registros de funcionamiento del período 1955-56, e indican de manera muy significativa que las transferencias elevadas de azufre se asocian a bajos módulos (Mn) : [Mn]. De especial interés son los puntos (figura V), designados como "operaciones de alto manganeso", pues representan condiciones en que la carga de manganeso se aumentó de intento para fines experimentales. Los datos de la "operación de alto manganeso" muestran la misma relación entre las transferencias de azufre y manganeso y apoyan la sugerencia que se acaba de hacer, esto es, que una mejora en la desulfuración no resulta de un aumento de la carga de manganeso, sino que se relaciona con su transferencia, pues ambas dependen del estado de oxidación o reducción del horno.

La figura VI es interesante porque proporciona una indicación sobre el contenido de manganeso del hierro fabricado en los altos hornos británicos. Las arcas sombreadas representan altos hornos en los que de manera regular se incorpora a la carga una cierta proporción de manganeso.

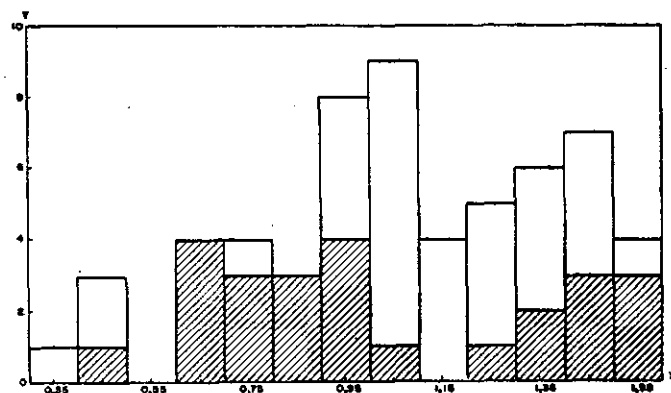
4. DESULFURACIÓN DEL METAL CALIENTE EN LA CUCHARA DE COLADA

Se pueden emplear varios métodos de desulfuración del metal caliente en la cuchara de colada, mediante el empleo de carbonato sódico y de carburo de calcio; especialmente con carbonato sódico (10), con el que se puede llegar por lo menos a una desulfuración del 50 por ciento. Estos métodos son de considerable beneficio para las acerías. Sin

Figura VI

CONTENIDO EN MANGANESO DEL HIERRO PRODUCIDO POR LOS ALTOS HORNOS BRITÁNICOS

(Escala natural)



El sector achurado de las barras señala los hornos en los que se cargó mineral de manganeso.

Y — Número de altos hornos
X — % manganeso en el arrabio

embargo, como dichos tratamientos serán objeto de informes especiales, sólo se hablará aquí de la desulfuración que tiene lugar en el metal durante su permanencia en la cuchara de colada antes de su traslado al mezclador o al horno de acero.

El arrabio sangrado del alto horno está contaminado de ordinario con escoria, pero ésta se separa pronto en la superficie del metal. En estas condiciones se produce muy poca agitación del baño, de modo que la escoria apenas si ejerce efecto —o no lo ejerce— sobre las modificaciones subsiguientes de la composición del metal. Sin embargo, hay tendencia al aumento del contenido de óxido de hierro en la escoria como resultado de la oxidación atmosférica, y esto anula toda la capacidad de la desulfuración que pudiera tener la escoria. Es posible que este efecto, unido al descenso de temperatura, pueda realmente causar una cierta transferencia de azufre de la escoria al metal. Sin embargo, a pesar de ello, algunas coladas pierden cantidades apreciables de azufre, y la realidad experimental sugiere que esto obedece a la presencia del manganeso.

Ya desde 1927, Herty y Gaines (11) hicieron conocer la acción desulfurante del manganeso en el hierro, mostrando que éste al contener azufre y manganeso podía, en ciertas condiciones, perder azufre debido a la precipitación de material rico en sulfuro de manganeso que flotaba en la superficie del metal. Debido a la gran afinidad del manganeso por el azufre y a la relativa insolubilidad del sulfuro de manganeso en el hierro líquido, sucede a veces que hay bastante manganeso y azufre para exceder el producto de solubilidad del sulfuro de manganeso. Como podría esperarse, el producto de solubilidad decrece con el descenso de la temperatura y, por consiguiente, aunque la separación del sulfuro de manganeso como tal puede no haberse producido en el alto horno, la temperatura (y de aquí el producto de solubilidad) del metal de la cuchara puede bajar bastante para lograr la desulfuración por la flotación del sulfuro de manganeso. Herty y Gaines (11) mostraron varias coladas del alto horno y después tomaron muestras del mismo metal, una o más horas antes de que fuera transferido al mezclador, a los hornos de acero o a la

fundición. El examen de los contenidos de manganeso y azufre mostró que el producto de solubilidad del sulfuro de manganeso en el metal caliente era aproximadamente de 0,07 a 1315° C. De este modo, si el producto de los porcentajes del manganeso y el azufre en el metal fundido excedían de 0,07, la separación del sulfuro de manganeso seguía produciéndose hasta que el producto de los porcentajes residuales del manganeso y del azufre fuera igual a 0,07. Si el producto inicial era menor de 0,07 no se podía esperar desulfuración alguna. La importancia de este mecanismo de desulfuración se aprecia cuando se observa que un hierro que contenga inicialmente 2 por ciento de manganeso y, por ejemplo, 0,07 de azufre, puede esperar a perder azufre por flotación del sulfuro de manganeso hasta que el análisis final quede por debajo de 2 por ciento de manganeso con 0,035 de azufre, esto es, lograr un 50 por ciento de desulfuración. Por supuesto, debe tenerse en cuenta que el azufre separado de este modo flota sobre la superficie del metal y hay que retirarlo por espumación antes de llevar el hierro al mezclador o al horno de acero. La introducción de una escoria rica en sulfuro de manganeso a una escoria de alta oxidación, como la del horno de acero, daría lugar, desde luego, a una reversión del azufre al metal y se perderían todas las ventajas obtenidas por la flotación del sulfuro de manganeso.

En la Appleby-Frodingham Steel Company se ha realizado un trabajo que confirma el efecto del contenido de hierro-manganeso en la desulfuración (12). A tal fin se tomaron muchas muestras de hierro de la cuchara a la llegada del mezclador y se compararon con las muestras regulares del alto horno. No se hicieron mediciones de variables, como el tiempo, la temperatura del metal, etc., pero los resultados mostraron que la desulfuración se produjo hasta que el producto del manganeso-azufre bajó a 0,07-0,075. (Véase el cuadro 1).

Cuadro 1

DESULFURACIÓN POR FLOTACIÓN DEL SÚLFURO DE MANGANESO

Margen del Mn (porcientos)	Número de ensayos	Azufre en el alto horno (porcientos en promedio)	Azufre en el mezclador (porcientos en promedio)	Mn × S = K en el mezclador
0,8—1,0	18	0,085	0,078	0,072
1,0—1,2	31	0,078	0,068	0,075
1,2—1,4	25	0,075	0,058	0,075

Después del trabajo de Herty y Gaines, se han hecho mediciones precisas (13) del producto de solubilidad del sulfuro de manganeso a varias temperaturas y en presencia de varios contenidos de metaloides. En consecuencia, es posible afirmar con aproximación razonable las ventajas que cabe obtener en la práctica con el aumento del contenido en manganeso del metal. Como se verá más adelante, esto se ha llevado a cabo con ocasión de la desulfuración en el mezclador.

5. DESULFURACIÓN EN EL MEZCLADOR

Antes de considerar la desulfuración en el mezclador, es necesario dividir los mezcladores en dos clases: activos e inactivos. Los activos son muy similares en forma y apariencia a los hornos de acero de solera y se caracterizan

porque sus paredes pueden acondicionarse. Es posible, por lo tanto, lograr una cantidad grande de afino incorporando escorias adecuadas y haciendo, si es necesario, adiciones sólidas de chatarra. En cambio, los mezcladores inactivos son generalmente de forma de tonel y no pueden emplearse para el tratamiento del hierro por escorias; las paredes no pueden acondicionarse ni se puede cargar chatarra. Este tipo de mezclador se usa principalmente para proporcionar una pared de metal fundido al baño y para igualar fluctuaciones en la calidad del hierro. Son éstos aspectos muy importantes, especialmente para el afino en convertidor.

a) Desulfuración en el mezclador activo

Las escorias de los mezcladores activos suelen contener varias proporciones de óxido de hierro, según la práctica que se haya adoptado para la formación de la escoria. De las figuras I y II se deduce que estas escorias nunca presentan la gran capacidad de retención de azufre típica de la escoria del alto horno. La mayoría de las prácticas empleadas en los mezcladores activos implican la carga frecuente de cal o de caliza y mineral, con el fin de eliminar el silicio y algo del fósforo, más bien que de desulfurar. Hace algunos años la British Iron and Steel Research Association realizó un examen crítico de los datos procedentes de siete mezcladores británicos, cuatro de ellos activos y tres inactivos. De los resultados informó uno de los autores de este trabajo a la 38ª Conferencia del acero de la B.I.S. R.A. y los referentes a la desulfuración se publicaron seguidamente (14). El cuadro 2 muestra el grado de desulfuración obtenido en los mezcladores en varias semanas de funcionamiento. Se observará que la práctica del mezclador activo, en que se adiciona mineral, no conduce a una desulfuración apreciable, y esto se debe sin duda a una oxidación relativamente alta. El mezclador número 4 representa una práctica no habitual, en que sólo se adiciona cal, siendo interesante observar que esto conduce a una desulfuración de aproximadamente 46 por ciento, lo que contrasta en forma marcada con los resultados de los mezcladores números 1, 2 y 3. Desde luego, debe considerarse que la adición de mineral, aunque causa una baja desulfuración, lleva a una intensa eliminación de silicio y a cierta defosforación; añadiendo solamente cal, no se produce más que desulfuración. En la realidad se ha deducido, en general, que la práctica del mezclador activo debe tratar de lograr una desulfuración o una desiliciación con algo de defosforación, puesto que las condiciones para conseguir lo primero son contrarias a las que necesitan las escorias oxidantes, como requiere lo segundo.

b) Desulfuración en el mezclador inactivo

Como ya se indicó, no se hace esfuerzo alguno para el afino por la escoria; toda escoria presente es consecuencia de la oxidación atmosférica de los metaloides y del hierro o de la separación de la escoria del alto horno. Las escorias de este origen son de naturaleza evidentemente ácida y, por contener varios porcentajes de óxido de hierro, no son útiles para la desulfuración. Como los mezcladores inactivos están generalmente revestidos de magnesita, es práctica común adicionar incidentalmente unas paladas de cal para impedir que la escoria quede muy ácida. Sin embargo, esto no incrementa el poder de afino de la escoria y se acepta generalmente que la única eliminación apreciable que puede producirse en un mezclador inactivo se obtiene por flota-

DESULFURACIÓN EN LOS MEZCLADORES

Mezclador Nº	Tipo	Promedio ponderado de S (porcientos)		Rendimien- to de desul- furación	Producto ponderado de Mn X S (porcientos)	Producto de solubili- dad (porcien- tos)	Observaciones
		Entrada	Salida				
1	A	0,053	0,047	11,3	0,039	0,105	Cal y mineral agregados
2	A	0,090	0,083	7,8	0,086	0,113	Cal y mineral agregados
3	A	0,084	0,077	8,3	0,081	0,097	Cal y mineral agregados
4	A	0,048	0,026	45,8	0,059	0,170	Cal solamente
5	I	0,067	0,063	6,0	0,053	0,056	Pequeña cantidad de cal
6	I	0,070	0,069	1,4	0,055	0,095	No se agregaron óxidos
7	I	0,116	0,086	25,9	0,084	0,045	Contenido de la escoria en Na ₂ O

ción de sulfuro de manganeso. El cuadro 2 muestra los productos de solubilidad del sulfuro de manganeso para las varias temperaturas de funcionamiento de los mezcladores enumerados. De lo dicho resulta evidente que ninguno de los mezcladores activos, como tampoco el inactivo número 6, se benefician de la flotación del sulfuro de manganeso. Sin embargo, los mezcladores inactivos 5 y 7 —especialmente el último— muestran cierto grado de desulfuración que parece ser el resultado de la formación del sulfuro de manganeso. Mientras que el producto del manganeso-azufre del número 5 es ligeramente menor que el producto de la solubilidad, este último variará con las fluctuaciones de la temperatura del mezclador y puede presentarse eventualmente cierto grado de flotación. No es dudoso que pueda producirse flotación en el número 7, lo que da lugar a una desulfuración del 26 por ciento. En justicia debe observarse que la escoria del número 7 contenía algún porcentaje de Na₂O, arrastrado de un tratamiento de carbonato sódico del metal, previo al traslado al mezclador, y esto puede haber ocasionado un ligero aumento en la capacidad de desulfuración de la escoria.

AGRADECIMIENTOS

Los autores, deben singular agradecimiento al señor W. F. Cartwright, al Dr. L. Reeve y al Dr. Rudolf Graef por el suministro de los datos de funcionamiento; al Blast Furnace Committee de la

B.I.S.R.A., cuyo informe de 1956 han utilizado ampliamente, y asimismo a sus jefes y colegas por su estímulo y comentarios.

BIBLIOGRAFÍA

- (1) H. Schenck, *The Physical Chemistry of Steelmaking*. B.I. S.R.A., 1945.
- (2) *A General Discussion of the Physical Chemistry of Processes Metallurgy*. Faraday Society, 1948.
- (3) S. W. Sherman, H. I. Elvander y J. Chipman, *Transactions of American Institute of Mining and Metallurgical Engineers*, 1950, vol. 188 p. 33.
- (4) M. G. Fontana y J. Chipman, *Transactions of American Society of Metals*, 1936, vol. 24, p. 313.
- (5) F. D. Richardson y C. J. B. Fincham, *Journal of the Iron and Steel Institute*, septiembre 1954, vol. 178, p. 4.
- (6) J. Chipman, *Met. Progr.*, diciembre 1952, p. 97.
- (7) *Joint Metallurgical Societies Meeting in Europe*, 1955. Sesiones técnicas de Londres. (Actas en prensa.)
- (8) G. G. Hatch y J. Chipman, *Metallurgy Transactions*, abril 1949, p. 274.
- (9) J. E. Stukel y J. Cocubinsky, *Journal of Metallurgy*, marzo 1954, p. 353.
- (10) C. E. A. Shanahan, *Iron & Steel*, enero 1956, p. 9.
- (11) C. H. Herty, Jr. y J. M. Gaines, Jr., *Transactions of American Institute of Mining and Metallurgical Engineers*, 1927, vol. 75, p. 434.
- (12) A. Jackson, *Journal of the Iron and Steel Institute*, octubre 1952, vol. 172, p. 184.
- (13) W. Olsen, *Naturforschung und Medizin in Deutschland*, 1939-1946, vol. 27, parte 5, p. 212.
- (14) C. E. A. Shanahan, *Iron Age*, 17 julio 1952, p. 136.

La desulfuración del arrabio por medio de carbonato de sodio*

por P. COHEUR

I. INTRODUCCIÓN

Los lechos de fusión con que se encuentran los técnicos siderúrgicos europeos en sus altos hornos ofrecen concentraciones de azufre bastante importantes —del orden de 0,25 a 0,50 por ciento— que en su mayor parte proceden del coque (80 por ciento).

Si bien la marcha básica del horno a la que generalmente se recurre (índice $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = 1,35$ a 1,60 permite en la actualidad obtener sin mucha dificultad arrabios con 0,050 a 0,120 de azufre, parece que en un futuro más o menos próximo tendrán que tratarse cada vez más minerales silíceos, y ello dará lugar al aumento de azufre en el arrabio.

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF.4/LAI-1.

Por otra parte, de experiencias recientes efectuadas en Bélgica y Luxemburgo no parece deducirse que haya gran interés, cuando ha de elaborarse el acero por la vía neumática, en convertir arrabios que tengan más del medio por ciento de manganeso.

Desde este punto de vista se puede rebajar la cantidad de mineral de manganeso del lecho de fusión, lo que disminuye el precio de costo, pero esto presenta el inconveniente de aumentar el azufre del arrabio. Por lo tanto resulta necesario proceder a una desulfuración, partiendo de niveles de azufre más elevados.

Se trata, pues, de un problema esencialmente económico. Aunque su solución depende de modo directo de las circunstancias locales a que se enfrenta el técnico siderúrgico, los elementos básicos del problema radican en las posibilidades que en general ofrecen los sistemas de desulfuración.

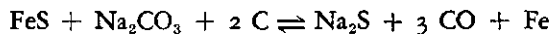
Entre ellos, el del carbonato sódico ocupa un lugar im-

portante, que se examinará desde los puntos de vista teórico, práctico y económico, de acuerdo con las condiciones señaladas por la Comisión Económica para América Latina, a saber: azufre inicial = 0,100 a 0,300 por ciento, y azufre después del tratamiento = aproximadamente a 0,050 por ciento.

2. CONSIDERACIONES TEÓRICAS

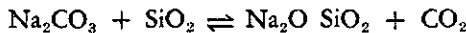
Desde hace más de un cuarto de siglo, numerosos investigadores de diversas escuelas y centros de investigación estudian la desulfuración de las aleaciones ferrosas y en particular la del arrabio. En realidad, la cuestión es compleja y las teorías formuladas, si bien explican cualitativamente los fenómenos, no han llegado todavía a una precisión cuantitativa.

a) Sin entrar en detalles, que no corresponderían a este trabajo, se puede representar la desulfuración, en relación con las teorías de la termoquímica clásica, por la siguiente ecuación fundamental:



que es endotérmica y que se produce en la escoria.

Además de esta ecuación primaria se producen una serie de reacciones secundarias que ejercen una influencia favorable o desfavorable sobre las operaciones y sobre los resultados que buscan los técnicos siderúrgicos. Se citará primero la reacción

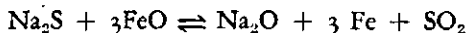


que da lugar a la neutralización de una cierta cantidad de carbonato sódico.

Se deduce de ella que todas las fuentes de producción de SiO_2 (escoria del alto horno, oxidación del silicio del arrabio, abrasión o disolución del revestimiento ácido de las cucharas, etc.) pueden disminuir el poder desulfurante del carbonato.

Por otra parte, en determinadas condiciones —indicadas por Korber y Oelsen (1)—, una cierta cantidad de carbonato sódico origina sodio metálico, que se volatiliza en parte y no interviene en la desulfuración.

Por el contrario, una cierta fracción del sulfuro sódico que se forma con arreglo a la reacción fundamental (0, eventualmente, otro sulfuro que contenga la escoria) puede oxidarse y dar lugar a óxido de sodio y a anhídrido sulfuroso, conforme a la reacción:



b) Con independencia de las reacciones termoquímicas que se acaban de considerar, que son las que se producen en la escoria, conviene tener en cuenta la cinética de las reacciones y la transferencia del azufre a través del frente de contacto entre la escoria y el baño metálico.

Si se admite —como Lo Ching-Chang y K. L. Goldman (2)— que el enriquecimiento de la escoria en azufre obedece a una ley cinética de primer orden y si, por otra parte, se supone que la velocidad de paso del azufre de la fase metálica a la escoria es proporcional a la concentración de azufre C_m del metal e, inversamente, la velocidad de paso en la dirección opuesta es proporcional a la concentración de azufre en la escoria C_s , la velocidad resultante $\frac{dW}{dt}$ se regirá por la relación siguiente:

$$\frac{dW}{dt} = A (K_m C_m - K_s C_s)$$

El coeficiente K_s de transferencia del azufre de la escoria al metal es prácticamente independiente de la composición de la escoria. El coeficiente K_m de transferencia del metal a la escoria es, por el contrario, muy sensible al índice de basicidad de la escoria; aumenta muy rápidamente con la

$$\text{relación } \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} \text{ ó } \frac{\text{Na}_2\text{O}}{\text{SiO}_2}$$

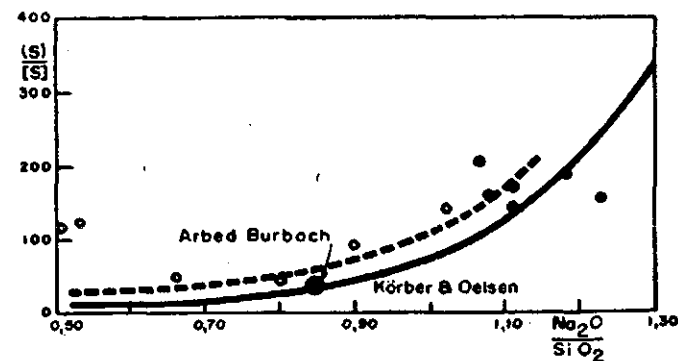
De lo anterior resulta que la cinética de las reacciones, como era de esperar, es también muy sensible a la composición de la escoria y a su índice de basicidad en particular. (Véase la figura I.) Dicho de otro modo, con independencia de la ecuación fundamental de desulfuración que se ha recordado —que indica la cantidad de azufre, transformada en sulfuros sódicos—, también hay que tomar en consideración la cantidad de azufre disuelto que la escoria puede contener, en la forma de Na_2S , o de otro sulfuro, como el FeS y el MnS , de la que da la medida el coeficiente de transferencia K .

Figura I

VARIACIÓN DEL COEFICIENTE DE TRANSFERENCIA K EN FUNCIÓN DEL ÍNDICE

$$\frac{\text{Na}_2\text{O}}{\text{SiO}_2}$$

(Escala natural)



La curva de trazo lleno resulta de los ensayos hechos en laboratorios por Korber y Oelsen a partir de un arrabio con azufre inicial de 0,44 por ciento. La curva de línea interrumpida se refiere a la práctica industrial con azufre inicial, en el arrabio, de 0,100 a 0,250.

• Arbed Esch
o Acerías inglesas (4)

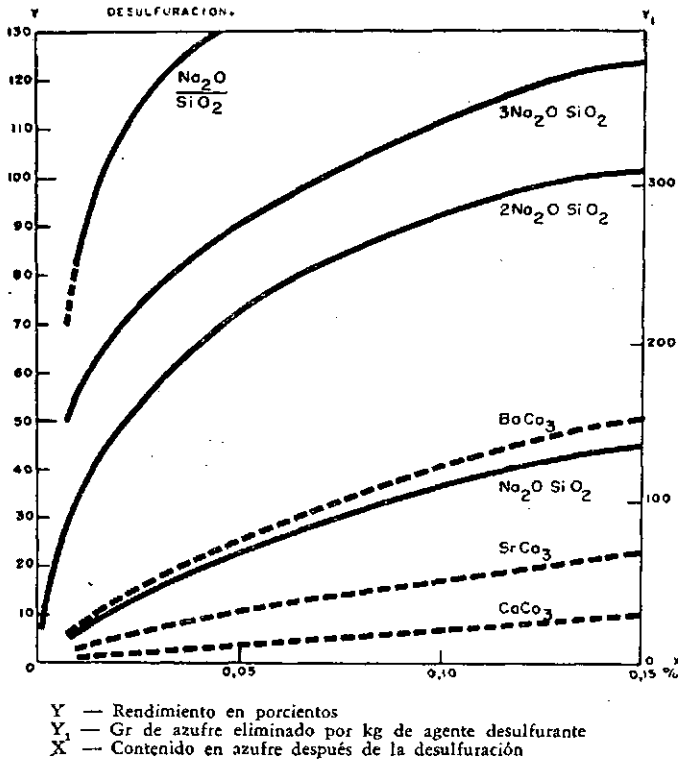
De este modo, si bien la ecuación fundamental estioqueométrica indica que un kilogramo de carbonato sódico puede eliminar como máximo 302 gramos de azufre en forma de sulfuro sódico, la realidad es que, experimental o industrialmente, se obtiene una cantidad en general inferior, que depende en forma directa del índice de basicidad de la escoria, así como del contenido inicial y final de azufre del arrabio.

Esto es lo que muestra el haz de curvas de la figura II, que dan el rendimiento del carbonato sódico en función del índice de basicidad de la escoria y del azufre final. Debe precisarse que este haz de curvas se obtuvo en el laboratorio por Korber y Oelsen, y que la cantidad de carbonato sódico utilizada fue del orden del 10 por ciento, en peso, con relación al baño metálico.

Figura II

VARIACIÓN DEL RENDIMIENTO DEL CARBONATO SÓDICO EN FUNCIÓN DEL AZUFRE DESPUÉS DEL TRATAMIENTO Y DEL ÍNDICE $\frac{Na_2O}{SiO_2}$ (RESULTADOS EXPERIMENTALES DE KÖRBER Y OELSEN)

(Escala natural)



En la figura II se indican igualmente las curvas características relativas al carbonato de bario, al de estroncio y al de calcio —según los mismos autores—, lo que no tiene más objeto que hacer destacar el gran poder desulfurante del carbonato sódico.

c) Por último, con independencia de los factores que se acaban de examinar, conviene tener en cuenta también las velocidades de difusión del azufre en la escoria y en el metal, así como las características físicas del frente de contacto metal/escoria, cuya influencia sobre la desulfuración no es fácil medir y apreciar.

Parece ser que el coeficiente de difusión del azufre resulta bajo en valor absoluto; relativamente es de 10 a 100 veces más elevado en el metal que en la escoria. En consecuencia, y por principio, conviene renovar con la mayor frecuencia posible el contacto entre el metal y la escoria.

3. APLICACIONES INDUSTRIALES

a) Tratamiento único en la cuchara ordinaria

Los técnicos siderúrgicos han prescrito numerosas fórmulas para el empleo del carbonato sódico; la más usual y sencilla consiste en colar el arrabio, de preferencia el procedente del mezclador, en una cuchara de revestimiento ácido que contiene carbonato sódico sólido.² La escoria se forma rápidamente durante la colada; el desarrollo de las reacciones se puede observar por una turbulencia bastante activa. Unos instantes después de la colada, el baño se calma y las reacciones parecen detenerse.

Después de un cierto tiempo, variable de una fábrica a otra y que no parece tener influencia sobre la desulfuración, la escoria sódica se separa de la cuchara con un rable. Su composición (véase el cuadro 1) depende notablemente de la cantidad de carbonato sódico utilizada y de la cantidad de escoria de alto horno o de mezclador que arrastró el arrabio. Cabe observar que, en general, después de la extracción de la cuchara, la escoria contiene una cierta cantidad de hierro metálico que se puede valorar entre 0,5 y 1 por ciento del tonelaje de arrabio tratado.

i) La cantidad de carbonato sódico utilizada depende del contenido inicial del arrabio en azufre y del contenido final que se desea alcanzar después del tratamiento.

La figura III expresa la relación entre el rendimiento del carbonato sódico y el azufre inicial del arrabio. La banda rayada de la figura se refiere a los resultados industriales de una decena de acerías de Bélgica y Luxemburgo e indica que, con azufre inicial comprendido entre 0,050 y 0,150 por ciento, la adición de 5,5 a 6 kilogramos de carbonato sódico por tonelada permite alcanzar, después del tratamiento, un azufre comprendido entre 0,035 y 0,060 por ciento. (Véase el cuadro 2, y la figura IV.) Se comprueba, además, que la cantidad de azufre eliminada por cada kilogramo de carbonato sódico, es decir, su rendimiento, aumenta con el contenido inicial de azufre. Simultáneamente, la desulfuración pasa de 30 a 60 por ciento.

Para contenidos iniciales de azufre superiores a 0,150-0,200 por ciento, la desulfuración alcanza aproximadamente el 60 por ciento y raramente pasa del 70. Como ejemplo, en los cuadros 3 y 4 se encontrarán los resultados hallados por W. Lennings (3) para mezclas de carbonato sódico y castina y por T. P. Colclough para carbonato sódico o mezclas de carbonato sódico, castina y espato flúor.

La figura V hace destacar la influencia que sobre su ren-

² El tratamiento del arrabio procedente del mezclador es más favorable que el de salida del alto horno, pues la temperatura y la composición de aquél son más regulares. Se evita, además, el ataque del refractario ácido del mezclador por la escoria sódica que se vierte con el arrabio y que no se puede eliminar completamente con las cucharas ordinarias.

Cuadro 1

	CaO %	MgO %	Al ₂ O ₃ %	SiO ₂ %	Fe %	Mn %	S %	Na ₂ O %	$\frac{Na_2O}{SiO_2}$
1. Escoria de alto horno									
Inglaterra ⁴	30/40	3/8	15/23	30/40	0,5/1	0,5/2	1/3	—	—
Bélgica-Luxemburgo	45/50	4/7	12/20	30/35	0,5/1	0,5/2	1/2	—	—
2. Escoria de mezclador	30	3	6	35	6	10	1,5	—	—
3. Escoria sódica	1/15	1/6	1/6	21/30	2/10	2/8	1/8	15/40	0,5/1,5

Cuadro 2

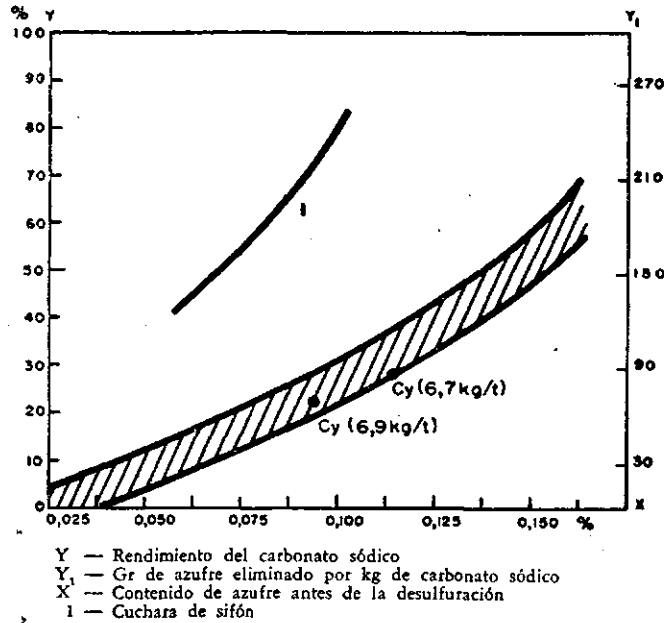
Azufre inicial %	Azufre final %	g de azufre por kg de Na_2CO_3	Rendimiento %	Grado de desulfuración %
0,050	0,035	25	8,5	30
0,075	0,045	50	17	40
0,100	0,053	80	26	47
0,125	0,057	120	40	54
0,150	0,059	160	53	60

dimiento tiene la cantidad de carbonato sódico utilizada en el tratamiento. Las dos bandas del gráfico se refieren al resultado obtenido en varias acerías de Bélgica y Luxemburgo partiendo de dos niveles iniciales de azufre. Este diagrama, junto a los resultados precedentes (véanse de nuevo las figuras II y III y los cuadros 2, 3 y 4), indica que, si se trata de economizar carbonato sódico, resulta más interesante, a fin de llegar a un azufre final relativamente bajo, proceder a dos o más tratamientos sucesivos utilizando pe-

Figura III

VARIACIÓN DEL RENDIMIENTO DEL CARBONATO EN FUNCIÓN DEL AZUFRE INICIAL

(Tratamiento en cuchara ordinaria; cantidad de Na_2O utilizada: 5,5 a 6 kg por tonelada de arrabio con 0,30 a 0,85 % de manganeso y 0,25 a 0,45 % de silicio. Tratamiento en cuchara de sifón: 1,5 a 2 kg por tonelada de arrabio; manganeso: 0,55 a 0,65 %; silicio: 0,45 a 0,55 %).



queñas cantidades de carbonato sódico, en vez de recurrir a una sola operación que requiera gran cantidad de carbonato sódico.

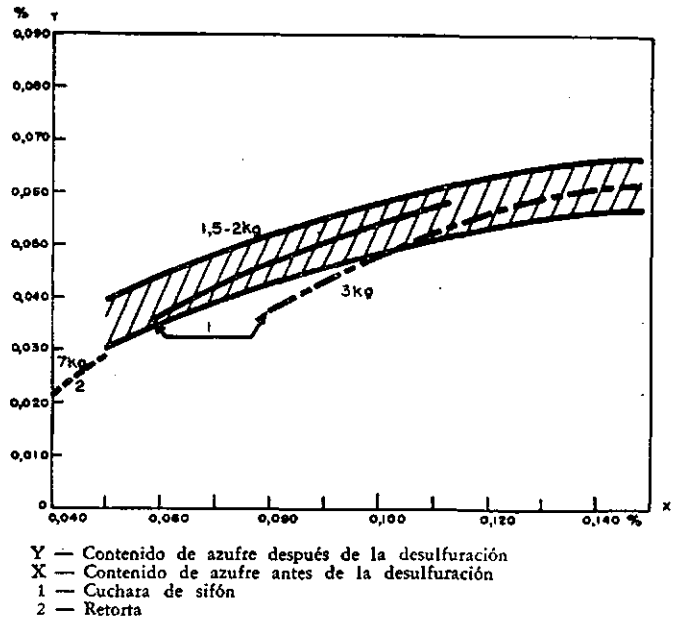
Por otra parte, las figuras también indican que el rendimiento del carbonato sódico en tal forma es inferior al que se obtiene en los laboratorios de investigación utilizando solamente carbonato sódico. Esto obedece, principalmente, a que la escoria de alto horno o de mezclador, arrastrada por el arrabio, por un lado neutraliza cierta cantidad de carbonato sódico y por otro actúa sobre el coeficiente de transferencia "K" reduciendo el índice de basicidad de la escoria sódica. Para fijar las ideas, debe observarse que en el caso de las fábricas de Bélgica y Luxemburgo, el índice de la escoria sódica es próximo a la unidad, lo que corresponde a un coeficiente de transferencia del orden de 60/160. (Véase de nuevo la figura I.)

Resulta por lo tanto que, en igualdad de condiciones, cada kilogramo de escoria podría eliminar de 30 a 80 gramos de azufre para llegar a un azufre final de 0,050 por ciento. En cuanto a las reacciones secundarias indicadas antes y que se producen al mismo tiempo que la reacción fundamental de la desulfuración, es muy difícil apreciar

Figura IV

RELACIÓN ENTRE EL AZUFRE INICIAL Y EL AZUFRE FINAL PARA UNA MISMA ADICIÓN DE CARBONATO SÓDICO. CUCHARA ORDINARIA: 5,5 a 6 KG POR TONELADA; CUCHARA DE SIFÓN: 1,5 A 2 KG POR TONELADA Y 3 KG POR TONELADA

(Escala natural)



Cuadro 3

Mezcla Carbonato sódico + Castina kg por tonelada de arrabio	Azufre inicial %	Azufre final %	g de azufre/kg de Na_2CO_3	Rendimiento %	Grado de desulfuración %
14,2	0,244	0,081	115	38	67
21,1	0,306	0,091	102	34	70
26,1	0,332	0,096	91	30	68

Cuadro 4

Azufre inicial %	Azufre final %	Grado de desulfuración %	g de azufre/kg de Na_2CO_3	g de azufre/kg de $\text{Na}_2\text{O} + \text{CaCO}_3$
0,076	0,052	32	48	13
0,160	0,040	75	234	64
0,220	0,098	55	243	66
0,364	0,162	55	441	120
0,416	0,194	53	414	113
0,473	0,192	59	596	162
0,662	0,288	56	787	214

Adición de 23 a 25 Kg por tonelada de arrabio de una mezcla que contiene:

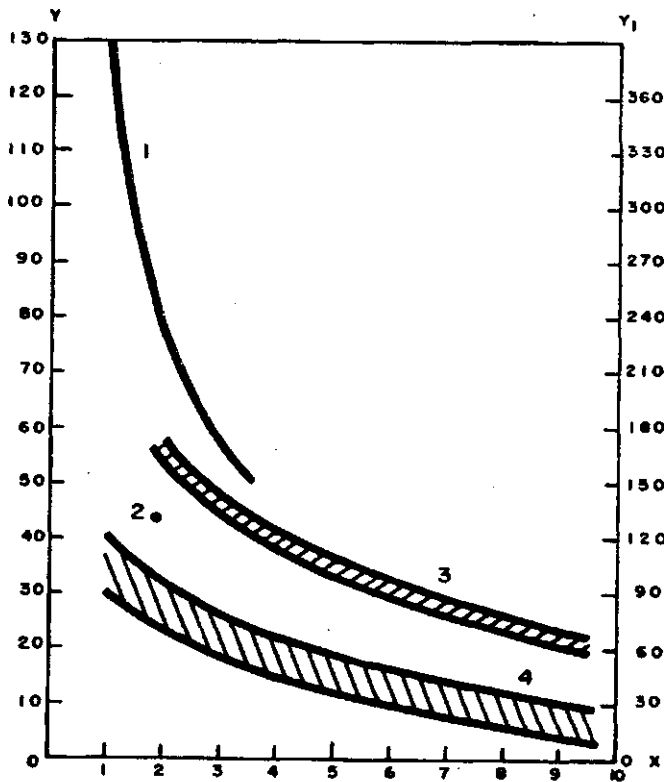
22 por ciento de Na_2CO_3
 22 por ciento de CaF_2
 56 por ciento de CaCO_3

su importancia. No es fácil, en efecto, medir el peso final de la escoria y conocer con la precisión necesaria el análisis promedio del metal y de la escoria. Shanahan (4), por ejemplo, estima que para los tratamientos que él ha estudiado la cantidad de Na_2O que se volatiliza es, en promedio, del orden del 20 por ciento de la cantidad introducida. La proporción de azufre que se volatiliza en forma

Figura V

VARIACIÓN DEL RENDIMIENTO DEL CARBONATO SÓDICO EN FUNCIÓN DE LA CANTIDAD UTILIZADA Y DEL AZUFRE INICIAL

(Escala natural)



Y — Rendimiento del carbonato sódico
 Y₁ — Gr de azufre eliminado por kg de carbonato sódico
 X — Adición de carbonato sódico en kg por tonelada de arrabio
 1 — Cuchara de sifón: azufre inicial 0,100%
 2 — Cuchara de sifón: azufre inicial 0,060%
 3 — Azufre inicial 0,100%
 4 — Azufre inicial 0,060%

de SO_2 es del orden del 10 por ciento del azufre inicial contenido en el sistema.

ii) Por otra parte, las variaciones consideradas (véanse las figuras III y V) en el rendimiento del carbonato sódico indican que en general el tratamiento simple referido no agota el poder desulfurante del carbonato sódico. Esto resulta directamente del bajo valor del coeficiente de difusión del azufre. Para remediar esto, y cuando hay que recurrir a adiciones importantes, interesa efectuar un batido energético de la escoria con el metal.

A tal fin, en vez de colocar el carbonato sódico en el fondo de la cuchara antes de la colada, puede agregarse paulatinamente o —lo que es mejor— inyectarlo en el arrabio en el instante de la colada.

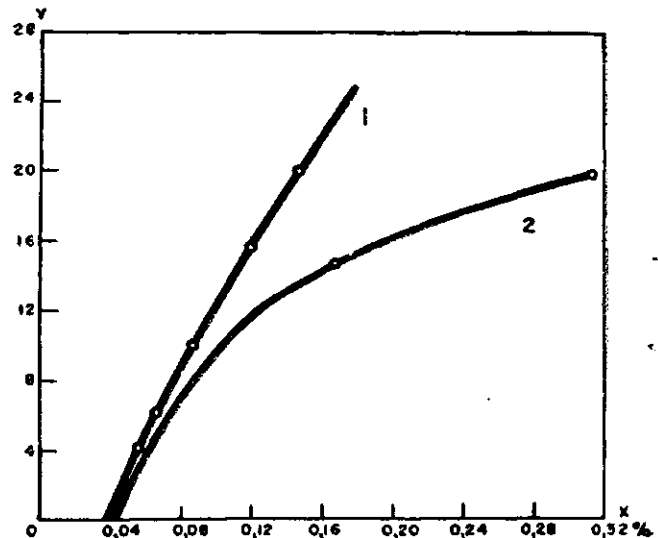
Decker (5) ha experimentado en Bélgica y Luxemburgo otro sistema que consiste en batir la escoria y el metal en la misma cuchara valiéndose de una corriente de nitrógeno. Con esto ha podido observar un cierto aumento del poder desulfurante del carbonato sódico, tanto más marcado cuanto más elevado era el contenido inicial del arrabio en azufre. El medio más utilizado consiste en batir la escoria y el arrabio por el transvase de una cuchara a otra. Mediante este batido se obtienen resultados tanto más favorables cuanto más elevado sea el contenido inicial de azufre o la cantidad de carbonato sódico que se utiliza (6). (Véase la figura VI.) Obsérvese, sin embargo, que la venta de este tratamiento se contrarresta notablemente por un consumo mayor de refractarios, una pérdida de tiempo más considerable y un mayor descenso de temperatura del arrabio.

iii) Theisen (7) ha calculado que, teóricamente, cada kilogramo de carbonato sódico por tonelada de arrabio debía conducir a una disminución de 4°C en la temperatura del arrabio, siempre que fuese completa la reacción fundamental de la desulfuración.

Figura VI

RELACION ENTRE EL AZUFRE INICIAL Y LA CANTIDAD NECESARIA DE CARBONATO SÓDICO PARA OBTENER UN AZUFRE FINAL DE 0,040 POR CIENTO (SENFTER)

(Escala natural)



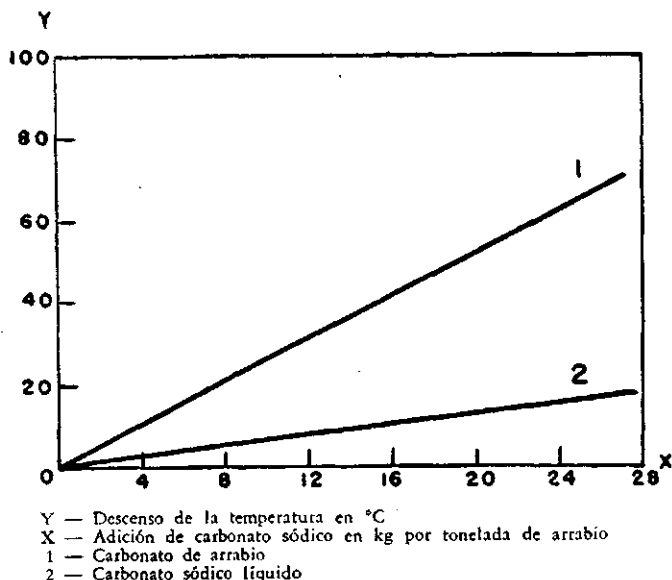
Y — Adición de carbonato sódico en kg por tonelada
 X — Azufre inicial
 1 — Sin transvase
 2 — Con transvase

En la práctica la cifra oscila entre 1 y 2 grados. Con adiciones del orden de 5,5 a 6 kilogramos, el descenso de temperatura debido al tratamiento con carbonato sódico sólo alcanza 1,5° por kilogramo, a lo que hay que añadir el enfriamiento natural del arrabio en la cuchara, que es de 1° por minuto. De este modo, resulta que para cucharas de 20 toneladas, con 5,5 a 6 kilogramos de carbonato sódico, el descenso total de temperatura es del orden de 30 a 40 grados. Cuando la cantidad de carbonato sódico —o de mezcla a base de carbonato sódico— necesaria para las operaciones de desulfuración es importante, puede haber cierto interés en efectuar las adiciones en forma líquida (véase la figura VII); pero estas adiciones necesitan instalaciones especiales de descarga y de fusión, cuya conservación puede contrarrestar el beneficio que podría obtenerse, que depende esencialmente de las circunstancias.

Figura VII

DISMINUCIÓN DE LA TEMPERATURA DEL ARRABIO EN FUNCIÓN DE LA CANTIDAD DE CARBONATO SÓDICO SÓLIDO O LÍQUIDO (SENFETER)

(Escala natural)



Obsérvese, en fin, que el transvase de una cuchara a otra, a que se aludió antes, suele provocar un descenso suplementario de temperatura del orden de 30 a 40 grados (para unas 20 toneladas de arrabio).

iv) Las escorias sódicas son muy corrosivas a la temperatura del arrabio líquido, en relación con el revestimiento de las cucharas. Esta acción puede aminorarse, en cierta medida, por una selección razonable de los refractarios utilizados. Sin embargo, la duración de las cucharas se reduce generalmente a la mitad (500 coladas en lugar de 1.000, para cucharas de revestimiento ácido de 20 toneladas) en tratamientos con carbonato sódico de 5,5 a 6 kilogramos de Na_2CO_3 por tonelada de arrabio.

Desde el punto de vista de la desulfuración, las cucharas de revestimiento básico (apisonado dolomítico o ladrillos de magnesita) son teóricamente preferibles a las de revestimiento ácido (arena refractaria o ladrillo aluminoso), puesto que conviene eliminar al máximo las fuentes de producción de SiO_2 .

De hecho, el rendimiento del carbonato sódico puede mejorarse en un 10 a 20 por ciento utilizando las cucharas de revestimiento básico. Por desgracia, estas cucharas, a pesar de su duración (aproximadamente 2 veces mayor), ofrecen el inconveniente de ser más costosas que las otras y de producir más fácilmente fondos de cuchara si su empleo no es regular e intensivo.

Por todo esto, sólo las circunstancias locales pueden determinar la selección.

v) Con independencia de su acción desulfurante, el carbonato sódico reacciona también con el silicio y el manganeso del arrabio. Esta reacción es tanto más importante cuanto más importante sea la cantidad de carbonato sódico que se añada.

Prácticamente, la concentración en silicio disminuye de 0,01 a 0,03 por ciento y la de manganeso de 0,005 a 0,01 por ciento, por kilogramo de Na_2CO_3 adicionado a la tonelada de arrabio.

El contenido en carbono y fósforo no se afecta por el tratamiento. Para terminar, debe observarse que el manganeso del arrabio, cuando pasa a la escoria, puede influir favorablemente en la desulfuración. Su efecto sería interesante, sobre todo, en el sector de las concentraciones bajas en manganeso de los arrabios.

b) Tratamiento doble

Antes se dijo que para reducir el consumo de carbonato sódico convenía recurrir a dos o varios tratamientos sucesivos.

Un procedimiento muy simple consiste en efectuar un primer tratamiento por carbonato sódico en la cuchara de colada del alto horno y un segundo tratamiento en la cuchara utilizada para el transporte del arrabio del mezclador a la acería.

Este medio, que se utiliza en muchas fábricas, es muy práctico pues no provoca descenso suplementario de temperatura como sucede con el transvase. Se emplea con el mayor éxito en las fábricas de Corby de la *Stewarts and Lloyds*, en la forma que se indica a continuación.

El arrabio procedente del alto horno se desulfura en la cuchara de revestimiento ácido que sirve para el transporte del arrabio (50 toneladas, ladrillos de 40 por ciento de Al_2O_3), con una mezcla por tonelada de arrabio de 4,5 kilogramos de Na_2CO_3 , 3,2 kilogramos de CaO y 4 kilogramos de escoria sódica, procedente de la segunda fase del procedimiento. Por medio de este tratamiento, el azufre inicial, de 0,235 a 0,260 por ciento, se reduce a 0,121/0,127 por ciento.

En la segunda etapa, el arrabio procedente del mezclador, que ha perdido en él del 10 al 20 por ciento de azufre, se desulfura en la cuchara de revestimiento ácido del transporte (30 toneladas, ladrillos de 32 por ciento de Al_2O_3), por medio de 6,7 kilogramos de soda por tonelada de fundición. El azufre se reduce de 0,095/0,116 a 0,049/0,055. (Como información, los valores de Corby se indican en la figura III.)

Gracias a este doble tratamiento, el rendimiento en carbonato sódico es muy elevado (69 por ciento) y se puede bajar el contenido en azufre de 0,235/0,260 por ciento a 0,049/0,055 por ciento, sólo con 11,2 kilogramos de carbonato sódico.

Otro medio consiste en efectuar el primer tratamiento en la cuchara del mezclador y el segundo en la misma reorta. Se ha experimentado este sistema en una acería belga

soplado nitrógeno en la retorta durante medio minuto. La cantidad de carbonato sódico que se añadió en la retorta era de 7 kilogramos por tonelada y la desulfuración que se obtuvo fue del orden del 45 por ciento para un azufre inicial de 0,040/0,050 por ciento. (Véase figura IV.)

Simultáneamente, Grosjean (8) emprendía un amplio estudio basado en el mismo principio pero soplando aire en lugar de nitrógeno. Los resultados que se obtuvieron de un modo y otro fueron parecidos. La dificultad del procedimiento estriba en la separación de la escoria sódica, que de no eliminarse por completo, da lugar a reversiones.

c) Tratamiento en cuchara de sifón

A fin de reducir la cantidad de escoria de alto horno o de mezclador que arrastra el arrabio y que automáticamente reduce el poder desulfurante del carbonato sódico, la ARBED utiliza desde 1938 (9) una cuchara de sifón entre la canal de colada y la cuchara ordinaria, en la cual se efectúa el tratamiento por carbonato sódico.

Así, la ARBED (10) ha obtenido, en la práctica industrial, los resultados indicados en el cuadro 5, que muestran que el poder desulfurante del carbonato sódico mejora de este modo el tratamiento simple. Más tarde, la ARBED, después de un estudio a fondo, perfeccionó la técnica, proponiendo utilizar dos cucharas de sifón en cascada y efectuar la adición del carbonato en la canal colocada entre las dos cucharas de sifón, o mejor aún en la segunda. (Véase la figura VIII.) El carbonato sódico se acumula en esta segunda cuchara y se elimina cada cinco o seis coladas inclinando la cuchara que se monta sobre una plataforma basculante.

Por este medio, el rendimiento del carbonato aumenta considerablemente y sobrepasa incluso la unidad. (Véanse las figuras III y V y el cuadro 6.) Esto permite reducir el azufre final del arrabio para un mismo consumo de carbonato o, por el contrario, reducir a la mitad el consumo de carbonato para un mismo grado de desulfuración. Si el contenido inicial de azufre es muy elevado y se desea llegar a contenidos muy bajos, la ARBED fracciona la adición del carbonato. Como se dijo antes, una parte se agrega en la segunda cuchara de sifón y la otra en la cuchara misma de traslación.

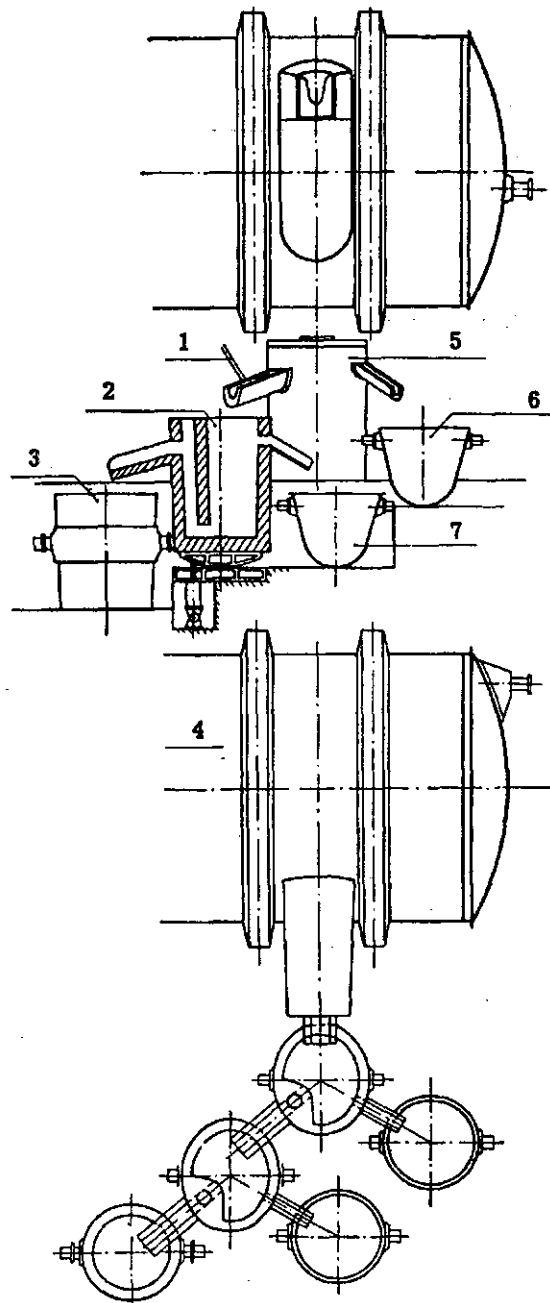
Los rendimientos notables que permiten alcanzar las cucharas de sifón compensan ampliamente el descenso de temperatura que provocan en el arrabio y que alcanzan de 25 a 35 grados sólo en las dos cucharas. Compensan, del mismo modo, los gastos suplementarios de refractario a que obligan, tanto más cuanto que, siendo automática la desulfuración, ésta se logra rápidamente y no necesita el empleo de rables. Además, el hierro metálico arrastrado por la escoria del mezclador y la escoria sódica tiene tiempo para decantarse entre dos coladas y, por consiguiente, se recupera casi por entero al estado líquido.

En relación con los refractarios, cabe observar que el revestimiento de la segunda cuchara sufre una corrosión extraordinariamente activa por la escoria sódica que permanece en contacto con el revestimiento y que es muy fluida y no es francamente ácida ni básica.

Después de numerosos ensayos, la ARBED adoptó desde 1952 un revestimiento neutro hecho con carbón apisonado, el cual da excelentes resultados, ya que un solo revestimiento permite tratar de 50.000 a 100.000 toneladas de arrabio.

Figura VIII

INSTALACIÓN ESQUEMÁTICA DE DOS CUCARAS DE SIFÓN (ARBED)



1. Carbonato sódico
2. Cuchara de sifón
3. Cuchara de arrabio
4. Mezclador
5. Cuchara de sifón
6. Cuchara de escoria del mezclador
7. Cuchara de escoria sódica

d) Mezclas desulfurantes a base de carbonato sódico

Para economizar carbonato sódico, se puede actuar sobre el índice de basicidad de la escoria sódica añadiendo simultáneamente castina o cal y, eventualmente, espato flúor, a fin de incrementar la fluidez de la escoria. También se

Cuadro 5

RESULTADOS ANUALES DE LA DESULFURACIÓN CON CUCHARA DE SIFÓN

Año	Azufre inicial %	Azufre final %	Na ₂ CO ₃ kg/t	Rendimiento %	SiO ₂ %	Na ₂ O %	S %	Mn %	K
1938....	0,088	0,047	5,07	26,78					
1939....	0,086	0,047	4,43	29,15	31,33	35,06	6,96	6,02	148
1948....	0,090	0,047	4,17	34,15	33,09	36,96	8,24	8,25	175
1949....	0,083	0,041	4,91	28,35	34,51	36,46	8,62	6,38	210
1950....	0,089	0,043	4,79	31,82	33,79	39,72	8,24	6,00	192
1951....	0,095	0,046	5,71	28,45	31,09	38,24	7,48	5,83	162
1952....	0,083	0,045	5,29	23,81	31,28	33,42	7,18	6,59	160
Promedio	0,087	0,045	4,91	28,93	32,31	36,64	7,78	6,17	174

Cuadro 6

	Azufre inicial %	Carbonato sódico en la cuchara de sifón kg/ton	Azufre intermedio %	Carbonato sódico en la cuchara de traslación kg/ton	Azufre final %	Carbonato sódico total kg/ton	Grado de desulfuración %
Tratamiento simple	0,083	1,74	—	—	0,048	1,74	42
Tratamiento doble	0,116	4,80	0,055	2,9	0,043	6,50	63
Tratamiento doble	0,104	4,80	0,051	7,3	0,021	12,20	80

puede agregar carbono en forma de antracita o de coque, ya sea para activar la efervescencia en las reacciones, ya para hacer progresar la reacción fundamental de la desulfuración en el sentido de izquierda a derecha. Se han discutido, sin embargo, las adiciones de carbono de esta naturaleza.

No sucede así respecto al empleo de mezclas a base de carbonato sódico, que desde hace una veintena de años estudian numerosos investigadores. Uno de los primeros —T. P. Colclough (11)— ha encontrado que una mezcla de 25 por ciento de Na₂CO₃, 25 por ciento de espato flúor y 50 por ciento de castina, en la proporción de 20 a 25 kilogramos por tonelada tenían el mismo poder desulfurante que una adición de carbonato sódico de 10 a 12 kilogramos. Esta mezcla permite, por lo tanto, ahorrar cerca del 50 por ciento de carbonato sódico. Sin embargo, para un mismo grado de desulfuración, provoca una proporción más elevada de enfriamiento en el arrabio, una mayor pérdida de hierro en la escoria y un consumo mayor de refractarios. Además, en el caso particular del arrabio Thomas, cualquier introducción de escoria en la retorta tiene el inconveniente de disminuir la solubilidad cítrica de las escorias Thomas, debido al espato flúor. De este modo, el interés industrial de este sistema depende esencialmente de las circunstancias locales con que se encuentre el técnico siderúrgico. (Véase el cuadro 7.)

Cuadro 7

Azufre inicial %	Azufre final %	Na ₂ CO ₃ kg/ton	g de azufre por kg de Na ₂ CO ₃	Mezcla kg/ton	g de azufre por kg de mezcla	Grado de desulfuración %
0,158	0,050	11,4	95			68
0,160	0,040			24,0	54	75
0,322	0,200	9,6	127			38
0,300	0,144			25,0	62	52
0,452	0,188	9,8	269			58
0,462	0,200			23,0	114	57

Otro medio, que se utiliza más, consiste en agregar al carbonato fresco cierta cantidad de escoria sódica procedente de una operación anterior y cuyo poder desulfurante no esté agotado totalmente. Es en realidad el medio a que recurrió Corby en la primera etapa de su procedimiento.

Por último, debe observarse que NaOH tiene un poder desulfurante más importante que Na₂CO₃. Así, E.P. Best (12) señala grados de desulfuración del 90 al 95 por ciento con NaOH contra 82 a 87 por ciento con Na₂O₃. Sin embargo, el empleo de NaOH tropieza con dificultades de ejecución que resultan de la acción nociva de los vapores de sodio sobre la epidermis de los operarios. Ello obliga a asegurar una evacuación suficientemente rápida de los humos y a tomar medidas especiales de protección en relación con el personal.

Asimismo, la mezcla compuesta de NaOH-Na₂CO₃-CaC₂ se utiliza en el procedimiento K.S.C. y logra también desulfuraciones superiores a las del Na₂CO₃, pero ofrece una acción nociva todavía más intensa en relación con la epidermis de los operarios.

e) Conclusiones

i) Cabe manifestar que, a fin de reducir a 0,050 por ciento aproximadamente el azufre de un arrabio que contenga inicialmente de 0,075 a 0,150 por ciento, se puede recurrir a un tratamiento único en cuchara ordinaria con una adición de carbonato sódico comprendida entre 4 y 11 kilogramos por tonelada de arrabio. (Véase figura IX.)

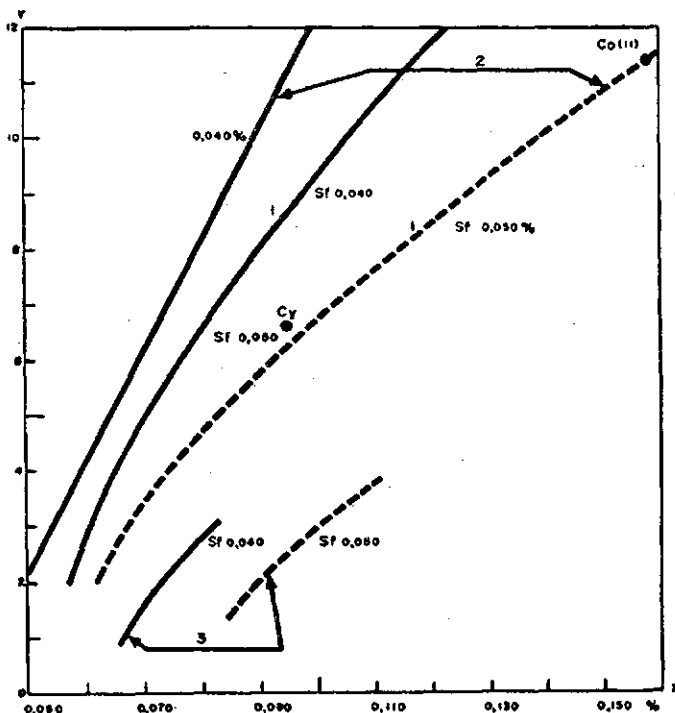
Pueden mejorarse los resultados de la desulfuración (grado de desulfuración más elevado o consumo de carbonato más reducido) utilizando un transvase. Este consume calorías y refractarios en tal forma que, para los niveles iniciales de azufre que se han considerado, su interés económico es discutible.

ii) Para contenidos iniciales de azufre comprendidos entre 0,150 y 0,200 por ciento, conviene proceder a un transvase, si se quiere llegar al mismo nivel final con un con-

Figura IX

RELACION ENTRE EL CONTENIDO INICIAL DE AZUFRE Y LA CANTIDAD NECESARIA DE CARBONATO SÓDICO PARA LOGRAR DESPUÉS DEL TRATAMIENTO UN AZUFRE DE 0,040 Y 0,050 %

(Escala natural)



Y — Adición de carbonato sódico en kg por tonelada de arrabio
 X — Contenido de azufre antes de la desulfuración
 1 — Bélgica — Luxemburgo, S_2 0,040
 2 — Cuchara convencional
 3 — Cuchara de sifón

sumo igual de carbonato; de otro modo, hay que elevar a 15 kilogramos la adición de carbonato sódico.

iii) Para contenidos de azufre superiores a 0,150-0,200 por ciento interesa fraccionar el tratamiento y proceder a una operación en dos etapas. La primera puede tener lugar en la cuchara del arrabio procedente del alto horno y la segunda en la cuchara del mezclador. Las cantidades de carbonato sódico empleadas dependen, naturalmente, del azufre inicial. Se puede estimar que en el margen de 0,200 a 0,300 por ciento, 12 a 15 kilogramos de carbonato sódico bastan para que, después del tratamiento, se tenga un azufre del orden de 0,050 por ciento.

iv) Debe subrayarse, finalmente, el interés que ofrecen las cucharas de sifón en cascada, puesto que permiten disminuir en la mitad el consumo de carbonato sódico y, por otra parte, se prestan muy bien al tratamiento en dos etapas.

4. PUNTO DE VISTA ECONÓMICO

Antes de abordar el aspecto económico del procedimiento de desulfuración por el carbonato sódico, conviene destacar la extrema dificultad, aun en los reducidos límites de una fábrica, de establecer el precio de costo real de los tratamientos de desulfuración. En efecto, éstos se integran en la cadena de fabricación y hay que tener en cuenta, no sólo su costo directo, sino también, y sobre todo, su incidencia económica sobre las operaciones anteriores y posteriores.

Con mayor razón, resulta aún más difícil establecer un costo medio de estos tratamientos de una manera general.

Sin embargo, a fin de dar una idea del orden de magnitud se examinarán tres sistemas de desulfuración, admitiendo que en todos ellos el precio del carbonato sódico en envases de 50 kilogramos es de 50 dólares por tonelada;⁸ el costo de la mano de obra, de 1,2 dólares por hora; el precio del arrabio y de la chatarra, de 60 dólares por tonelada, y, finalmente, que la producción diaria es de 2.000 toneladas.

a) Tratamiento simple

Datos básicos:

azufre inicial = aproximadamente a 0,100 por ciento
 azufre final = aproximadamente 0,050 por ciento
 adición = 6 kilogramos de carbonato sódico por tonelada de arrabio en cuchara de revestimiento ácido de 20 toneladas.

i) Adición de carbonato: 0,3 dólares por tonelada.

ii) Refractarios: un revestimiento suplementario de la cuchara (200 dólares) por cada mil coladas, o sea 0,020 dólares por tonelada tratada.

iii) Mano de obra: un obrero, o sea 0,015 dólares por tonelada.

iv) Amortización del material, consumo de energía eléctrica, etc.: nada.

v) La cantidad de hierro metálico arrastrada por la escoria sódica es del orden de 10 kilogramos por tonelada de arrabio tratado con carbonato sódico. Si se recupera al estado sólido, la refusión produce gastos del orden de 10 dólares por tonelada, lo que corresponde a 0,10 dólares por tonelada de arrabio tratada. Si no se recupera, la pérdida alcanza entonces a 0,60 dólares por tonelada. En realidad, no podría cargarse esta pérdida al tratamiento con carbonato sódico, pues aun sin este tratamiento, hay que eliminar de la cuchara y por rableado la escoria del mezclador, que contiene una cantidad de hierro metálico muy similar a la de la escoria sódica.

vi) La pérdida de temperatura que resulta del tratamiento es del orden de 12 grados para la reacción endotérmica del carbonato sódico y de 3 grados para el enfriamiento natural suplementario ocasionado por un rableado prolongado. El descenso de temperatura debido al tratamiento por carbonato sódico es, pues, de unos 15 grados, a los que corresponde una disminución de 15 kilogramos en la cantidad de chatarra de adición.

Las pérdidas de silicio y manganeso son respectivamente de 0,12 por ciento y 0,045 por ciento, a las que corresponde una disminución de 31 más 5 kilogramos en la cantidad de chatarra de adición.

Se llega de este modo a una disminución total de 51 kilogramos de chatarra debido a la caída de temperatura y a las pérdidas de silicio y manganeso.

Tampoco se pueden contabilizar estas cifras, pues su incidencia sobre las operaciones ulteriores depende del precio relativo del arrabio y de la chatarra, del nivel inicial en silicio del arrabio, del tamaño de los recipientes, etc.

De lo anterior resulta que, en una primera aproximación, el elemento principal del precio de costo del trata-

⁸ El precio del carbonato a granel es de 40 dólares por tonelada. Su empleo necesita equipo de transporte, traslación, almacenamiento y pesada, cuyo importe total es del orden de 100.000 dólares para una fábrica que trate 2.000 toneladas de arrabio por día.

Cuadro 8

COSTO DE DESULFURACIÓN DEL SISTEMA COHEUR*

(Dólares)

	Tratamiento en cuchara ordinaria		Tratamiento en cuchara de sifón (ARBED)	
	Tratamiento simple	Tratamiento doble	Tratamiento simple	Tratamiento doble
<i>Condiciones:</i>				
Azufre inicial	0,100	0,250	0,100	0,250
Azufre final	0,040	0,040	0,040	0,040
1. Costo por tonelada de transformación:				
a) Carbonato sódico	40	70	20	40
b) Energía	—	—	—	—
c) Refractarios, etc.	1	2	1	2
d) Mano de obra	1,5	3	1,5	3
<i>Otros elementos:</i>				
Pérdida de hierro	—	—	—2,5	—2,5
Costo variable total:				
(incluyendo otros elementos)	42,5	75	20	42,5
2. Costos de inversión:				
Inversión total (en miles de dólares)	—	—	50	50
Capacidad anual en miles de toneladas (o capacidad diaria X 300)	—	—	600	600
Período de depreciación aplicado (años)	—	—	5	5
Tasa de interés aplicable (porcentaje)	—	—	4	4
Costo de depreciación por ton	—	—	1,66	1,66
Interés del capital cent/ton	—	—	0,33	0,33
Depreciación más interés	—	—	—	—
Economía por cuchara innecesaria	—	—	—	—
Costo total por ton de arrabio	42,5	75	22	44,5

* Los datos de este cuadro fueron agregados al trabajo después de la Junta de Expertos, a petición expresa de los participantes.

OBSERVACIONES:

- No hay pérdida específica en hierro resultante del tratamiento en la cuchara ordinaria, por medio del carbonato sódico, puesto que, de todos modos, se utilice o no un procedimiento cualquiera de desulfuración, hay que eliminar de la cuchara la escoria del mezclador. Esta escoria, que no se puede evitar, contiene:
 - Hierro metálico recuperable. El orden de 2 a 3 kg/ton de arrabio. Esta recuperación requiere gastos del orden de 2 a 3 centavos/ton.
 - Hierro combinado no recuperable. El contenido de la escoria del mezclador es del orden del 5 por ciento y el peso de ésta, siendo del orden de 20 kg por tonelada de arrabio, la pérdida no recuperable en hierro, es de 1 kg/ton arrabio.
 En el caso en que se utilice la cuchara de sifón, el hierro metálico de la escoria del mezclador, se recupera al estado líquido y sin gastos, lo que da una economía de 2 a 3 centavos, esto es 2½ centavos. Este es el único procedimiento que da lugar a esta economía.
- En la mayoría de los casos (90 por ciento) es completamente inútil rebajar el porcentaje del azufre del arrabio a 0,040 por ciento; un 0,050 por ciento basta ampliamente. En este caso, el costo de la desulfuración del tratamiento simple en cuchara ordinaria se reduce a 32,5 en vez de 42,5 centavos.
- Para el tratamiento doble en cuchara ordinaria, se han vuelto a considerar las cifras precedentes relativas a la desulfuración de 0,250 a 0,050 por ciento, pues eran algo demasiado pesimistas.

miento simple —alrededor de 90 por ciento— lo constituye el precio del carbonato sódico. Para un azufre inicial de 0,100 este costo resulta del orden de 0,30 a 0,35 dólares.

b) Tratamiento en cuchara de sifón

i) Para el mismo nivel inicial de azufre indicado antes y para llegar a un mismo grado de desulfuración, la cantidad necesaria de carbonato sódico es la mitad menor cuando se utilizan dos cucharas de sifón. En esta forma, la partida "adición de carbonato sódico" se reduce a 0,15 dólares por tonelada de arrabio tratado.

ii) Refractarios: El revestimiento de la primera cuchara de sifón (precio, 200 dólares) tiene una duración correspondiente a 50.000 toneladas. El revestimiento de la segunda cuchara de sifón (precio 300 dólares) permite tratar también 50.000 toneladas. Así, el precio del refractario por tonelada de arrabio es del orden de 0,01 dólares por

tonelada, esto es, del mismo orden de magnitud que en el caso del tratamiento simple.

iii) La mano de obra necesaria para las cucharas de sifón es inferior a la que necesita el tratamiento simple, puesto que no hay que rablear. Sin embargo, para mayor facilidad, se toma la misma cifra que antes, esto es, 0,015 dólares por tonelada.

iv) Amortización y gastos generales: Los gastos de establecimiento de las cucharas de sifón se elevan a 50.000 dólares. Admitiendo que la amortización se haga en cinco años, la cifra corresponde a menos de 0,02 dólares por tonelada.

v) Como se indicó antes, el hierro metálico que contienen la escoria del mezclador y la escoria sódica se recupera en estado líquido. En relación con el sistema anterior, la economía es, por tanto y según los casos, del orden de

5 cucharas de sifón (de las cuales 2 están en servicio), basculador de la cuchara y báscula automática para la pesada del arrabio.

0,10 a 0,60 dólares por tonelada tratada. Esta cifra, aunque importante, no se ha contabilizado.

vi) Pérdida de temperatura: 35° o sea 35 kilogramos de chatarra. El equivalente en chatarra de la pérdida en silicio y manganeso es la mitad menor que anteriormente, puesto que la cantidad de carbonato es igualmente la mitad menor, o sea, 18 kilogramos. Se obtiene, finalmente, un equivalente en chatarra de 53 kilogramos, cifra muy próxima a la obtenida antes y que tampoco se ha contabilizado.

De lo anterior se deduce que también en este caso el elemento principal del costo es el precio del carbonato sódico. Para un azufre inicial de 0,100 por ciento, el costo del tratamiento resulta del orden de 0,20 dólares.

c) Tratamiento doble

El tratamiento doble se aplica en general cuando los contenidos de azufre son elevados. Se toman como elemento básico las siguientes cifras:

Primera etapa: arrabio con 0,250 por ciento de azufre, que se desulfura hasta 0,125 por ciento en la cuchara de traslación del alto horno al mezclador. Desulfuración en el mezclador de 0,125 a 0,110 por ciento.

Segunda etapa: desulfuración de 0,110 a 0,050 en la cuchara de traslación del mezclador a la acería.

i) Cantidad necesaria de carbonato sódico: 6 kilogramos por tonelada en la primera etapa y 8 en la segunda. O sea, en total: 15 kilogramos ó 0,70 dólares.

ii) y iii) Refractarios y mano de obra: el doble del precio del tratamiento simple, o sea 0,05 dólares por tonelada tratada.

iv) Amortización y consumo de energía eléctrica: nada.

v) y vi) Cantidad de hierro metálico arrastrada por las escorias, pérdida de temperatura, disminución de las concentraciones en silicio y manganeso: no se contabiliza.

El precio total resulta, por lo tanto, del orden de 0,75 dólares por tonelada tratada.

Utilizando en la primera etapa una mezcla análoga a la de Corby, se puede reducir, hasta un punto difícil de precisar, el precio de costo de desulfuración. Obsérvese que el costo de las adiciones es de 0,56 dólares para el carbonato sódico (11,2 kilogramos) y de 0,023 dólares (3,2 kilogramos) para la cal, lo que da un total de 0,583 dólares y una ganancia teórica del orden de 0,10 dólares sobre el precio de las adiciones desulfurantes.

5. CONCLUSIONES

El tratamiento de desulfuración con carbonato sódico ofrece la ventaja de su sencillez y de no necesitar equipos especiales. Es, además, muy versátil, pues se puede adaptar fácilmente tanto a un nivel inicial de azufre en el arrabio como a un nivel final del producto. Puede aplicarse a toda la producción o sólo a una parte de ella, sin alterar el ritmo de la fabricación. Finalmente, su costo es del orden de 0,25 a 0,75 dólares para tratamientos que rebajen a 0,050 por ciento el azufre inicial de un arrabio que contenga 0,075 a 0,250 por ciento.

BIBLIOGRAFIA

- (1) F. Korber y W. Oelsen, en *Stahl und Eisen*, 58 (1938), pp. 905 y 943.
- (2) Lo Ching Chang y K. M. Goldman, trad., en *AIMN*, 176 (1948), p. 309.
- (3) W. Lennings, en *Stahl und Eisen*, 58 (1938), pp. 25 y 52.
- (4) C. S. Shanahan, en *Iron and Steel*, 29 (1956), p. 9.
- (5) A. Decker, comunicación privada al Centre National des Recherches Metallurgiques (1956).
- (6) E. Senfter, en *Stahl und Eisen*, 58 (1938), p. 13.
- (7) N. Theisen, en *Stahl und Eisen*, 29 (1938), p. 775.
- (8) A. Grosjean, en *Revue de Metallurgie*, 51 (1954), p. 141.
- (9) P. Jeitz, en *Vertrauliche Berichte des V. D. Eb.* (1943), p. 191.
- (10) ARBED, comunicación privada al Centre National des Recherches Metallurgiques (1955).
- (11) T. P. Colclough, en *Iron and Coal Trades Review*, 8 (1937), p. 362.
- (12) E. P. Best, en *Open Hearth Proceeding*, 32 (1949), p. 46.

La defosforación y desulfuración del arrabio y el acero por medio de escoria sintética *

por RENE PERRIN

La eliminación del fósforo y el azufre ofrece una importancia de primer orden en la fabricación del acero. La selección del procedimiento y el costo del equipo depende de este doble problema, y éste, a su vez, de la mayor o menor pureza de las materias primas: el fósforo de la mena y el azufre de la mena, del gas, del coke y del combustible.

El nitrógeno, que tiene también importancia especial para el añejamiento de los aceros, puede reducirse considerablemente con el recargo correspondiente de las inversiones y del costo, mediante el soplado de oxígeno en vez de aire y hasta puede compensarse para aceros destinados al estirado a fondo, con un contenido relativamente elevado de aluminio.

1. FÓSFORO

Para la producción ordinaria de cantidad no es necesario llevar muy lejos la eliminación del fósforo; salvo en los

aceros especiales, se pueden aceptar contenidos de 0,030 a 0,040. El único inconveniente es que el fósforo aporta dureza, lo cual no es conveniente en las planchas y chapas que han de sufrir un estirado a fondo. Este efecto, sin embargo, puede reducirse con facilidad disminuyendo ligeramente el contenido de carbono.

Excepto en el caso de menas hematites de extrema pureza, hay que proceder a la defosforación hasta el límite indicado. Por otra parte, el acero producido en convertidor ácido solamente tiende a desaparecer y lo reemplaza el obtenido por el sistema duplex con el convertidor ácido y el horno de solera, afinando en éste el arrabio con adiciones de chatarra o, más recientemente, por el sistema Linz, que se vale del soplado con oxígeno y una escoria básica. Este último sistema tiene la ventaja de que permite

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF.4/L. AI.3.

lograr un bajo contenido en nitrógeno. Esto no tiene interés para la mayoría de las aplicaciones, excepto quizás en los casos en que, sin razones técnicas apreciables, se especifican contenidos de nitrógeno inferiores a los que son usuales en los aceros fabricados por los sistemas ordinarios de convertidor ácido o básico.

El acero Bessemer puede ser defosforado vertiéndolo simplemente en la cuchara sobre una escoria sintética fundida, rica en cal y óxido de hierro.

He aquí un ejemplo extremo con cargas del convertidor ácido de 10 a 20 toneladas, que dieron el análisis siguiente:

C: 0,06 a 0,07; P: 0,280 a 0,350; Si: 0,100 a 0,250

Estas cargas, vertidas sobre 1.800 kilogramos de una escoria del siguiente análisis aproximado:

SiO₂: 4 a 6; Fe O: 35 a 40; Ca O: 45 a 50;

MnO (ocasional): 1,5 a 2; P₂O₅: 0,25 a 0,50

produjeron un metal de esta composición aproximada:

C: 0,06 a 0,08; P: 0,020 a 0,030 Si: 0,050

la escoria final contiene de 5 a 7 por ciento de P₂ O₅ lo que redujo el contenido de fósforo a la décima parte del original.

La defosforación se acompaña de una desulfuración activa que reduce el contenido de azufre en una proporción que oscila entre la mitad y un tercio. En tal caso y, teniendo en cuenta el alto contenido de fósforo, la cantidad de escoria que se emplea es importante: 10 por ciento, aproximadamente, en relación con el metal.

Para los casos ordinarios, en particular para los contenidos de fósforo que corresponden a los minerales de América Latina, sería suficiente un 2,5 por ciento de escoria. No sería fácil emplear menor cantidad de escoria, pues correría el riesgo de pegarse al fondo de la cuchara de colada durante el transporte de ésta desde el horno de escoria al convertidor.

Se puede calcular fácilmente el costo de las materias primas para la escoria, la cal, los minerales, etc., correspondientes a cada emplazamiento fabril, sirviéndose de los datos que se acaban de señalar para la composición; en cuanto a los elementos para calcular el costo de la fusión de la escoria en el horno eléctrico, al final se darán las cifras oportunas que varían muy poco, cualquiera que sea la naturaleza de la escoria empleada.

Hay otro procedimiento de fabricación de la escoria ferrocálcica que se debe a M. Allard. En un pequeño convertidor auxiliar con revestimiento básico se oxida, por soplado, la cantidad de arrabio necesaria para obtener el óxido de hierro destinado a la fabricación de la escoria, en presencia de la cantidad de cal correspondiente. Sin embargo, esto no es posible más que cuando se trata de fabricaciones de escoria de cierta importancia, pues en caso contrario hay riesgo de un enfriamiento excesivo.

De ordinario, para lograr la defosforación, en la cuchara, en buenas condiciones y para poder colar el acero directamente en las lingoteras sin pasar por otro horno, conviene adoptar las precauciones siguientes:

a) Impedir que la escoria ácida del convertidor venga a mezclarse, en la colada, con la escoria sintética colocada en el fondo de la cuchara. Esto es fácil de lograr por medio de un dispositivo imaginado por Robert Lemoine, que consiste en colocar antes de la colada y delante del pico del convertidor una placa de ladrillos con los bordes re-

dondeados del lado del pico. Cuando se bascula el convertidor, la placa se acuña contra la pared del pico y detiene totalmente la escoria.

b) Para evitar que la escoria corra los ladrillos sílico-aluminosos de la cuchara, cuando es pequeña la cantidad de ella, conviene solidificarla parcialmente sobre el contorno de la cuchara, añadiendo cal sólida; cuando se trata de una cantidad importante de escoria es preferible extraerla parcialmente por vaciado.

c) para tener un aprovechamiento normal del ferromanganeso agregado hay que hacer la adición en trozos previamente caldeados al rojo, evitando que se pegue la escoria a los trozos, lo cual haría que aquéllos se disolvieran mal en el metal. Si la cantidad de escoria es importante, resulta, muy útil proceder a la extracción parcial de la escoria tal como se ha indicado.

Con este método sólo se pueden fabricar, sin precauciones especiales, aceros dulces, vivos; los aceros semiduros dan lugar a una activa reacción en la cuchara por la acción del carbono sobre la escoria con desprendimiento de CO, lo que obliga a disminuir mucho la velocidad del llenado de la cuchara y puede conducir a la formación de fondos de cuchara, si el acero no está muy caliente.

El importe de las instalaciones y el precio de costo final son bastante más bajos que en el funcionamiento en duplex: convertidor-solera. El consumo de kilowatios-hora por tonelada de acero defosforado es del orden de 30 kilowatios-hora utilizando 2,5 por ciento de escoria, en peso.

Con el sistema se obtiene una pequeña recuperación de hierro, pues cada unidad de fósforo que se elimina da lugar a tres veces aproximadamente su peso de hierro.

Para la comparación con el sistema Linz habría que tener los datos referentes a los costos que representan el convertidor ácido y el horno de escoria—este último poco costoso—de una parte, y de otra el convertidor Linz, con su taller de producción de oxígeno.

2. AZUFRE

El problema de la desulfuración adquiere cada vez más importancia mundial por dos motivos que en realidad se complementan, a saber:

a) la tendencia al aumento del contenido en azufre del arrabio y del acero, como consecuencia del aumento de aquél en las menas, los carbones, el coque y los combustibles; y

b) el concepto más preciso del interés de que los aceros, incluso los de producción "cuantitativa", tengan un contenido bajo de azufre.

En otras épocas no ofrecía interés rebajar el contenido del azufre, salvo para los aceros finos, los destinados al armamento, los de herramientas, rodamientos, etc. (Es conocida la considerable influencia del azufre sobre las propiedades de los aceros en la resistencia a la flexión.) Hoy resulta evidente la gran influencia del azufre sobre las características de transformación, el agrietamiento, la proporción de desperdicios, etc. Hay casos en que esta influencia es muy clara. Así ocurre, por ejemplo, en los carriles, cuya recepción se hace con pliego de condiciones que incluye la huella Baumann. Con azufre bajo no hay desperdicio alguno por huella Baumann, lo que representa una economía de importancia.

Sin embargo, no se limita a esto la influencia de los contenidos bajos de azufre. El jefe del Servicio de Fomento de un gran grupo siderúrgico norteamericano mos-

traba un gráfico estadístico que ilustraba la influencia de los contenidos en azufre en lo que se denomina el "acondicionamiento" del acero. La mejora es muy importante cuando el azufre baja a 0,050 y 0,030 y podría ser aún mayor. Con 0,020 de azufre, o menos, no hay desperdicio alguno en la forja, laminación, etc.

No es menos importante la influencia del azufre en relación con las grietas, las rajaduras en las piezas moldeadas, etc. y hay que tener en cuenta que en la fundición de moldeos los desperdicios son muy costosos. Las acerías Cockerill de Lieja emplean el procedimiento Perrin para desulfurar el acero destinado a las piezas moldeadas de grandes dimensiones que se obtienen en el horno de solera y han podido comprobar el hecho en gran escala. Los hornos eléctricos de solera ácida que suelen emplearse en los Estados Unidos para la fundición, muy cómodos para este uso, tienen el inconveniente de dar contenidos de azufre relativamente elevados, con las consecuencias que esto supone.

Considerando la industria siderúrgica en su aspecto global, se puede comprobar que el problema del azufre incide fuertemente sobre el costo de las instalaciones y el precio de costo. El problema general, práctico que se plantea a una acería determinada que dispone de un cierto abastecimiento de minerales y de coque y que ha de obtener una producción neta de productos terminados, puede decirse que es el siguiente: obtener esta producción neta de calidad, con una inversión mínima en instalaciones y con el costo mínimo de materias primas, energía y mano de obra. La incidencia de los diferentes factores es desigual, pues los precios de instalación, de combustible, energía y mano de obra son muy distintos de uno a otro país. Además, allí donde el interés del dinero es alto, la incidencia del importe de las inversiones en instalaciones adquiere una importancia mayor debido a que la industria del acero es una de las que requieren mayor módulo de capital-producción. Influye mucho en el costo si la tasa de interés es del 3 por ciento o del 6 al 8. Aun en países en que las tasas de interés son bajas, se tiende a los sistemas de producción con menor costo de instalación por tonelada producida. Un ejemplo, entre otros, lo da la sustitución del horno de solera por el horno eléctrico.

Esta consideración sobre las inversiones fijas en siderurgia y sobre la incidencia de las cargas financieras y de la amortización correspondiente, obliga asimismo a tratar de obtener la máxima producción neta útil de acero líquido y el mínimo de desperdicios. La acería ideal sería la que no produjera residuo alguno que tuviera que pasar de nuevo a los hornos. Fabricar tochos sanos, por ejemplo, en una proporción de 1.000 por 1.050 de acero líquido reduce considerablemente la incidencia sobre los costos de las inversiones fijas de los hornos de arrabio y de acero. La colada continua es un método orientado en este sentido; hay otros que se están ensayando industrialmente para dimensiones mucho más importantes de lo que en la actualidad permite el sistema de colada continua.

Es seguro que el futuro de la producción se orientará en este sentido, lo que conduciría a la sustitución del acero vivo por el acero calmado, lo que reduce al mismo tiempo la cantidad de chatarra disponible y encarece ésta. Es lógica esta tendencia porque no es natural volver a pasar por el horno el mismo hierro, primero en forma de arrabio y después en forma de desperdicios de fábrica. Por lo tanto, hay gran interés en reducir al máximo el tonelaje que haya de cargarse de nuevo en los hornos.

La consecuencia de esta evolución sería el aumento de la proporción de acero producido a partir del arrabio, esto es, del mineral, lo que daría lugar a una disposición diferente de las fábricas siderúrgicas futuras. Parece interesante estudiar bajo este aspecto la producción, en relación con las inversiones fijas, esto es, lo que puede denominarse el concepto clásico actual, entendiendo por clásico lo que da lugar a los mayores tonelajes o sea el concepto norteamericano. Fácilmente se discierne la influencia del problema del azufre junto al del fósforo sobre el módulo de inversión-producción.

Para el arrabio destinado al horno de solera, una gran acería americana considera contenidos de azufre de 0,040, lo que obliga a adiciones importantes de castina; el índice de basicidad es aproximadamente de 1,3 y la marcha del alto horno es relativamente caliente con un contenido de silicio elevado, de 1 por ciento; el de manganeso es del orden del 2 por ciento.

La cantidad de escoria de alto horno por tonelada de arrabio varía según las fábricas y pasa muchas veces de los 500 kilogramos. Este consumo de escoria relativamente importante, a pesar del mineral rico, disminuye naturalmente la producción del alto horno y aumenta la incidencia de las inversiones fijas, de la mano de obra, de los gastos de conservación, etc., y el consumo de coque. El calor necesario para fundir la escoria pasa en mucho del necesario para fundir el arrabio. En consecuencia, la carga de 55 a 60 previa de limpieza de la escoria para la defosforación, pues la presencia de 1 por ciento de silicio perjudica esta operación, aumenta la cantidad necesaria de mineral de hierro y de cal y obliga a utilizar un arrabio más manganesífero, debido a la pérdida de manganeso que causa la escorificación del silicio.

El calor necesario para fundir el mineral y la cal es más elevado y la producción de esos inmensos hornos de solera modernos disminuye por este hecho. La limitación del azufre se presenta, pues, como ineludible: la necesidad de un azufre —que no es muy bajo— del orden de 0,030 a 0,040, en general, requiere una marcha más onerosa e inversiones más importantes en relación con la tonelada de acero producida.

De lo indicado resulta razonable plantear la cuestión de si no sería más económico partir de arrabio más sulfuroso, incluso en marcha básica, a fin de obtener un mejor rendimiento del alto horno y desulfurar después, valiéndose de medios auxiliares, aun cuando éstos necesiten inversiones fijas, que de todos modos no son importantes en relación con el suplemento que demanda la limitación del azufre.

En la imposibilidad de aportar otros datos, se pueden indicar sencillamente los elementos que permiten calcular los precios de costo de la desulfuración cuando se efectúa con escorias sintéticas fundidas.

La desulfuración puede efectuarse sobre el arrabio o sobre el acero, en cuyo caso debe ser éste forzosamente acero calmado.

En estas condiciones y para la producción cuantitativa, la posibilidad de desulfuración se limita, en el estado actual de la industria, a casos particulares, como carriles, aceros semiduros para forja, ejes, tubos sin soldadura, planchas y chapas para estirado a fondo, aceros calmados, etc.

3. DESULFURACIÓN DEL ARRABIO

Se utilizan ya varios sistemas, y otros están en curso de experimentación.

a) Desulfuración por carbonato sódico. Método muy conocido, que es innecesario describir aquí.

b) Sistema Bô-Kalling. Desulfuración por medio de cal sólida, fuera del contacto del aire, en un horno rotativo cerrado. Da buen resultado, pero obliga a un transvase suplementario con enfriamiento paralelo del arrabio.

c) Sistema Allard, puesto a punto con Trentini y Wahl en Francia. Se funda en el mismo principio de desulfuración con cal sólida (2 por ciento aproximadamente), pero en el que la cal, finamente pulverizada, se sopla por toberas con ayuda de nitrógeno. La desulfuración es excelente y los autores buscan la manera de evitar las pérdidas de calor suplementario (aparte de la debida al soplado de la cal), que se producen por el transvase a un aparato especial, y proceden actualmente al ensayo de un montaje sobre un recipiente que sirva al mismo tiempo para transportar el arrabio. El soplado produce la suspensión de una cierta cantidad de finas gotas de arrabio que pueden recuperarse por cribado y separación magnética.

La aplicación de la desulfuración del arrabio por escoria líquida ofrece varias soluciones. Una de ellas consiste en utilizar una escoria especial a base de espato flúor y cal, que se emplea a causa de su gran poder de desulfuración y porque su punto de fusión está muy por debajo de la temperatura de colada del arrabio. Un buen análisis corresponde a:



Su costo neto es fácil de calcular. Por las razones ya indicadas, para evitar que la escoria se pegue, es difícil bajar de un peso de escoria que represente el 2,5% del arrabio. Con esta cantidad se eliminan fácilmente los $\frac{3}{4}$ del azufre del arrabio, lo que es bastante en la práctica. Todavía no se tiene experiencia sobre la cantidad necesaria, para contenidos de azufre superiores a 0,100, pero la operación puede efectuarse en la cuchara de colada, vertiendo en ella previamente la escoria líquida. No hay enfriamiento ni arrastre de gotas de arrabio en suspensión. Para los otros elementos del costo, véase al final.

También es posible añadir paulatinamente, durante la colada, la escoria sólida, a condición de que se haya preparado y triturado, pero la desulfuración es menos perfecta en la proporción de los $\frac{2}{3}$ a la mitad, produciéndose además, naturalmente, un enfriamiento.

En todo caso, cualquiera que sea el método que se siga, la desulfuración del arrabio fuera del alto horno —y esto sin gran complicación— parece ser un problema perfectamente soluble, que aportaría economías importantes en el costo del arrabio con un contenido ordinario de azufre, incluso en el interés y las amortizaciones.

4. DESILICIACIÓN Y DESULFURACIÓN DEL ARRABIO

De lo anterior se deduce que hay interés, no sólo en desulfurar el arrabio sino también en desiliciarlo, al menos en parte. Este interés se acrecienta si se persigue una marcha menos básica en el alto horno, puesto que el contenido en sílice aumenta paralelamente. Un procedimiento desulfurante no permite por sí solo en la mayor parte de los casos una marcha de esta índole. Por otra parte y de una manera general, conviene regular los contenidos de silicio del arrabio, pues las cifras extremas dan lugar a complicaciones, a aumentos en el precio de costo y a coladas dechadas en el curso de la transformación en acero.

Es muy difícil lograr cifras regulares de silicio cuando

los minerales son ricos en hierro; la débil cantidad de escoria no ofrece un "volante" regulador suficiente para la marcha del alto horno.

En Francia y Alemania primero —y ahora en Estados Unidos, en pequeña escala— se ha ensayado la reducción considerable del silicio, en el arrabio, por medio del soplado con oxígeno. Este soplado oxida al mismo tiempo el hierro y el manganeso en cantidades apreciables. La desulfuración se efectúa seguidamente por los procedimientos indicados más arriba, lo que conduce a efectuar dos operaciones sucesivas con el arrabio.

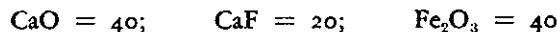
Con este motivo parece viable la idea, que a primera vista podría imaginarse poco razonable, de efectuar las dos operaciones en una sola y con una escoria única, prolongando el batido del arrabio con la escoria. Con tal fin, se parte de una escoria fundida, compuesta esencialmente de CaO, con algo de alúmina y óxidos de hierro y, eventualmente, con óxido de manganeso. Al comienzo del batido, el silicio reduce casi completamente los óxidos de hierro y manganeso y la composición de la escoria se integra con SiO_2 , Al_2O_3 , CaO y, si la composición inicial ha sido debidamente calculada —lo que es fácil— la escoria final será flúida y desulfurante; la continuación del batido desulfurará el arrabio.

El principio se ha comprobado experimentalmente por el autor. La realización exige un horno de escoria y un dispositivo de batido. Para esto se han ensayado industrialmente por el autor varios tipos de dispositivos, destinados a otras aplicaciones. Como ejemplo se indica un tambor giratorio de sección oval, que sería suficiente. Este tambor puede servir de cuchara de transporte para el arrabio y puede hacerse girar en una posición fija. La operación es exotérmica. Si se escoge como escoria final desulfurante una escoria normal de alto horno, se necesita aproximadamente 1 por ciento de la escoria inicial para eliminar 0,1% de silicio. Se dice que aproximadamente, pues esta

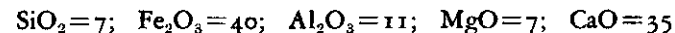
cantidad varía según la proporción de $\frac{\text{Fe}_2\text{O}_3}{\text{Fe O}}$ en la escoria, siendo más débil cuanto mayor sea la proporción, pero contrariamente a lo que sucede con el soplado de oxígeno, hay una recuperación neta de hierro y, eventualmente, de manganeso.

Los gastos esenciales son la corriente y las materias primas, estas últimas de poco costo. En cambio, hay una recuperación importante de hierro (manganeso) y la escoria final se puede utilizar como cemento, si ofrece la composición de una escoria de alto horno, lo que es bien factible.

Como indicación se registran a continuación dos análisis de la escoria que se puede utilizar. La primera conduce a una escoria final del tipo de batido: sílice, espato y cal. La composición es:



La segunda conduce al final de la operación a una escoria del tipo de alto horno, de la siguiente composición:



Resulta difícil hacer los cálculos de costo de tal modo que pueda valer para todos los casos, puesto que los precios del kilowatio-hora son muy desiguales, así como los de las materias primas y del cemento, pero parece que tanto la desiliciación como la desulfuración deban lograrse, por lo menos, sin costo, gracias a la recuperación del metal y de la escoria. Cualquiera que sea el contenido de silicio que

se desea eliminar, se obtendrá una desulfuración adicional muy considerable, que será tanto mayor cuanto más silicio se desee eliminar.

Quedan, pues, por entero, como beneficio, las ventajas que se obtienen por la desiliciación y desulfuración en la fabricación del acero, ventajas de que todo el mundo se da cuenta, incluso para los hornos de solera; el aumento de producción en particular.

Por no disponer de producción de arrabio, no se han podido hacer ensayos más que en talleres de prueba, pero esos ensayos han sido concluyentes. En la actualidad se está estudiando una instalación industrial.

5. DESULFURACIÓN DEL ACERO

Esta desulfuración sólo puede hacerse en los aceros calmados. Como el autor se ha referido a esta cuestión en algunas publicaciones, no se citarán aquí de nuevo las aplicaciones en el convertidor básico, especialmente para la fabricación de chapa destinada a carrocería (láminas para cuerpos), ni tampoco en el horno de solera fijo y en el horno eléctrico. Se citarán solamente las informaciones útiles para las aplicaciones eventuales.

Puede ser empleada toda una gama de escorias, de características especiales, muy básicas, ricas en cal y fluidas a la temperatura del acero. Los contenidos de sílice y de alúmina varían en sentido inverso; cuando el contenido de alúmina es elevado —por ejemplo: $\text{SiO}_2 = 3$ por ciento, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 43$ por ciento, $\text{CaO} = 54$ por ciento—, no hay interés alguno en añadir un fundente tal como el espato flúor (CaF_2); pero si el contenido de sílice (SiO_2) es elevado, tanto más necesaria será la adición de espato en cantidades crecientes, hasta alcanzar el 15 por ciento. Ejemplo de composición: $\text{SiO}_2 = 18$, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 20$; $\text{CaO} = 62$ y 10 por ciento de espato. Es posible aumentar también la sílice y volver a las composiciones clásicas de las escorias blancas del horno eléctrico.

La selección entre las diversas composiciones es función del resultado que se persigue y de los precios de las materias primas, así como de la posibilidad de venta de las escorias utilizadas. Se trata de dos factores que difieren mucho de un país a otro y hasta sólo de la vecindad, más o menos próxima de una fábrica de cemento.

Paralelamente a la desulfuración, el batido de las escorias indicadas produce una desoxidación muy importante y una disminución de las inclusiones y de los defectos internos, defectos capilares, "pelos", y lo que es más importante, grietas.

Esta desoxidación es tanto más fuerte cuanto más rica en alúmina sea la escoria; con las escorias de contenido elevado en Al_2O_3 hay reducción parcial de la alúmina, en la escoria, por la acción del silicio del metal e introducción de pequeñas cantidades de aluminio en el acero, lo que conduce a una gran limpieza micrográfica.

Si se disminuye la alúmina haciendo aumentar la sílice la intensidad de la desulfuración, y también la de la desoxidación disminuyen progresivamente, sin dejar de ser importantes; el acero resulta, sin embargo, de muy buena calidad para numerosos usos, en particular para aquellos que se refieren a la producción "en cantidad" (salvo las chapas o láminas para "cuerpos", por las razones que se indican).

Para aclarar la cuestión es oportuno citar algunos ejemplos de aplicación.

a) Ante todo, el ejemplo de UGINE, donde el objetivo

propuesto es la fabricación automática, regular y sin desperdicio de aceros de alta calidad, en particular de un gran tonelaje de acero para rodamientos que no tenga defecto interno alguno, por pequeño que sea, y que ha de responder a un pliego de condiciones de limpieza micrográfica, extremadamente severo. Las otras fabricaciones exigen también gran pureza, por ejemplo: aceros para hojas de afeitar, aceros de construcción de buenas propiedades mecánicas a la flexión y sin defectos internos, etc. Así, la fabricación regular ofrece un contenido de azufre muy bajo: menos de 0,010 e incluso, para los aceros duros, de 0,005

Por este motivo se utilizan las escorias ricas en alúmina con menos de 3 por ciento de SiO_2 .

Las materias primas por tonelada de escoria son:

alúmina o bauxita sin hierro	470 kg
cal	570 kg

Una de las materias primas es relativamente cara: la alúmina. En América la alúmina podría reemplazarse con ventaja por la bauxita blanca de la Guayana.

Aun cuando el poder absorbente de la escoria en relación con el azufre no se agota en una operación, en UGINE no se vuelve a utilizar la escoria, ni siquiera parcialmente, en razón de que se busca una calidad muy alta. En cambio la escoria utilizada puede venderse ventajosamente a las fábricas de cemento, lo cual compensa el precio de las materias primas caras. Naturalmente la recuperación del precio es tanto menor cuanto más alejadas estén las fábricas de cemento.

La cantidad de escoria empleada varía entre 3 y 4,5 por ciento del peso del acero, según el contenido de carbono.

La producción de estos aceros finos se hace sólo a partir de chatarra ordinaria del comercio, y por lo tanto relativamente cargada de azufre.

El contenido final de azufre con las cantidades de escoria utilizadas se obtiene aproximadamente con la fórmula.

$$S \text{ final} = 0,15 \times S \text{ inicial} + 0,004$$

Como ejemplo para mostrar la intensidad de la desulfuración puede citarse un lecho de fusión de 0,040, en que el contenido final de S fuera del orden de 0,010.

En UGINE las coladas son de 30 toneladas aproximadamente y producen 15 lingotes de 2 toneladas.

La fabricación es automática, regular y permite tener personal no muy experto. No hay pérdida alguna de elementos de aleación por el batido; solamente el Si baja a alrededor de 0,1.

La duración de las coladas se reduce, con relación a la fabricación habitual en el horno eléctrico, en una o dos horas, según las clases del acero, lo que pone de relieve el hecho señalado: la disminución del importe de las inmovilizaciones necesarias para producir un mismo tonelaje neto útil.

b) En el caso de los aceros de producción "cuantitativa" —como son los aceros para carriles, fabricados en horno de solera— de calidad menos exigente, la finalidad propuesta es la disminución de los desperdicios —sea por huella Baumann o por laminación— y la abreviación de la operación, en el horno de solera. En los hornos de 150 toneladas aproximadamente la eliminación del azufre retrasa la colada en una hora. No hay más que calcular el precio de costo de la hora de horno, las cargas financieras y la amortización completa, para darse cuenta de la economía correspondiente.

Entonces basta emplear, como máximo, 2,5 por ciento de escoria con espato, compuesta de cal y de arenas impuras o de ladrillos usados, sílico-aluminosos, de aceria, para lograr los resultados perseguidos. El único problema es impedir que la escoria del horno pase a la cuchara y se mezcle a la escoria sintética fundida, problema que ya ha sido resuelto en los hornos de solera fijos de 50 toneladas y puede ser resuelto más fácilmente en los hornos de solera basculantes.

Como la escoria no está saturada en azufre después del batido, se puede suponer que aproximadamente la mitad puede volverse a cargar en estado líquido —después de la colada— en el horno de escoria, lo que reduce el costo de las materias primas y de la energía eléctrica.

Con la idea de la disminución de las inmovilizaciones me parece posible que, en las instalaciones nuevas, la combinación del sistema Linz con la desulfuración sería aún más económica que en las grandes inversiones del horno de solera. El tratamiento en la cuchara ofrece toda clase de seguridades para obtener aceros con azufre y oxígeno, en cantidad prudencial, aunque haya variaciones en los contenidos del metal producido en el conjunto alto horno-Linz.

Con minerales suficientemente exentos de fósforo, la combinación del proceso de desulfuración con el convertidor ácido permitirá seguramente fabricar un cierto número de aceros calmados, en condiciones muy económicas, incluso los aceros de aleación para la industria del automóvil, la construcción mecánica, etc. El único problema efectivo, que es evitar que la escoria del convertidor ácido se mezcle en la cuchara con la sintética, ha sido resuelto ya por Robert Lemoine, como se dijo antes. Pero esto sólo se puede hacer con minerales muy puros, pues no se pueden considerar dos tratamientos sucesivos por escoria, uno para la defosforación y otro para la desulfuración y la desoxidación, sin una carga intermedia en un horno.

c) En el caso de chapas, planchas y láminas para embuición profunda o estirado a fondo, que exigen contenidos bajos en silicio, es necesario utilizar las escorias ricas en alúmina. La aplicación al convertidor básico muestra que, aproximadamente, los $\frac{2}{3}$ de la escoria se pueden cargar de nuevo en estado líquido en el horno de escoria. Así hay todavía la posibilidad de vender las escorias residuales a las fábricas de cemento.

Se han citado varios ejemplos a modo de ilustración, pero cada caso debe ser objeto de una adaptación particular teniendo en cuenta la finalidad perseguida y las circunstancias locales.

6. DATOS GENERALES SOBRE LA FUSIÓN DE LA ESCORIA

Falta decir ahora algo sobre las instalaciones y sobre los elementos del precio de costo de la fabricación de las escorias, con independencia del de las materias primas, que varía según la naturaleza de ellas. Las indicaciones sólo pueden ser aproximadas, puesto que la instalación es forzosamente función de la cantidad total de arrabio o acero que hay que tratar por día y del precio del arrabio o acero que hay que tratar por operación aislada según el ritmo de funcionamiento de las instalaciones.

Es evidente, por ejemplo, que la capacidad del horno de escoria debe ser mayor si se tratan seis coladas de 150 toneladas de acero de horno de solera, por día, que si se ha de tratar el mismo tonelaje, obtenido en convertidor o por el sistema Linz, con coladas mucho más frecuentes. Asi-

mismo es natural que el consumo de kilowatios-hora sea más elevado en el primer caso que en el segundo.

Los hornos tienen paredes refrigeradas para provocar la formación de un autorevestimiento de escoria que evite su ataque.

Los hornos de potencia y capacidad reducidas se alimentan con corriente monofásica y no tienen bóveda, asegurándose la protección contra la radiación por la carga fría. Varios de los hornos en servicio están constituidos por una simple cuba fija; el agujero de sangría se practica en cada operación, como en un cubilote; el precio de la instalación está integrado en su mayor parte por el costo de los transformadores.

Para producciones importantes resulta útil, aunque sólo sea para equilibrar la red eléctrica, instalar hornos trifásicos y hacerlos basculantes; también es útil una bóveda para la protección contra la radiación del calor, pero no es indispensable.

Se recomienda instalar una báscula al frente del horno para pesar la escoria que se utiliza en cada operación.

Para dar una idea de los precios de instalación, parece preferible tomar un ejemplo desfavorable: el del tratamiento de coladas de horno de solera de gran tonelaje (150 toneladas), con producción global de 1.000 toneladas por día.

La proporción de la escoria es de 2,5 por ciento del acero, lo que representa coladas unitarias de escoria de 3.750 kilogramos. La potencia del transformador, tomando un coeficiente de seguridad, será de 2.500 kilovolt-amperes. El espacio ocupado por el horno corresponde al de un horno eléctrico de acero de una capacidad de 15 toneladas aproximadamente. Desde el punto de vista del costo de funcionamiento, interesa equipar el horno con electrodos Söderberg, semicontinuos, perfectamente adaptados a este caso y de precio bajo.

El costo total de instalación¹ en Francia, alcanzaría un máximo de 300.000 dólares. No es necesario modificación alguna en los aparatos de traslación ni en los edificios de la aceria, pues la operación consiste simplemente en verter en la cuchara, antes de la colada de acero, un 2,5 por ciento, en peso, de escoria. El único problema es encontrar o prever el emplazamiento del horno de escoria de manera que se disponga fácilmente de aparatos de traslación.

La inversión relativa en este caso es, pues, de 400 dólares por tonelada diaria de acero tratado. Esta inversión se reduciría, naturalmente, si se produjera el mismo tonelaje en coladas menores y si una parte de la escoria se volviera a verter en el horno en estado líquido después de cada operación.

7. ELEMENTOS DEL PRECIO DE COSTO, ADEMÁS DE LAS MATERIAS PRIMAS

Consumo de energía: entre 1.000 y 1.200 kilowatios-hora por tonelada de escoria fundida, según la naturaleza de la escoria y el ritmo de las coladas. Si se recarga la mitad de la escoria líquida en cada colada del horno, el consumo de kilowatios-hora se reduce en un tercio.

Mano de obra: 1 hombre por turno, máximo 2; es insignificante, pues, por tonelada de acero tratada.

Consumo de electrodos: 5 kilogramos de elementos Söderberg por tonelada de escoria. No se tiene experiencia

¹ De un horno de escoria para tratar 1.000 toneladas diarias de metal.

sobre electrodos de grafito, con los cuales el consumo sería naturalmente menor.

Conservación: prácticamente limitada a las reparaciones normales del material eléctrico y mecánico; gracias al auto-revestimiento, no hay consumo de refractarios.

En total, las partidas reales del precio de costo son: a) amortización y las cargas financieras; b) materias primas, con recuperación eventual por concepto del cemento residual, y c) energía eléctrica.

Con los datos aportados es posible calcular los precios de costo en cada caso particular. Como se ha indicado, las adaptaciones posibles son demasiado variadas y las circunstancias locales, también, para que pueda calcularse un precio de costo general, que resultaría falso en muchos casos.

Sin duda alguna, esta técnica de fusión de la escoria puede sorprender a los metalúrgicos que no están familiarizados con el problema y pueden recibir la impresión de que se trata de un problema difícil, cuando en realidad es sumamente sencillo.

Se practica hoy en muy gran escala por la M. A. Hanna Co. —para citar un ejemplo— que utiliza uno de estos procedimientos para la fabricación de ferromanganeso muy puro, sin carbono ni azufre. La misma compañía ha procedido, en Riddle-Oregon (Estados Unidos de América), a fundir, en hornos de 14.000 kilovolt-amperes, 800 toneladas por día, una garnierita pobre que tiene la composición de una escoria; esta cantidad se va a duplicar para llegar prác-

ticamente a la fusión de más de 600.000 toneladas anuales de mineral.

Dada la amplitud de esta producción, la M. A. Hanna Co., adoptó las técnicas utilizadas ya desde hace años, sobre tonelajes importantes, en las fábricas de l'Ardoise, Francia. Esas técnicas consisten en recalentar primero el mineral en un horno giratorio y cargar el mineral caliente en el horno eléctrico. El consumo de energía eléctrica por tonelada de mineral fundido se lleva de este modo a 700 kilowatios-hora aproximadamente.

Para terminar, se expresa la convicción de que las técnicas del tratamiento con escoria fundida constituyen un elemento que permite reducir considerablemente las inversiones por tonelada neta, útil, de acero, con una mejora correlativa del precio de costo total.

Fuera de la preocupación de fabricar aceros muy puros, las investigaciones y reajustes realizados se han llevado a cabo con la idea de estudiar pequeñas inversiones en instalaciones fijas a fin de aumentar el rendimiento de las grandes inversiones hechas y de reducir las inversiones correspondientes en las fábricas nuevas. Para lograr este propósito es indudable que pueden aplicarse otros sistemas, como el soplado con oxígeno, la desulfuración por la cal, etc. Cada caso debe estudiarse por separado a fin de determinar la solución más ventajosa y que sea más favorable tanto desde el punto de vista de las inversiones como del precio de costo.

La desulfuración del arrabio por medio de la cal*

por BO KALLING y SVEN EKETORP

La desulfuración del arrabio ha tomado un rumbo distinto en los últimos años a raíz de las investigaciones y de los trabajos realizados en este sector. Hoy día puede afirmarse que, en muchos casos, la desulfuración en el alto horno es incompleta y que, para reducir el contenido de azufre, es necesario recurrir a medidas que elevan el costo innecesariamente. Por otra parte, se han descubierto métodos sencillos y eficaces para lograr un contenido bajo de azufre, fuera del alto horno. Durante mucho tiempo se utilizó el carbonato sódico como agente desulfurador, pero en los últimos años se ha preferido la cal que resulta ideal porque es barata, se encuentra en todas partes y produce un arrabio casi libre de azufre si se emplea en forma adecuada.

Son bien conocidas las tres condiciones que crean el medio ideal para la desulfuración: a) alta basicidad; b) bajo potencial de oxígeno, y c) buen contacto entre el agente desulfurador y el metal.

En la desulfuración con cal, la primera condición se cumple naturalmente, tanto más cuanto que, en los procedimientos que se describirán más adelante, la cal permanece sólida y no se forman escorias con un CaO menos activo. Eulenstein y Krus (1) emplearon para la desulfuración cal gruesa en un horno de rotación lenta calentado con coque pulverizado. Los resultados no fueron muy satisfactorios, pues no se cumplieron en forma ideal las dos últimas condiciones. Giedroy y Dancy (2) usaron aglome-

rados esféricos de cal, o coque recubierto de cal para obtener una mayor superficie de reacción entre la cal y el arrabio, método que, aunque interesante desde el punto de vista de la investigación, carecía de valor práctico debido al elevado consumo de cal.

Cuando se desea lograr un buen contacto entre la cal y el arrabio, el método más sencillo para obtener una gran superficie de reacción consiste naturalmente en usar cal en polvo. En Domnarvet, Suecia, cuna del procedimiento Kalling-Domnarvet (3, 4, 5, 6, 7), el método que se ha adoptado para que la cal entre en contacto estrecho con el arrabio consiste hasta ahora en un horno rotatorio, que permite la mezcla correcta del contenido gracias a su alta velocidad.

El horno rotatorio ha demostrado su eficacia en la desulfuración en gran escala. Naturalmente, pueden conseguirse, también, los mismos efectos con otros medios, como, por ejemplo, una cuchara corriente que recibe la cal junto con el arrabio y que se hace girar o se agita sobre una plataforma horizontal. Esta solución, así como otros métodos de agitación se hallan en una etapa de desarrollo en Domnarvet.

Otra manera de poner la cal en contacto íntimo con el arrabio es soplarla en el hierro por medio de un vehículo gaseoso. También se ensayó este procedimiento en Domnarvet, pero los resultados no fueron muy satisfactorios. Henderson y Hulme (8) describieron, entre otros, un método similar en el que se usa CaC_2 en vez de cal. Trentini, Wahl y Allard (9), en las interesantísimas investiga-

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/LAI-2.

ciones a escala reducida, recientemente publicadas, obtuvieron muy buenos resultados soplando cal en polvo en el arrabio por medio de nitrógeno, a través de toberas colocadas en el fondo de un convertidor.

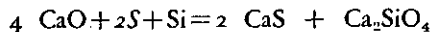
A continuación se describe, con cierto detalle, el procedimiento de desulfuración Kalling-Domnarvet que se realiza en un horno rotatorio.

I. METALURGIA DEL PROCEDIMIENTO

El grado de desulfuración que normalmente se obtiene con este procedimiento es de 90 a 95 por ciento, lo que quiere decir que un contenido inicial de 0,1 por ciento de azufre se reduce a menos de 0,01 por ciento. Esto rige para todas las instalaciones siderúrgicas que utilizan este procedimiento y que han tenido poca dificultad en alcanzar esos resultados casi inmediatamente después de su adopción. En la figura I se muestra una curva normal de desulfuración. Nótese que 15 minutos de rotación bastan para bajar el contenido de azufre a 0,01 por ciento. Se obtienen con facilidad valores más bajos aún (inferiores a 0,005 por ciento). En efecto, en una de las instalaciones y en 55 por ciento de las sangrías se registraron valores inferiores al indicado. Un contenido inicial de 0,1 a 0,15 por ciento de azufre es normal, pero se ha visto que pueden eliminarse con toda eficacia cantidades de azufre mucho mayores. Para desulfurar arrabio con 0,2 ó 0,3 por ciento de azufre, basta con aumentar la cantidad de cal. El tiempo de rotación es casi el mismo. Cuando el contenido de silicio y manganeso del arrabio es normal, el contenido máximo de azufre que puede obtenerse en el alto horno es de 0,5 por ciento. Este valor elevado puede reducirse aún sin ninguna dificultad, y de una sola vez, a cerca de 0,01 por ciento. En una experimentación en pequeña escala se redujo el contenido de azufre de un arrabio libre de silicio desde 0,579 a 0,007 por ciento. El costo se ha calculado a base de una desulfuración de hasta 0,01 por ciento, pues no se consigue economía alguna deteniendo la reacción cuando el contenido de azufre haya llegado, por ejemplo, a un 0,02 por ciento.

La cantidad de cal que debe usarse depende principalmente del contenido inicial de azufre, y es de 10 a 12 veces mayor que el volumen de azufre que se va a eliminar cuando el contenido de éste es bajo, y de 6 a 8 veces, cuando es mayor. Así, cuando el contenido inicial es de 0,1 por ciento se necesita 1 por ciento de cal, y 2,5 por ciento cuando aquél es de 0,3 por ciento. El análisis de la cal no es de gran importancia, aunque su contenido de SiO_2 debe ser inferior a 4-5 por ciento y la pérdida por ignición inferior a 5 por ciento. El grado de fineza de la cal en polvo debe ser inferior a 0,5 mm.

Al parecer, el análisis del arrabio no influye en absoluto en el resultado de la desulfuración. El contenido de silicio del arrabio corriente basta para que actúe como agente reductor, según la siguiente reacción:

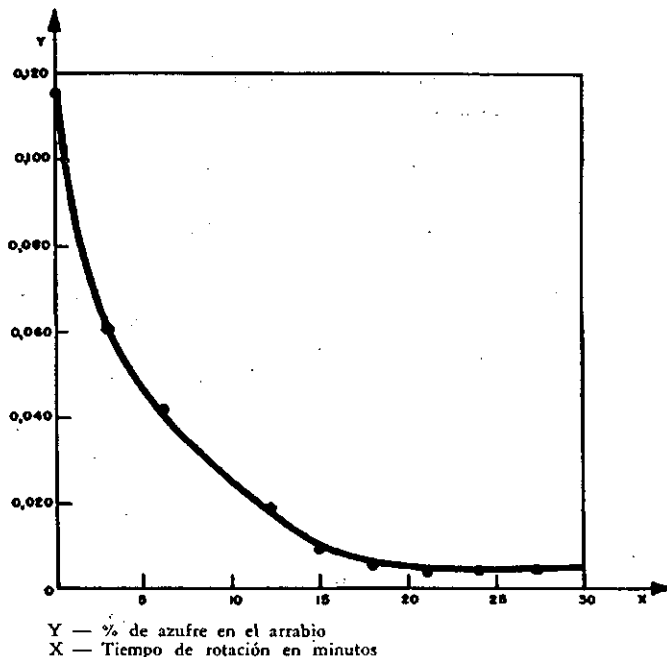


Sin embargo, se ha comprobado que en ausencia del silicio la desulfuración también es eficaz. En este caso el carbono actúa como reductor en vez del silicio. El arrabio destinado al horno de solera, a la fundición y al convertidor básico dan el mismo resultado en la desulfuración. En consecuencia, el análisis del arrabio no es un punto decisivo y, al parecer, influye muy poco en el resultado, salvo en lo que atañe a la fluidez, factor del cual dependen, en par-

Figura I

CURVA NORMAL DE LA DESULFURACIÓN EN LAS OPERACIONES EN GRAN ESCALA

(Escala natural)



te, las posibilidades de contacto entre la cal y el arrabio. Como el silicio actúa como agente reductor, el contenido de este elemento disminuye un poco durante el tratamiento, es decir, a 0,05 por ciento cuando el contenido de azufre baja de 0,1 a 0,01 por ciento. El magnesio, el carbono y el fósforo permanecen constantes por lo común. Se ha podido comprobar que cuando el contenido de silicio del arrabio es muy bajo, se puede reducir algo el contenido fosforoso.

El horno rotatorio ha resultado también un aparato excelente por cuanto permite corregir la composición de los contenidos de silicio y manganeso del arrabio, agregando las cantidades necesarias. Además, cuando la temperatura no es crítica —como por ejemplo cuando el arrabio se cuele en máquina—, puede agregarse chatarra de arrabio para la fusión.

La desulfuración puede llevarse a cabo a una temperatura que fluctúe entre 1250 y 1450°C. Para el acero básico de convertidor, el límite inferior puede fijarse en 1200°C. La reacción es exotérmica y el calor que desprende la oxidación del silicio basta para calentar la cal en polvo. Por lo tanto, el descenso de temperatura se debe únicamente a las pérdidas de calor del mismo horno rotatorio. En un horno de 25 toneladas la temperatura baja casi 25°C por hora, cifra que representa la pérdida de temperatura cuando se hace un tratamiento por hora en el horno.

El horno rotatorio no se calienta en general entre un tratamiento y otro, debido en parte a que no es necesario y a que, con el calentamiento, se formarían óxidos de hierro, que perjudicarían la desulfuración subsiguiente. Para impedir con mayor seguridad que penetre oxígeno en el horno, éste se mantiene cerrado durante el tratamiento. Es importante evitar que con el arrabio penetre la escoria en el horno.

Prácticamente toda la cal permanece en estado de polvo

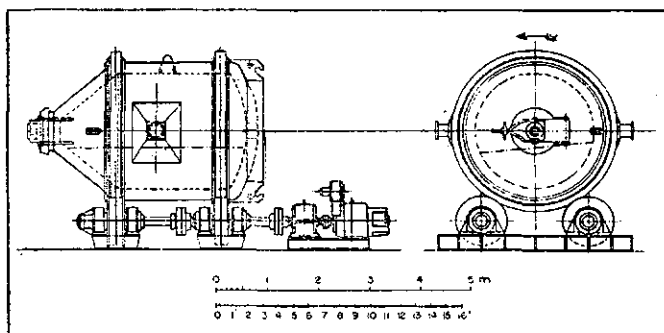
durante el tratamiento, más aún cuanto menor sea la cantidad de escoria presente. En este polvo se encuentra cierta cantidad de partículas de hierro, las cuales pueden eliminarse con facilidad mediante el cribado o la separación magnética. La pérdida real de hierro, en forma de pequeñas partículas o de silicatos, es de casi 0,1 por ciento. Se ha podido comprobar que, agregando una pequeña cantidad de carbonato sódico, de 1 a 3 por ciento del peso de la cal, disminuye notablemente la cantidad de hierro presente en la misma. El carbonato sódico también ayuda a mantener limpio el horno y evita que la cal se adhiera a las paredes.

2. CONSTRUCCIÓN DEL HORNO

El horno es de construcción muy sencilla. Consiste en un cilindro con un terminal cónico para la carga y la descarga. (Véase la figura II.) Un horno de 25 toneladas tiene un diámetro interior de 2,5 metros y una superficie de baño metálico de 3,5 metros de longitud aproximadamente. El horno más grande construído hasta ahora tiene 30 toneladas de capacidad, pero pueden construirse hasta de 100 o más toneladas. La velocidad de rotación que conviene a un horno de 25 toneladas es de 30 revoluciones por minuto. La fuerza motriz que se necesita es muy reducida.

Figura II

ESQUEMA DE UN HORNO ROTATORIO DE 25 TONELADAS



El horno está revestido con ladrillos de chamota, que deben ser muy compactos y resistentes. La duración del revestimiento es variable —debido sobre todo a la temperatura del arrabio que se someta a tratamiento— y por lo común alcanza a 500-1000 coladas.

3. DESCRIPCIÓN DEL PROCEDIMIENTO

El horno se carga con arrabio procedente de un mezclador o directamente del alto horno o del horno de cubilote. En seguida, una grúa lo eleva hasta el soporte de giro y se carga la cal en polvo. El horno se cierra con una tapa bien ajustada, y después de una rotación de 10 a 20 minutos se vacía su contenido mediante la grúa en el horno de acero o en el mezclador. Al descargarlo, la cal no es arrastrada con el arrabio ya que el horno tiene que colocarse casi en posición vertical antes que se descargue la cal.

Un problema importante es el de coordinar el procedimiento de desulfuración dentro del funcionamiento de una fábrica siderúrgica. Sin embargo, no pueden formularse recomendaciones generales y válidas para todas las fábricas,

pues las condiciones de cada lugar son las que determinan el mejor método de trabajo. No obstante, por lo general, el horno rotatorio debería usarse lo mismo como cuchara de colada que como aparato de desulfuración a fin de evitar las pérdidas innecesarias de temperatura y para simplificar la manipulación. El horno rotatorio puede colocarse directamente al lado del alto horno y cargarse en esta posición. Pero entonces permanecerá paralizado la mayor parte del tiempo entre cada sangría del alto horno y, por esta razón, deben usarse hornos más grandes o mayor número de ellos que cuando estos hornos puedan recibir arrabio en forma más continua, como sucede cuando el horno rotatorio se encuentra entre el mezclador y la acería o el equipo de colada. En esta forma se aprovecha al máximo la capacidad del horno. Un horno de 25 toneladas que funciona a continuación del mezclador debería poder tratar de 40 a 50 toneladas por hora, es decir, unas 300.000 toneladas al año. En ese caso se necesita tener dos tambores de reserva para renovar el revestimiento refractario y, desde luego, un solo soporte o mecanismo de rotación.

En algunas instalaciones, ya sea porque la capacidad de la grúa es insuficiente o por razones de otra índole, es necesario usar un horno fijo servido por cucharas corrientes. Puede seguirse esta práctica pero no se evita con ello la mayor pérdida de temperatura, lo que demanda gran cantidad de trabajo adicional.

Tomando un ejemplo práctico, pueden compararse las tres formas diferentes mencionadas. Supónganse dos altos hornos, cada uno de 300 toneladas diarias, con sangrías cada 4 horas. El primero dispone de un mezclador de unas 500 toneladas y el otro, no. En un tercer caso se usa un horno rotatorio fijo servido por cucharas de 25 toneladas. Cuando el hierro proviene directamente del mezclador, un horno de 25 toneladas con un solo mecanismo de rotación puede desulfurar fácilmente 600 toneladas diarias y en consecuencia, su capacidad basta para cubrir el tonelaje total. Cuando los hornos rotatorios se colocan directamente al lado de los altos hornos, se necesitan dos de ellos con 50 toneladas de capacidad para cada alto horno. Siempre que las sangrías de los altos hornos no interfieran unas con otras, basta con un solo soporte de rotación. En el tercer caso, deberá usarse un horno fijo de 50 toneladas, pero agregando al costo total de la desulfuración el valor de las cucharas.

En los cuadros 1 a 5 figuran algunos cálculos de costo basados en experiencias suecas y convertidos a dólares para los tres casos diferentes mencionados.

Cuadro 1

DATOS PARA EL CÁLCULO DEL COSTO DEL PROCEDIMIENTO KALLING-DOMNARVET

(Precio en dólares puesto en la fábrica)^a

Datos básicos		
Producción de arrabio: capacidad diaria que se ha tomado como base para los cálculos (toneladas)	600	
Tasa de depreciación del equipo (por ciento)	15	
Costo de la cal viva en polvo, por tonelada métrica.	20	
Costo medio por hombre/hora empleado en la desulfuración, incluido 25 por ciento de beneficios sociales	1,50	
Costo medio por hombre/hora empleado en la desulfuración, incluido 25 por ciento de beneficios sociales	1,50	
Costo de la energía por KWH	0,006	
Costo unitario de los ladrillos refractarios de 9"×4½"×2½"	0,22	

^a Basados en las condiciones y costos de Suecia convertidos en dólares, al tipo de cambio de 1 dólar = 5,15 coronas suecas.

Cuadro 2

CÁLCULO DE COSTO^a: HORNO ROTATORIO COLOCADO A CONTINUACIÓN
DEL MEZCLADOR; 2 HORNOS ROTATORIOS (25 TONELADAS);
1 MECANISMO DE ROTACIÓN

	Unidad	Porcentaje inicial de azufre en el arrabio					
		0,10	0,15	0,20	0,30	0,50	1,00
Contenido de azufre del arrabio desulfurado	Porcentaje	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
Inversión	Dólares suma total.....	48.000					
Costo de depreciación	Dólares	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04
Cal usada	Kilogramos	12	15	20	25	35	60
Costo de la cal	Dólares	0,24	0,30	0,40	0,50	0,70	1,20
Energía empleada	KWH	1	1	1	1	1	1
Costo de la energía	Dólares	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
Mano de obra empleada en el servicio de conservación	Horas-hombre	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
Costo de la mano de obra empleada en el servicio de conservación	Dólares	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08
Ladrillos refractarios	Ladrillos	0,17	0,17	0,17	0,17	0,17	0,17
Costo de ladrillos refractarios ..	Dólares	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04
Deducción del costo por cuchara innecesaria		0,41	0,47	0,57	0,67	0,77	1,37
		0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
Costo total	Dólares	0,36	0,42	0,52	0,62	0,72	1,32

^a Basado en las condiciones y costos de Suecia convertidos en dólares.

Cuadro 3

CÁLCULO DE COSTO^a: HORNO ROTATORIO EN EL ALTO HORNO, 3 HORNOS
ROTATORIOS (50 TONELADAS); 1 MECANISMO DE ROTACIÓN

	Unidad	Porcentaje inicial de azufre en el arrabio					
		0,10	0,15	0,20	0,30	0,50	1,00
Contenido de azufre del arrabio desulfurado	Porcentaje	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
Inversión	Dólares suma total.....	126.000					
Costo de depreciación	Dólares	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10
Cal usada	Kilogramos	12	15	20	25	35	60
Costo de la cal	Dólares	0,24	0,30	0,40	0,50	0,70	1,20
Energía empleada	KWH	1	1	1	1	1	1
Costo de la energía	Dólares	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
Mano de obra empleada en el servicio de conservación	Hombres-hora	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
Costo de la mano de obra empleada en el servicio de conservación	Dólares	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08
Ladrillos refractarios usados ..	Ladrillos	0,17	0,17	0,17	0,17	0,17	0,17
Costo de ladrillos refractarios ..	Dólares	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04
Deducción del costo por las cucharas innecesarias		0,47	0,53	0,63	0,73	0,83	1,43
		0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
Costo total	Dólares	0,42	0,48	0,58	0,68	0,78	1,38

^a Basado en las condiciones y costos de Suecia convertidos en dólares.

Cuadro 4

CÁLCULO DE COSTO^a: HORNO ROTATORIO FIJO; 2 HORNOS ROTATORIOS (50 TONELADAS); 1 MECANISMO DE ROTACIÓN; 5 CUCHARAS (25 TONELADAS)

	Unidad	Porcentaje inicial de azufre en el arrabio					
		0,10	0,15	0,20	0,30	0,50	1,00
Contenido de azufre del arrabio desulfurado	Porcentaje	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
Inversión	Dólares suma total			110.000			
Costo de depreciación	Dólares	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08
Cal usada	Kilogramos	12	15	20	25	35	60
Costo de la cal	Dólares	0,24	0,30	0,40	0,50	0,70	1,20
Energía empleada	KWH	1	1	1	1	1	1
Costo de la energía	Dólares	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
Mano de obra empleada en el servicio de conservación	Hombres-hora	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05
Costo de la mano de obra empleada en el servicio de conservación	Dólares	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08
Ladrillos refractarios usados	Ladrillos	0,17	0,17	0,17	0,17	0,17	0,17
Costo de ladrillos refractarios ..	Dólares	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04
Costo total	Dólares	0,45	0,51	0,61	0,71	0,81	1,41

^a El costo de la mano de obra es el que corresponde normalmente al funcionamiento de las cucharas.

Cuadro 5

COSTOS DE DESULFURACIÓN DEL SISTEMA KALLING^a

(Dólares)

S inicial (porcentaje)		0,100	0,250
S final (porcentaje)		0,040	0,040
1. Costos de transformación por ton:			
a) Materiales - cal		0,12	0,25
b) Energía		0,01	0,01
c) Refractarios, etc.		0,04	0,04
d) Mano de obra ^b		0,08	0,08
Otros elementos			
e) Pérdida de metal		0,05	0,05
f) Gastos generales		0,05	0,05
Total de costos variables:		0,35	0,48
2. Costos de inversión:			
Total de inversión (miles de dólares) ..	48	48	
Capacidad anual (miles de toneladas)			
(o capacidad diaria X 300)	180	180	
Periodo de depreciación (años)	10	10	
g) Tasa de interés (porcentaje)	4	4	
h) Depreciación por tonelada			0,026
i) Interés al capital por tonelada			+ 0,011
			0,387
j) Economía por cuchara innecesaria ...			- 0,05
Costo total por tonelada de arrabio tratado		0,34 ^c	0,47 ^c

^a Los datos de este cuadro fueron agregados al trabajo después de la Junta de Expertos, a petición expresa de los participantes.

^b No hay costo de mano de obra por encima de la práctica normal de la cuchara.

^c Hay que aumentar en 0,12 y 0,20, respectivamente, si se afina a menos de 0,010 de S.

4. INSTALACIONES ACTUALES

El procedimiento de desulfuración con cal tuvo su origen en el Departamento de Investigaciones, Domnarvet, del Stora Kopparbergs Bergslags en los años 1947-50. La primera instalación fue puesta en marcha en 1951 en Surahammar Steelworks, Suecia, y aún se encuentra en funcionamiento. En ella se trabaja con arrabio ordinario con 1 por ciento de silicio que procede de un horno de solera. En Fagersta Steelworks se desulfuran a menos de 0,01 por ciento cerca de 100.000 toneladas de arrabio de convertidor ácido, que representan casi el volumen total de producción. Una instalación en Herräng, Suecia, produce arrabio de fundición con un contenido bajo de azufre. Noruega y Alemania contarán con plantas de desulfuración en la primavera de 1956. Otros países europeos tienen también instalaciones de este tipo en proyecto.

5. IMPORTANCIA DE LA DESULFURACIÓN

No cabe duda que la desulfuración es importante sobre todo porque permite obtener acero con bajo contenido de azufre. En las acerías que emplean este método se ha podido comprobar que, con bajo contenido de azufre, se obtiene un mayor rendimiento en los trenes laminadores, y aceros de calidad superior. Además de esto, se pueden obtener otras ventajas importantes en los altos hornos y en los hornos de cubilote debido a la menor basicidad de la escoria, al menor contenido de Mn en el arrabio y a la menor cantidad

de escoria. Por lo tanto, el procedimiento de desulfuración se justifica con frecuencia por sí solo gracias al mejoramiento en la marcha del alto horno. En los casos en que se requiere que el contenido de azufre sea especialmente bajo, como por ejemplo en el acero nodular, el contenido de azufre inferior a 0,005 que este procedimiento permite obtener, hace que su empleo sea especialmente interesante.

BIBLIOGRAFÍA

- (1) R. Eulenstein, A. Krus, "Production of Iron in Rotating Furnace", *Stahl und Eisen* 57 (1937 : 1) 6-12.
- (2) V. Giedroyc, T. E. Dancy, "Desulphurization of Pig Iron by Solid Lime", *Journal of the Iron and Steel Institute* 169 (1951:3) 353-359.
- (3) B. Kalling, C. Danielsson, O. Dragge, "Desulphurization of Pig Iron with Pulverized Lime", *Journal of Metals* 3 (Sept. 1951) 732-738.
- (4) S. Fornander, "The Kalling-Domnarvet Process at Surahammar Steelworks", *Journal of Metals* 3 (Sept. 1951) 739-741.
- (5) B. Kalling, "Work on Improvement of the Basic Bessemer Steel at Domnarvet Steelworks, Sweden", *Revue Universelle des Mines, Liège*, 96 (Agosto 1953) 612-624.
- (6) S. Eketorp, "Desulphurizing with Solid Lime", *Blast Furnace and Steel Plant*, (Octubre 1954), 1159-61, 1177.
- (7) S. Eketorp, "Desulphurization with Solid Lime", *Revue de Métallurgie* N° 9 (1955) 718-724.
- (8) H. E. Henderson, Ph., M. Hulme, "Calcium Carbide Injection is New Tool in Gray Iron Metallurgy", *Foundry* 81 (1953) 86-91, 241-247.
- (9) B. Trentini, L. Wahl, M. Allard, "An Efficient Method of Desulphurizing Liquid Pig Iron", edición previa de AIME, febrero 1956.

Progresos recientes en la desulfuración del arrabio por medio de la cal*

por B. TRENTINI, L. WAL y M. ALLARD

I. EL PROBLEMA DEL AZUFRE EN LA FABRICACIÓN DE ACERO

La eliminación del azufre en la fabricación de acero es hoy un problema de suma importancia por cuanto hay que cumplir exigencias cada vez más estrictas en lo que toca al contenido final de azufre de los aceros terminados, a pesar de que los combustibles usados durante las diversas etapas de la elaboración contienen a menudo grandes cantidades de este metaloide.

Según sean las condiciones locales o los factores económicos corrientes, la eliminación del azufre puede efectuarse en una o más de las etapas de fabricación. Por ejemplo, se puede lograr en un alto horno que funcione a elevadas temperaturas y con una elevada proporción de escoria básica y también agregando a la carga grandes cantidades de manganeso. Pero estos procedimientos son onerosos y se contradicen con la marcha ácida del alto horno que se ha venido desarrollando gradualmente debido a la economía de coque y al aumento de productividad.

En la acería, la desulfuración puede efectuarse en un horno de solera o en uno eléctrico, con una o varias escorias básicas o con escorias especiales prefabricadas (procedi-

miento Perrin) mezcladas con aceros procedentes de convertidor o de hornos de solera o eléctricos.

Desde hace mucho tiempo se ha venido tratando separadamente el arrabio líquido antes de llevarlo a la acería a fin de reducir su contenido en azufre, que es muy elevado.

En Europa se ha adoptado esta desulfuración exterior en el procedimiento del convertidor básico (Thomas) que ha encontrado de nuevo acogida muy favorable por las numerosas mejoras introducidas en él, por la flexibilidad de sus instalaciones y porque el acero obtenido mediante este procedimiento está libre de las impurezas que provienen de la chatarra. El procedimiento básico, en su forma corriente, tiene un bajo poder desulfurante y la desulfuración exterior suele efectuarse en la cuchara usando para ello álcalis (carbonato sódico sobre todo). Este método, que tiene la ventaja de ser sencillo y barato, presenta, sin embargo, algunos inconvenientes, como es su poder desulfurante mediano, que hace necesario repetir la operación varias veces cuando la cantidad de azufre que debe eliminarse es elevada o cuando se desea llegar a contenidos de azufre bajos, lo que al mismo tiempo origina grandes pérdidas de temperatura y una disminución considerable en el rendimiento. Por otra parte, la escoria líquida y corrosiva resultante no se puede eliminar por completo y ataca el revestimiento refractario de los mezcladores y de los hornos de afino.

Por consiguiente, es necesario contar con métodos sen-

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF.4/LAI-6. Se basa en un trabajo presentado a la reunión del American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, celebrada en febrero de 1956.

cillos para la desulfuración exterior que no sólo permitan eliminar importantes cantidades de azufre del metal caliente procedente del alto horno de marcha ácida, sino que al mismo tiempo permita rebajar el contenido de azufre tanto como lo requiera la fabricación de hierro y acero de calidad superior, teniendo en cuenta el costo de este tratamiento y además el ritmo rápido de producción que es frecuente en las acerías.

2. PRINCIPIO EN QUE SE BASA EL PROCEDIMIENTO

En el presente documento se describe un nuevo método para desulfurar el metal caliente, que ha sido perfeccionado por los autores después de realizar más de cien pruebas, tanto en la fábrica experimental del IRSID en Saint-Germain-en-Laye como en la de Pont-à-Mousson, al este de Francia. Su característica especial es el contacto eficaz que se ha logrado obtener por medio de toberas sumergidas, entre la cal finamente molida que se sopla a través de ellas mediante una corriente gaseosa neutral o reductora y el baño de metal que se va a tratar. De este modo se obtiene en breve tiempo rendimientos de desulfuración que sistemáticamente son muy elevados —superiores al 90 por ciento— y contenidos de azufre muy bajos —inferiores al 0,010 por ciento— si es necesario.

Las relevantes propiedades desulfurantes que presenta la cal sólida son bien conocidas en la industria siderúrgica. Han resistido numerosas pruebas de diversos tipos, tales como el método de agitación en un horno rotatorio (1, 2), que dio resultados satisfactorios en los notables experimentos realizados por Kalling (3) y que permitieron obtener hierro con un contenido muy bajo de azufre, tanto en la escala experimental como en la industrial (4). Se han ensayado también otros métodos que permiten mezclar bien la cal con el metal, como por ejemplo, la agitación por inducción (5) o por burbujas de gas (6, 7, 8) y el revestimiento de trozos de coque con cal (9).

Otra solución que desde hace tiempo atrae el interés de los investigadores es la suspensión de cal en polvo en una corriente gaseosa que se sopla en el metal líquido. Como aquí se trata exclusivamente del problema de la cal, hay que limitarse a mencionar el destacado trabajo de Wood sobre las inyecciones de polvo (10), que continuaron Baumer, Henderson y Hulme (11).

En cuanto al uso de la cal, cumple mencionar primero a Eichholz y Behrendt (2), quienes después de los experimentos realizados por Oelsen (12), inyectaron una mezcla de cal y carbón en polvo en una corriente de aire comprimido sin obtener resultados satisfactorios. Por otro lado, Sawamura, Okamura, Mori y Abe (13) usaron un pequeño crisol de grafito dentro del cual soplaron cal en polvo en una corriente de nitrógeno con una lanza de aspersión. Las dos únicas pruebas que se hicieron con cal pura no dieron como resultado final contenidos muy bajos en azufre (por ejemplo, de 0,094 por ciento antes del tratamiento a 0,050 por ciento después de él).

En un trabajo publicado en 1952 (14) por la Quebec Iron & Titanium Company y la Canadian Liquid Air Company se menciona este mismo método de soplar cal en polvo en una corriente de nitrógeno con una lanza: la operación se llevó a cabo en un horno eléctrico básico. Finalmente, Kalling, antes de idear el método del horno rotatorio, en una de sus publicaciones dice haber ensayado el soplado de la cal en una corriente de nitrógeno, pero sin obtener resultados muy halagüeños.

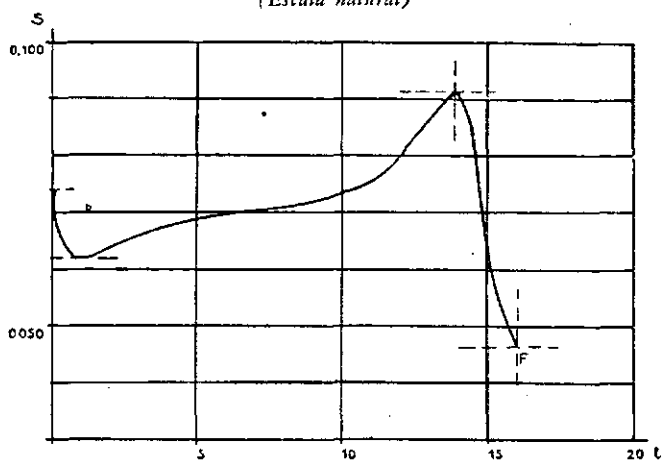
Uno de los autores de este informe había hecho ya experimentos similares en una acería en 1949-50 con un aparato imperfecto. Pero sólo en la fábrica experimental del IRSID le fue posible, por una parte, comprobar el hecho de que podía obtenerse una buena desulfuración soplando productos finamente pulverizados en el baño de metal, y, por otra, contar con un aparato que le permitiera obtener una suspensión regular y concentrada de cal en polvo en una corriente de gas y en un aparato basculante similar a un convertidor.

Al mismo tiempo, otro de los autores, durante un estudio sistemático sobre el comportamiento del azufre en los diversos períodos de una operación básica de convertidor observó que en el primer minuto del soplado ya se registraba una cierta desulfuración (de 15 a 20 por ciento), gracias a la fuerte agitación del metal caliente con los trozos de cal colocados antes del soplado. De aquí dedujo la conclusión de que si se reemplazara el aire por un gas antioxidante y, en lugar de los trozos de cal, se soplara cal en polvo a través de unas toberas dentro de un convertidor libre de toda escoria oxidante, el contacto eficaz y la agitación permitiría obtener en forma rápida una desulfuración importante.

Figura I

CURVA DE LA EVOLUCIÓN DEL AZUFRE DURANTE EL AFINO DE UN ARRABIO PARA CONVERTIDOR BÁSICO

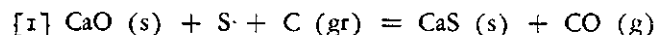
(Escala natural)



- S — Contenido de azufre en el metal (porcentaje)
- t — Duración del soplado (minutos)
- Tr — Fin de la decarburación
- F — Fin de la defosforación
- a — Azufre en la cuchara (antes del vaciado)
- b — Azufre en el convertidor (antes del soplado)

Los cálculos de equilibrio muestran que la cal sólida es un poderoso agente desulfurante del arrabio líquido.

Estos cálculos son fáciles para un arrabio que no contenga silicio y esté saturado de grafito; con el carbono actuando como agente reductor, la reacción es la siguiente:¹



Los datos termodinámicos permiten calcular la energía libre, tipo, de la reacción [1]:²

¹ Los elementos subrayados se disuelven en el metal; (s) y (g) indican los estados sólido y gaseoso; (gr) indica grafito.

² En la referencia se estipula: sustancia pura para CaO, CaS, C(gr) y solución diluida infinita de azufre en hierro líquido puro.

$$\Delta F^\circ = 27,050 - 27,55 T$$

Resulta fácil entonces determinar la constante de equilibrio:

$$K_1 = \frac{a_{\text{CaS}} \times P_{\text{CO}}}{a_{\text{CaO}} \times a_s \times a_c}$$

A los 1.300°C, aproximadamente, CaO y CaS no forman soluciones sólidas; por lo tanto: $a_{\text{CaO}} = a_{\text{CaS}} = 1$. De igual modo, el hierro que se satura con grafito, da $a_c = 1$. Suponiendo que $P_{\text{CO}} = 1$ atm:

$$K_1 = \frac{1}{a_s}$$

y a 1.300°C:

$$K_1 = 183$$

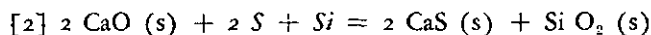
Si se toma un coeficiente de actividad del azufre igual a 5 (arrabio saturado con grafito con un contenido fosforoso de 2 por ciento):

$$[S] = \frac{1}{915} \quad 0,001 \text{ por ciento}$$

En consecuencia, el valor de equilibrio del contenido de azufre es sólo de un milésimo por ciento. (Se supone que $P_{\text{CO}} = 1$ atm; para el procedimiento descrito en este documento, el soplado de nitrógeno conduce a $P_{\text{N}_2} + P_{\text{CO}} = 1$ atm, lo que da como resultado un valor de equilibrio más bajo para el azufre final.)

En un estudio reciente de Sawamura (15) se detalla la termodinámica de la desulfuración del arrabio libre de silicio por medio de la cal y del carburo de calcio.

Sin embargo, en la práctica el arrabio contiene siempre silicio de manera que a la temperatura normal de tratamiento la reacción [1] se reemplaza por la [2]:



Eketorp (16) demostró recientemente que, suponiendo que se formara silicato dicálcico puro y que CaO, CaS y $\text{SiO}_2 \cdot 2\text{CaO}$ fueran insolubles, el valor de equilibrio del contenido de azufre a 1.300°C es de $2,5 \cdot 10^{-5}$ por ciento, para un arrabio de la siguiente composición:

$$\begin{aligned} \text{C} &= 3,4\% & \text{Mn} &= 0,8\% \\ \text{Si} &= 0,3\% & \text{P} &= 1,8\% \end{aligned}$$

De este modo, los cálculos termodinámicos para la desulfuración del arrabio líquido por medio de la cal conducen a contenidos de azufre residual extremadamente bajos, y a pesar de que muchos investigadores fracasaron al tratar de obtener contenidos de azufre residual sistemáticamente bajos soplando cal en polvo y nitrógeno, los autores del presente documento ensayaron la desulfuración mediante el soplado de cal en polvo vehiculado en un gas neutro, pero usando una técnica distinta, basada —como ya se ha dicho— en las excelentes condiciones de contacto y agitación creadas por toberas sumergidas.

3. TRABAJO EXPERIMENTAL

a) Equipo

En la fábrica experimental de Saint-Germain-en-Laye se usó un pequeño convertidor de 700 libras para la primera serie de pruebas.

La cal en polvo, arrastrada por una corriente de nitrógeno, se sopla a través del baño de metal mediante toberas pequeñas colocadas en el fondo del convertidor revestido con una mezcla de dolomita y alquitrán.

La característica principal del aparato para el soplado del polvo es la gran concentración de cal en la corriente gaseosa: hasta 2,4 libras por pie cúbico de nitrógeno soplado.

El convertidor experimental de 6.000 libras se usó en la fábrica de la Société des Fonderies de Pont-à-Mousson, situada en Pont-à-Mousson, en donde se llevó a cabo la segunda serie de experimentos. El metal caliente se transportó en cucharas de 30.000 libras, pero se usó la misma técnica experimental que en la fábrica de Saint-Germain-en-Laye con un convertidor de 700 libras.

Cabe destacar que este procedimiento de desulfuración puede efectuarse en otros aparatos, además de los convertidores: actualmente se está ensayando una cuchara especial con un juego de toberas que presenta la gran ventaja de poder usarse al mismo tiempo para desulfurar y para transportar el metal caliente.

b) Arrabio líquido

Cuando se escribió este informe se habían efectuado ya más de cien pruebas con arrabios de composiciones muy diferentes, como puede verse en el cuadro 1.

Cuadro 1

TIPOS DE ARRABIO TRATADOS

(Porcientos)

	C	P	Si
Arrabio básico corriente ..	3,5	1,75	0,1 a 0,6
Arrabio semifosforoso	3,2 a 4	0,6 a 1	1 a 3
Arrabio hematitas	3,2 a 4	0,1	1 a 2,5
Arrabio con níquel	3	0,1	2,5 Ni=28%

En lo que toca al contenido de azufre de los arrabios antes de tratarlos, éste fluctuó dentro de una escala muy amplia: de 0,015 a 0,300 por ciento. Sin embargo, en más del 50 por ciento de estos arrabios el contenido de azufre, antes del tratamiento, oscilaba entre 0,060 y 0,120 por ciento.

c) Cal

La cal que se usó en todos estos experimentos fue de calidad industrial y por lo tanto de costo reducido. Se adquirió de una acería francesa que tiene hornos de gas, lo que permite obtener cal de buena calidad. (Véase el cuadro 2.)

Debe señalarse que, si bien es cierto que las partes que quedan sin quemarse y las impurezas silíceas pueden tener

Cuadro 2

ANÁLISIS DE LA CAL

(Porcientos)

CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃ + Al ₂ O ₃	CO ₂ + H ₂ O	S
93	1,2	1,3	3	0,07

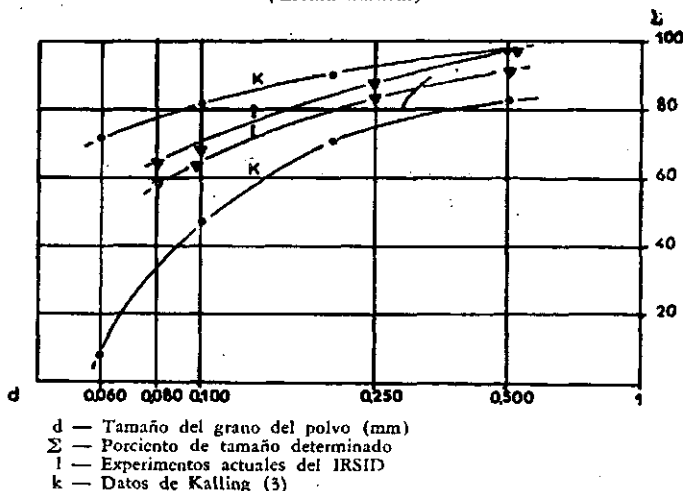
un efecto nocivo para la eficacia de la desulfuración, por otro lado, el contenido inicial de azufre de la cal no tiene importancia (equilibrio correspondiente a CaS).

El tamaño del grano de la cal en polvo que se utiliza lo dan las dos curvas de la figura II, en donde se compara con el de la cal en polvo usada por Kalling en sus experimentos realizados en el horno rotatorio de 6.600 libras.

Figura II

TAMAÑO DEL GRANO DE LA CAL EN POLVO

(Escala natural)



d) Nitrógeno

Sólo en los primeros momentos se realizaron experiencias con nitrógeno de pureza especial, pero la mayoría de los ensayos de desulfuración se llevaron a cabo con nitrógeno corriente, es decir, de menos de 0,5 por ciento de oxígeno.

e) Descripción de un tratamiento de desulfuración

La desulfuración, ya sea con un aparato de 700 o de 6.000 libras, es un procedimiento sencillo y rápido: se cuele el arrabio en el convertidor, colocado éste en su posición horizontal, y después de tomar una muestra del metal, se soplan primero la cal y en seguida el nitrógeno. Apenas aparece una nube blanca en la boca del convertidor, se bascula éste a su posición vertical. La duración total de la prueba es de unos 3 minutos. Al cabo de este tiempo, el convertidor vuelve a colocarse en su posición horizontal y se suspende la adición de cal y de nitrógeno. Después de

tomar una muestra del baño de metal, se cuele el arrabio líquido en una cuchara, en tanto que la cal retenida se vacía del convertidor cuando éste ha sido invertido por completo.

4. RESULTADOS OBTENIDOS

Para estudiar mejor el alcance de este método de desulfuración, gran parte de las experiencias se realizaron con basculaciones intermedias acompañadas del correspondiente muestreo del baño de metal, lo que permitió dibujar las curvas de evolución del azufre durante el procedimiento. En la mayoría de los casos, se suministró cal y nitrógeno en forma constante durante todo el experimento y muchos ensayos preliminares mostraron que, en estas condiciones, el flujo de la cal permanecía bastante regular.

a) En el cuadro 3 se resumen los resultados obtenidos con 5.500 libras de arrabio líquido semifosforoso (1 por ciento de P) tratado en el aparato instalado en la fábrica de Pont-à-Mousson.

El tiempo del soplado, que fue tres minutos en total, se dividió en tres períodos iguales de un minuto cada uno y en la figura III se ve la curva correspondiente al azufre.

Este experimento muestra que:

i) Un contenido inicial de azufre de 0,095 por ciento se reduce finalmente hasta 0,009 por ciento, lo que representa una desulfuración con 90 por ciento de rendimiento.

ii) Esta importante desulfuración se obtiene muy rápidamente: el soplado dura tres minutos en total.

iii) Desde el comienzo y hasta el final del soplado se observa una ligera disminución de los contenidos de carbono, silicio y manganeso.

b) La acentuada inclinación de la curva de desulfuración en función del tiempo obedece, sobre todo, a las excelentes condiciones de contacto entre el baño de metal que se va a desulfurar y el agente desulfurante que se obtienen con esta forma de tratar el arrabio. Esta misma inclinación se vuelve a encontrar en la mayoría de los ensayos realizados.

En el cuadro 4 aparece el análisis de las muestras tomadas cada minuto y medio durante un ensayo realizado con una masa de 5.500 libras de arrabio semifosforoso (P = 0,70 por ciento).

En la figura IV puede observarse la gran eficacia y la rapidez de la desulfuración: 2 minutos después de iniciado el tratamiento, la desulfuración alcanzó ya 90 por ciento, en tanto que el consumo de cal era inferior al 2 por ciento del peso del metal tratado; en menos de tres minutos el contenido de azufre disminuyó a menos de 0,003 por ciento que es el valor más bajo obtenido con el método de análisis químico usado (método de combustión) y que representa un rendimiento en la desulfuración superior al 96 por ciento. Como debía de reverse, un mayor soplado

Cuadro 3

Muestra número	Tiempo de soplado desde el comienzo	Cal soplada desde el comienzo	Sulfuro				Eficacia de la desulfuración (porcientos) ^a
			S	C	Si (porcientos)	Mn	
P 10 ₁	0	0	0,095	3,3	3,0	0,465	—
P 10 ₂	1 min	37 lbs	0,047	3,3	3,0	0,455	50
P 10 ₃	2 min	75 lbs	0,017	3,1	2,9	0,455	82
P 10 ₄	3 min	112 lbs	0,009	3,1	2,9	0,450	90

^a La eficacia en la desulfuración se define como: $\frac{S_{\text{inicial}} - S_{\text{final}}}{S_{\text{inicial}}} \times 100$

Figura III

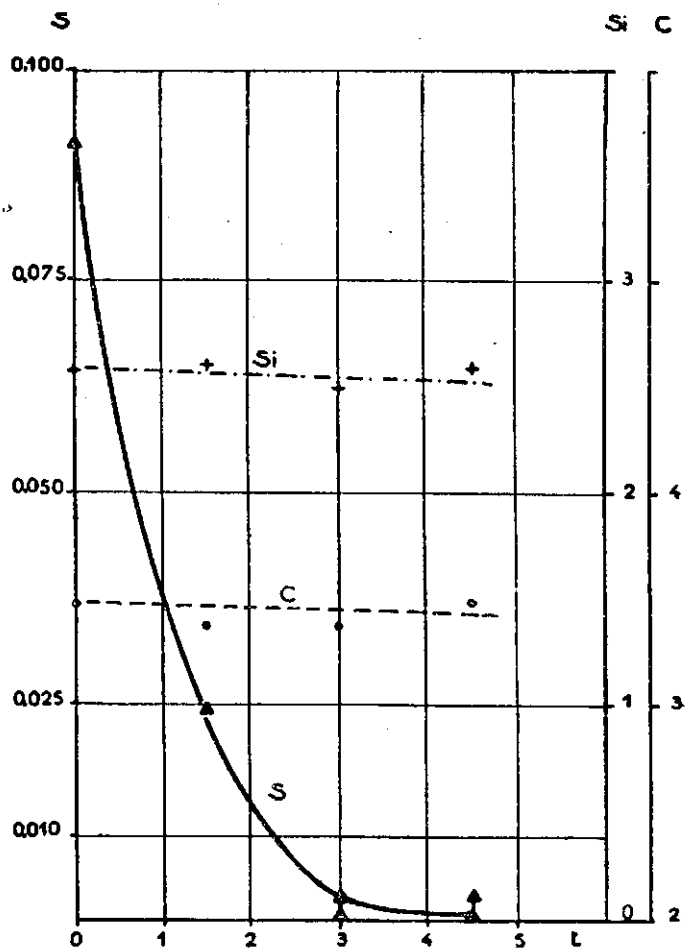
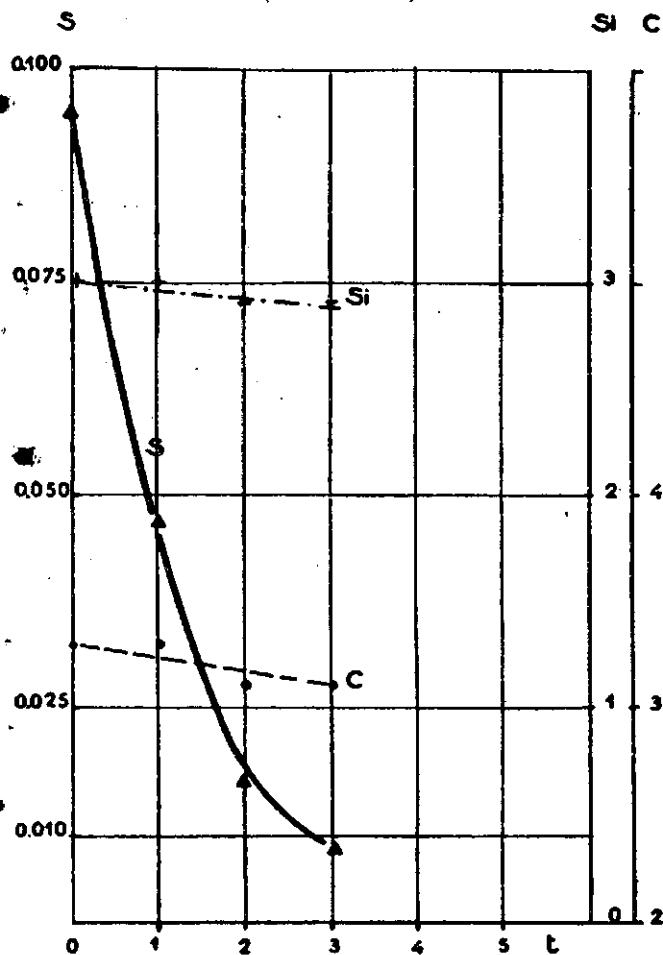
Figura IV

EVOLUCIÓN DE LA CURVA DE AZUFRE: COLADA P 10
(5.500 LIBRAS DE ARRABIO)

EVOLUCIÓN DE LA CURVA DE AZUFRE: COLADA P 14
(5.500 LIBRAS DE ARRABIO)

(Escala natural)

(Escala natural)



S — Contenido de azufre (por ciento)
Si — Contenido de silicio (por ciento)
C — Contenido de carbono (por ciento)
t — Duración del soplado en minutos

S — Contenido de azufre (por ciento)
Si — Contenido de silicio (por ciento)
C — Contenido de carbono (por ciento)
t — Duración del soplado en minutos

con cal no permite saber si es posible obtener contenidos menores de azufre dentro de esta escala de valores residuales, extremadamente bajos.

polvo. El contenido de azufre baja de 0,088 por ciento, que es su valor inicial, a 0,005 por ciento apenas transcurrido un minuto y medio, lo que representa un rendimiento de 94 por ciento.

c) Por otra parte, puede apurarse la desulfuración acelerando el ritmo de fluencia de la cal: siendo así, el experimento del cuadro 5 presenta una carga de 5.100 libras de arrabio (1 por ciento) tratada con 117 libras de cal en

d) La primera serie de experimentos de desulfuración realizados en el pequeño convertidor de 700 libras demostró que este nuevo procedimiento podría ser muy eficaz y sirvió de estímulo para experimentar en mayor escala. Pero estas pruebas con una masa de metal de sólo 700 libras tropezaron con graves dificultades, sobre todo por el escaso número de experimentos que fue posible hacer al día —uno o dos, raras veces tres— y también porque fue preciso precalentar el revestimiento entre cada prueba con un quemador de gas cuya llama oxida el metal adherido a él durante los ensayos anteriores. Estas pérdidas importantes de temperatura y la presencia de escoria oxidante afectan mucho el rendimiento de la desulfuración.

Cuadro 4

Muestra número	Tiempo de soplado desde el comienzo	Cal soplada desde el comienzo	S C Si			Eficacia de la desulfuración (porcientos) ^a
			(porcientos)			
P 14 ₁	0	0	0,092	3,5	2,6	—
P 14 ₂	1½ min	55 lbs	0,025	3,4	2,6	73
P 14 ₃	3 min	110 lbs	0,003	3,4	2,5	96
P 14 ₄	4½ min	168 lbs	0,003	3,5	2,6	96

La figura V representa la eficacia de la desulfuración obtenida en 32 pruebas con arrabio básico de 1,7 a 1,8 de fósforo y 0,030 a 0,100 de azufre, antes del tratamiento en el convertidor de 700 lb.

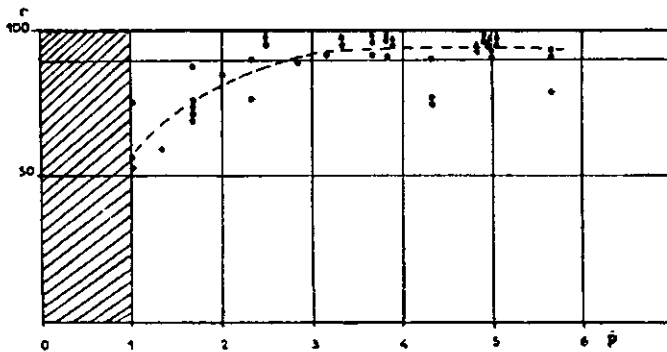
^a Véase la llamada del cuadro No. 3.

Muestra número	Tiempo de soplado desde el comienzo	Cal soplada desde el comienzo	S				Rendimiento de la desulfuración (porcientos)
			S	C	Si	Mn	
P 2I ₁	0	0	0,088	3,2	2,9	0,42	—
P 2I ₂	1½ min	117 lbs	0,005	3,1	2,8	0,42	94

Figura V

DESULFURACIÓN OBTENIDA EN EL APARATO DE 700 LIBRAS, CON ARRABIO BÁSICO

(Escala natural)



0,030 < S inicial < 0,100 por ciento
Revestimiento oxidado por precalentamiento

r — Rendimiento de la desulfuración (por ciento)
$$\frac{S_{\text{inicial}} - S_{\text{final}}}{S_{\text{inicial}}}$$

P — Consumo de cal (peso por ciento del baño metálico)

Los puntos señalan una tendencia destacada hacia la asíntota correspondiente a un 100 por ciento de desulfuración, pero hay una gran dispersión y el consumo de cal es elevado. Esto se debe a la formación de silicatos por el frecuente recalentamiento oxidado del revestimiento más peligroso, en este caso, porque la relación del peso del metal a la superficie del revestimiento es mayor para una pequeña masa de metal.

e) Con este convertidor, a pequeña escala, se ha probado la adición de varios elementos con la cal, en particular, carbono, aluminio, magnesio, carburo de calcio y cianamida cálcica.

La adición de carbono (carbón finamente molido) no significó un gran adelanto. La figura VI muestra los resultados obtenidos con 660 libras de arrabio ácido tratado con 25 libras de cal en polvo mezclada con el 25 por ciento de su peso de carbón molido; no parece que difieran de los obtenidos sin agregar carbono en este pequeño convertidor. Se observa un notable aumento del contenido de silicio (de 0,66 a 0,40 por ciento), que proviene de la oxidación del revestimiento.

f) El uso de este pequeño convertidor de 700 libras ha permitido demostrar los efectos beneficiosos que se obtienen agregando una pequeña cantidad de un poderoso agente reductor, como es el aluminio.

Adicionando a la cal sólo 2 por ciento de aluminio en polvo se pudo alcanzar —aun en el pequeño convertidor de 700 libras— contenidos de azufre extremadamente bajos, inferiores a 0,003, que son los más bajos que pueden obtenerse con el método de combustión que se usa para el

análisis del azufre. En la figura V se han colocado pequeñas flechas próximas a los puntos pertinentes del gráfico para indicar que el rendimiento de desulfuración es casi 100 por ciento.

En la figura VII puede apreciarse la curva de evolución del azufre agregando aluminio a la cal. El ejemplo presentado en dicha figura es muy significativo: se trataron 660 libras de arrabio ácido de 1,8 por ciento de fósforo y un elevado contenido de azufre (0,300 por ciento), con 24 libras de cal que contenía 2 por ciento de su peso de aluminio en polvo.

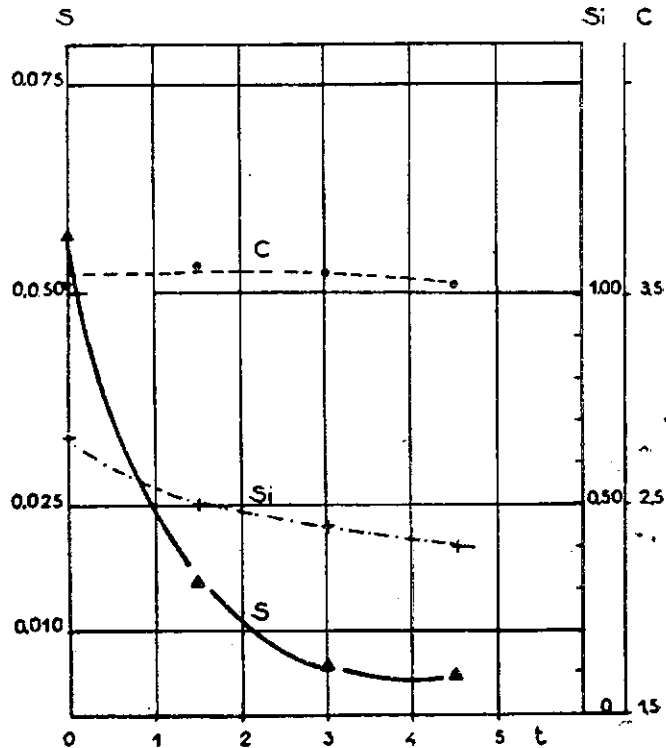
En el cuadro 6 se hace un resumen de los resultados obtenidos y se muestra el descenso, por demás brusco, del contenido de azufre: en 4½ minutos bajó de 0,300 por ciento a 0,004 por ciento. El rendimiento de la desulfuración llegó a 99 por ciento.

Por lo tanto, este método de desulfuración parece ser conveniente, sobre todo, para el tratamiento rápido de arra-

Figura VI

CURVA DE EVOLUCIÓN DEL AZUFRE: COLADA Bb 194 (ADICIÓN DE CARBONO 660 LIBRAS DE ARRABIO)

(Escala natural)

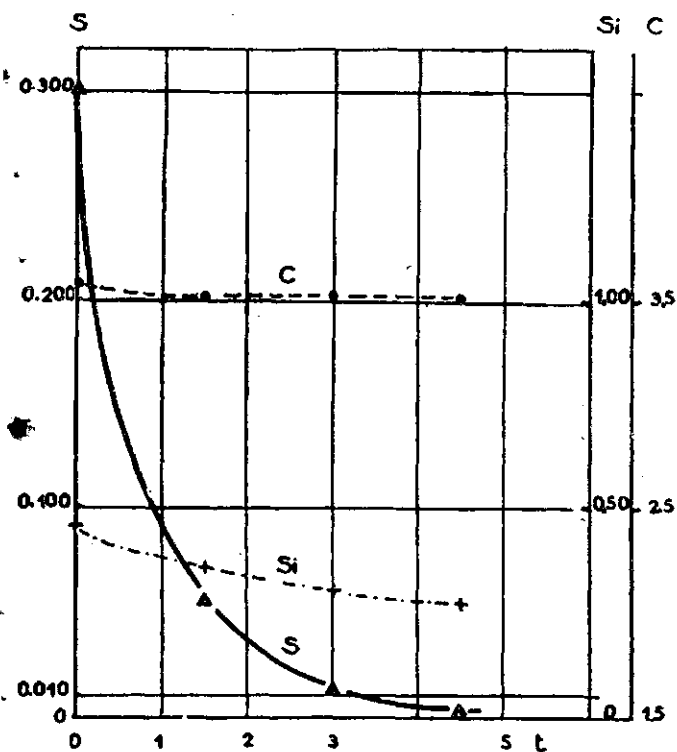


S — Contenido de azufre (por ciento)
Si — Contenido de silicio (por ciento)
C — Contenido de carbono (por ciento)
t — Duración del soplado en minutos

Figura VII

CURVA DE EVOLUCIÓN DEL AZUFRE: COLADA Bc 202
(660 LIBRAS DE ARRABIO)

(Escala natural)



S — Contenido de azufre (porcentaje)
Si — Contenido de silicio (porcentaje)
C — Contenido de carbono (porcentaje)
t — Duración del soplado en minutos

bios con alto contenido de azufre, como los que provienen de los altos hornos que trabajan con escorias de un módulo bajo de basicidad.

Debe destacarse que en todos estos experimentos se

tomaron muestras del metal inmediatamente después de bascular el convertidor.

Los contenidos de azufre que finalmente se obtienen, extremadamente bajos —a veces tan bajos, que no pueden determinarse mediante el método corriente de análisis—, parecen indicar que las partículas de azufre ascienden a través del baño de metal con mucha rapidez. Para verificar este punto, se compararon en varios experimentos los análisis de una muestra de metal tomada inmediatamente después de bascular el convertidor con los de otra tomada después de algunos minutos de hecha esta operación.

En el cuadro 7 y en la figura VIII se da un ejemplo de los resultados obtenidos con una carga de 6.200 libras de arrabio hematitas tratado con cal en polvo y con un reposo de tres minutos después de efectuar la basculación final.

Otras pruebas que se realizaron en las mismas condiciones permiten llegar a una conclusión similar: la espera después del soplado al parecer no ejerce influencia alguna sobre el contenido de azufre de la muestra de metal. Esto favorece el método de desulfuración de que se trata cuando se compara con otros sistemas que requieren varios minutos de espera antes de que las partículas desulfurantes asciendan a través del baño de metal.

Después del tratamiento, la cal puede presentar diversos aspectos de acuerdo con las condiciones siguientes:

i) Si el pequeño convertidor de 700 libras se somete a un calentamiento previo con fines de oxidación, se obtiene una cal de color oscuro, que en su mayor parte se conglo merando formando bolas de cal de hasta una pulgada de diámetro.

ii) Por el contrario, cuando podía evitarse la presencia de escoria oxidante o de una cantidad apreciable de escoria extraña procedente de las cucharas grandes de 30.000 libras, se obtenía una cal ligeramente coloreada, pulverulenta y que apenas se conglomeraba. En ese caso la desulfuración alcanzaba un rendimiento elevado.

Al igual que en el procedimiento Kalling, la cal obtenida contiene fragmentos metálicos cuyo tamaño varía hasta un cuarto de pulgada, pero pueden eliminarse fácilmente mediante un cribado o por separación magnética.

Las pérdidas de temperatura que se registran en las

Cuadro 6

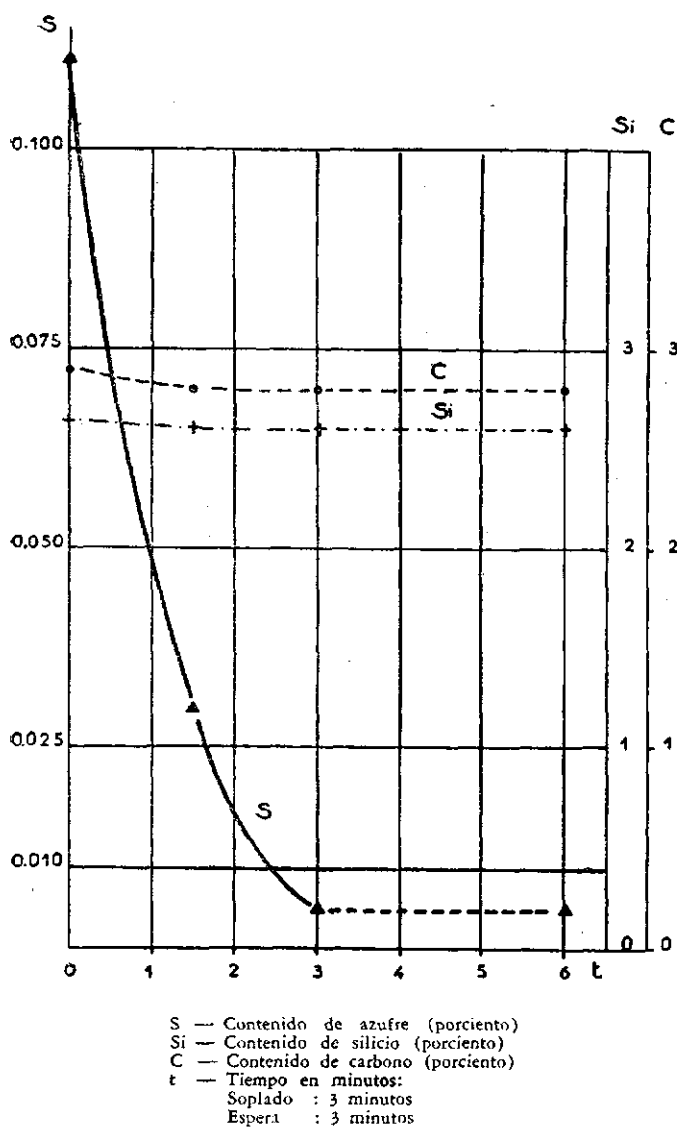
Muestra número	Tiempo de soplado desde el comienzo	Cal soplada desde el comienzo	Sulfuración				Rendimiento de la desulfuración (porcientos)
			S	C	Si	Mn	
Bc 202 ₁	0	0	0,300	3,6	0,47	0,35	—
Bc 202 ₂	1½ min	7,5 lbs	0,056	3,5	0,36	0,34	81
Bc 202 ₃	3 min	16,5 lbs	0,015	3,5	0,31	0,34	95
Bc 202 ₄	4½ min	24 lbs	0,004	3,5	0,27	0,35	99

Cuadro 7

Muestra número	Tiempo de soplado desde el comienzo	Cal soplada desde el comienzo	Sulfuración				Rendimiento de la desulfuración (porcientos)
			S	C	Si	Mn	
P 46 ₁	0	0	0,112	2,9	2,65	0,76	—
P 46 ₂	1½ min	60 lbs	0,030	2,8	2,60	0,75	73
P 46 ₃	3 min	119 lbs	0,005	2,8	2,60	0,75	95
P 46 ₄	Período de tres minutos después de la basculación final		0,005	2,8	2,60	0,75	95

Figura VIII

CURVA DE EVOLUCIÓN DEL AZUFRE; NO INFLUYE EL PERIODO DE ESPERA: COLADA P 46 (6.200 LIBRAS DE ARRABIO)



cal de 2 por ciento del peso del metal, lo que permite obtener —con el aparato de 6.000 libras— un rendimiento de la desulfuración de 90 por ciento, el consumo de nitrógeno alcanza a 18 pies cúbicos por tonelada métrica de arrabio tratado. Suponiendo que la temperatura del nitrógeno se eleva de 20°C a 1.300°C —que es la temperatura del baño de metal—, se obtiene el siguiente valor máximo para la pérdida de temperatura que ocasiona el nitrógeno soplado a través del baño de metal:

$$\Delta t = 1,3^{\circ}\text{C} \text{ o sea } 2,3^{\circ}\text{F}$$

De este modo es evidente que el descenso de temperatura que ocasiona el nitrógeno en sí es insignificante y puede prescindirse de él.

Un cálculo similar muestra que el descenso de temperatura que ocasiona una cantidad de cal equivalente al 2 por ciento del baño de metal es de unos 30°C (o sea, 54°F).

Si se toma en cuenta el calor que origina la reacción exotérmica de desulfuración [2] y el que proviene de la oxidación del silicio debido a trazas de oxígeno, se obtiene una elevación de unos 15°C (o sea 27°F).

Por último, parece que soplando una cantidad de cal equivalente al 2 por ciento del metal tratado, se registra sólo una pequeña pérdida de temperatura del orden de 15°C (o sea 27°F).

5. TRATAMIENTO EN DOS ETAPAS

La adición de magnesio al polvo de cal mejora la desulfuración y permite alcanzar el nivel inferior de azufre más rápidamente que sólo con la cal; así resulta de la doble función desoxidante y desulfurante del magnesio.

Sin embargo, todas las curvas de desulfuración muestran que las primeras milésimas por ciento de azufre se eliminan con más facilidad que las últimas y, por lo tanto, no parece necesario añadir magnesio —producto caro— para eliminar el azufre al comienzo del tratamiento; por el contrario, es interesante disponer del magnesio en el período final del tratamiento, cuando es más difícil eliminar el azufre.

De aquí surgió la idea del tratamiento en dos etapas, método que se podía seguir gracias a la flexibilidad de los aparatos utilizados.

En el primer período, incluyendo la mayor parte de la insuflación, el producto que se introduce es cal molida, agente de desulfuración poco costoso.

El segundo período, muy breve, incluye la insuflación de un agente desulfurante más poderoso y más caro, como el magnesio, que puede inyectarse solo o mezclado con cal o carbón.

La figura IX muestra un ensayo realizado de acuerdo con esta técnica. El baño, de 3.000 kilogramos de hierro hematitas, se trata con polvo de cal (2,8 por ciento del peso del hierro) en los primeros cuatro minutos, lo que hace bajar el azufre a 0,110 ó 0,008 por ciento. Después, sin basculación alguna, se insufla una mezcla de magnesio y carbón desde un recipiente auxiliar durante unos 20 segundos. Una cantidad de magnesio de sólo 1,2 kilogramos (0,04 por ciento del hierro tratado) es suficiente para reducir el azufre a menos de 0,004 por ciento, que es el límite inferior práctico para determinar analíticamente el azufre por el método de combustión.

Esta técnica de insuflar diferentes productos en períodos determinados de la desulfuración puede ser interesante en varias circunstancias, sobre todo al fabricar hierro nodular.

pruebas con 700 libras y aun con 6.000 libras, realizadas a intervalos distantes, no pueden, naturalmente, compararse con las que experimenta una masa de metal de 50.000 libras o más, que se trata a cortos intervalos. Por otra parte, la técnica actual consiste en tratar el arrabio en una cuchara especial que también se usa para transportar el metal, a fin de evitar las pérdidas de temperatura que ocasiona el uso de un aparato complementario.

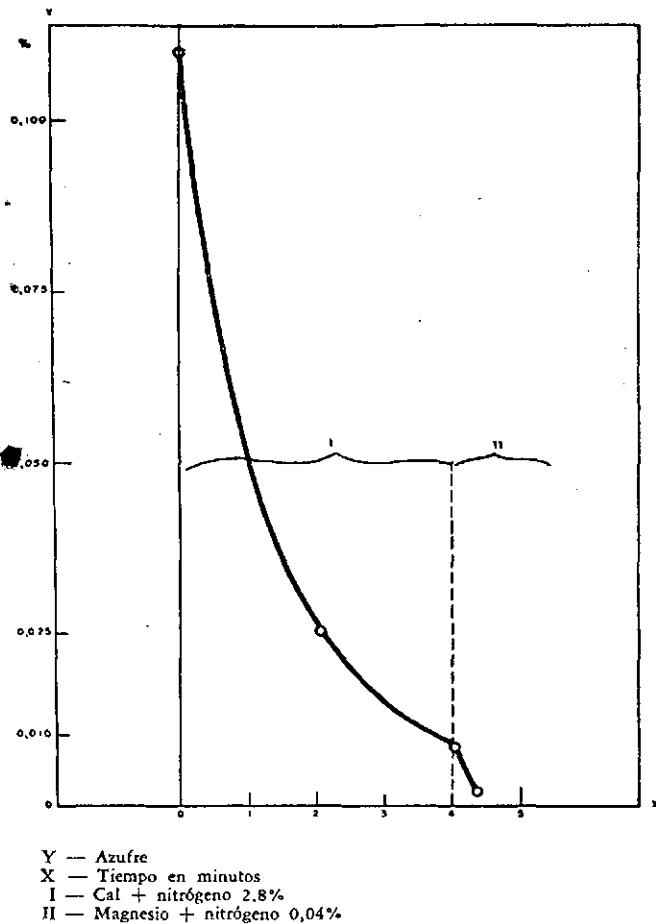
Las pérdidas de temperatura ocasionadas por el nitrógeno (u otros gases) que se sopla a través del baño de metal podrían constituir, al parecer, un factor perturbador y es necesario dar un valor máximo a la pérdida de calor que resulta.

Como ya se ha dicho, una de las características principales del aparato de soplado del polvo que se usó en todos estos experimentos es la alta concentración de cal de la corriente gaseosa. Si se considera, por ejemplo, un consumo de

Figura IX

ENSAYO P 45 (3.000 KG HIERRO HEMATITES)

(Escala natural)



6. SELECCIÓN DE UN GAS VEHICULANTE. UTILIZACIÓN DEL AIRE COMPRIMIDO

La ecuación general de la desulfuración indicada más arriba muestra que la reacción se favorece por un potencial de oxígeno bajo. Parece lógico, pues, elegir un gas neutro o reductor con respecto al hierro. La cuestión importante del costo ha condicionado la evolución de esta selección desde que comenzó a aplicarse el sistema.

Sólo se aludirá a algunos ensayos en pequeña escala utilizando argón de los cuales se pasó en seguida a probar el nitrógeno. Es sabido que éste, en su calidad industrial, contiene una proporción no despreciable de oxígeno (hasta 0,5 por ciento); por lo tanto, los primeros ensayos de desulfuración se hicieron con nitrógeno purificado especialmente. El costo de esta calidad de gas es bastante más alto que el del nitrógeno industrial; la comparación de los resultados obtenidos utilizando uno y otro no revelaron grandes diferencias, por lo que después sólo se utilizó este último. El costo varía según la situación de las fábricas de acero; para las que tengan que usar envases de gas comprimido les será más caro aún. Por otra parte, las fábricas de acero que disponen de una instalación de oxígeno líquido disponen de nitrógeno a bajo precio.

De todos modos, la insuflación de la cal con aire com-

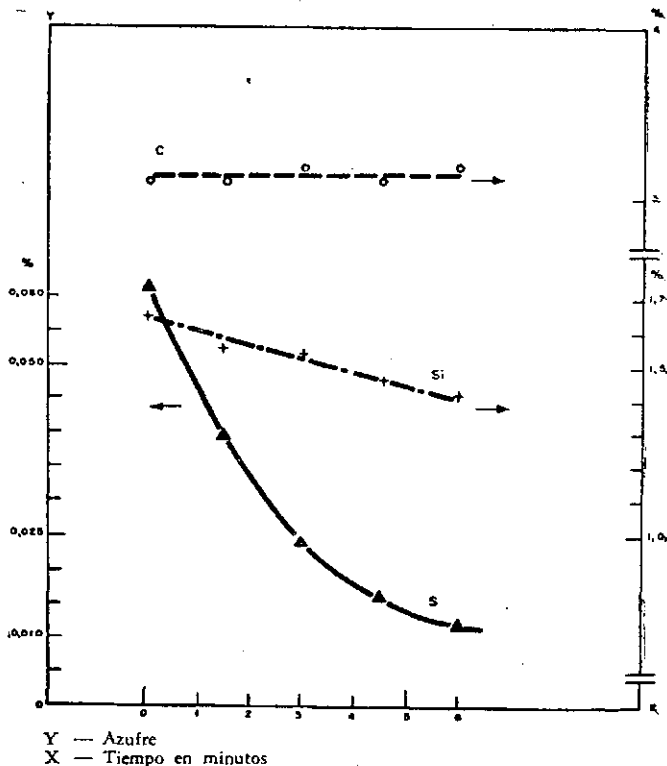
primido ayudó mucho a rebajar el costo del sistema de desulfuración.

La figura X registra los datos de un ensayo, utilizando como vehículo de insuflación el aire comprimido. El baño metálico, de un hierro semifosforoso de 2.300 kilogramos, estaba contenido en una cuchara de tambor provista de toberas que se usaba tanto para el transporte como para la desulfuración. El peso de la cal insuflada correspondió al 2,2 por ciento del peso del hierro tratado y la insuflación duró 6 minutos. La figura muestra el descenso del contenido de azufre desde 0,062 a 0,012 por ciento, lo que responde a un rendimiento del 80 por ciento.

Figura X

ENSAYO P 126 2.300 KG HIERRO SEMIFOSFORADO Y AIRE COMPRIMIDO

(Escala natural)



El contenido de carbono no varía apreciablemente durante la desulfuración llevada a una temperatura de 1.350°C; el fósforo tampoco varía. En cambio, el contenido de silicio baja de 1,65 a 1,42 por ciento. (Véase el cuadro 8.)

El descenso de silicio no se origina sólo por el aire comprimido, pues intervienen otros factores —escorias extrañas y porciones no calcinadas de la cal— que producen una oxidación parcial del silicio. Algunos ensayos comparativos del soplado con nitrógeno y con aire comprimido confirman que era muy pequeña la parte de oxidación causada por el oxígeno del aire soplado.

De hecho, no se debe perder de vista que la concentración de cal es muy elevada en el aire vehicular; una cifra de 38 kilogramos por metro cúbico de gas puede alcanzarse con facilidad, de modo que la cantidad de gas insuflado por tonelada de cal es muy pequeña —del orden de 1 metro cúbico por tonelada de hierro— y un cálculo sencillo mues-

tra que la cantidad de oxígeno que aporta el aire insuflado es a veces menor que la cantidad de oxígeno procedente de la descomposición del CO₂ y H₂O, siempre presentes en la cal.

Esto explica la posibilidad de realizar desulfuraciones muy importantes del hierro empleando como gas de insuflación el aire comprimido. Este, sin embargo, parece dificultar la obtención de contenidos residuales muy bajos de azufre, del orden del 0,005 por ciento, pero en este punto se requiere una ulterior confirmación.

La adición al nitrógeno de un gas reductor, como el amoníaco, ha mostrado dar resultado para obtener contenidos muy bajos de azufre residual, de menos de 0,004 por ciento.

7. FACTORES ECONÓMICOS

El cálculo de costos de este nuevo tratamiento de desulfuración sólo puede hacerse aproximadamente, porque depende de varios factores que, a su vez, dependen de las condiciones locales de la fábrica en cuestión. Se ha elegido el caso de una acería que trata 350.000 toneladas anuales de hierro y desea reducir el azufre desde 0,100 a menos de 0,020 por ciento.

Para el cálculo correspondiente se aplican los datos básicos siguientes:

- a) Costo del equipo, incluyendo 3 cucharas especiales de 20 toneladas, 2 aparatos de insuflación de la cal, un molino y su criba, 5 recipientes grandes para la cal, un molino pequeño y un separador magnético para cal usada, montaje incluido: 25 millones de francos franceses. La amortización se calcula en 10 años: 3,4 millones ó 10 francos por tonelada.
- b) Precio de la cal en polvo: 6 francos por kilogramo.
- c) Tratamiento de la cal usada (esto es, recuperación de los fragmentos de hierro): se calcula en 10 francos por tonelada de hierro tratado (en el caso de una acería provista de instalación de conglomeración este costo puede evitarse enviando la cal usada al taller de conglomeración).
- d) Pérdida de hierro después del tratamiento: 0,1 por ciento ó 15 francos por tonelada.
- e) Reparaciones en el revestimiento, cambio de toberas: 20 francos por tonelada.
- f) Mano de obra: 300 francos hora. Número de obreros por turno: 2.
- g) Considerando estas cifras, el costo por tonelada de hierro puede establecerse así:

	Francos franceses
Inversiones	10
Cal (2 por ciento de hierro)	120
Aire comprimido (1 m ³)	2
Tratamiento de cal usada	10
Pérdida de hierro	15
Reparaciones, revestimiento, cambio de toberas, etcétera	20
Mano de obra	15
Total	192

De este modo, el costo aproximado alcanza 200 francos por tonelada para una disminución del azufre desde 0,100 a menos de 0,020 por ciento. Las cifras son conservadoras, lo que permite esperar un costo de cerca de 150 francos si las condiciones son favorables. Estas cifras se pueden comparar con los beneficios que resultarían de una desulfuración activa, sobre todo en cuanto se refiere al costo final decreciente del arrabio, a su producción creciente en el alto horno (cargas más ácidas) y a la calidad del acero obtenido con este arrabio bajo en fósforo.

8. CONCLUSIONES

El presente documento describe un nuevo método para desulfurar el arrabio líquido por medio de un contacto muy estrecho entre el baño de metal y la cal en polvo que se sopla durante el procedimiento a través de toberas sumergidas, combinado con precauciones para evitar la presencia de escorias oxidantes o cualquier escoria extraña, lo que permite obtener una desulfuración importante y rápida.

Este método parece eficaz, por cuanto permite obtener con facilidad un contenido de azufre inferior a 0,003 por ciento, que es el más bajo determinable mediante el método corriente de análisis, y pueden también desulfurarse, eficazmente, arrabios con elevado contenido de azufre (como por ejemplo, 0,300 por ciento de azufre).

Se trata de un método muy rápido al parecer, ya que el tiempo que dura el tratamiento varía de 3 a 4 minutos; las curvas de variación del azufre muestran un brusco descenso cuando comienza el soplado. No es necesario un período de espera para permitir que las partículas sulfuradas asciendan a través del metal.

Los experimentos han puesto de manifiesto que en una masa de 6.000 libras de metal, un consumo de cal equivalente al 2 por ciento del peso del metal hace descender el contenido de azufre de 0,100 por ciento a menos de 0,010 por ciento. La cal es barata y su elevada concentración en la corriente de gas produce una pérdida de temperatura muy pequeña que resulta del soplado del gas.

Cuadro 8

RESULTADO DE LOS ENSAYOS DE DESULFURACIÓN CON CAL UTILIZANDO AIRE COMPRIMIDO COMO GAS VEHICULANTE

Muestra número	Insuflación		S	C	Si	Mn	Rendimiento de la desulfuración (porcientos)
	Duración (desde el comienzo)	Cal insuflada (kilogramos)					
P 126 ₁	0	0	0,062	3,1	1,65	0,41	—
P 126 ₂	1½ min	13	0,040	3,1	1,56	—	35
P 126 ₃	3 min	25	0,024	3,2	1,54	—	61
P 126 ₄	4½ min	38	0,016	3,1	1,47	—	74
P 126 ₅	6 min	51	0,012	3,2	1,42	0,41	81

Por las razones expuestas, este método puede aplicarse para solucionar los diversos problemas de desulfuración de arrabio que se presentan, tanto en las fundiciones como en las acerías integradas y, sobre todo, en las que funcionan con altos hornos de marcha ácida.

BIBLIOGRAFÍA

- (1) W. Bading y A. Krus, *Stahl und Eisen*, 58 (1938), p. 1457.
- (2) W. Eichholz y G. Behrendt, *Stahl und Eisen*, 60 (1940), p. 677.
- (3) B. Kalling, C. Danielsson y O. Drage, *Jernkontorets Annaler*, 135 (1951), p. 89 y *Journal of Metals*, septiembre 1951, p. 732.
- (4) S. Fornander, *Jernkontorets Annaler*, 135 (1951), p. 107. y *Journal of Metals*, septiembre 1951, p. 739.
- (5) U. M. Tigerschild, patente norteamericana, N° 2.243.514 (1941).

- (6) W. C. Newell, A. S. Langner y S. W. Parsons, *Foundry Trade Journal*, 85 (19 agosto 1948), p. 165.
- (7) E. Spire, *Proceedings of electric furnace steel conference*, 9 (1951), p. 75.
- (8) H. M. Griffith, *Open Hearth Proceedings*, 32 (1949), p. 43.
- (9) H. L. Saunders, V. Giedroys y T. E. Dancy, *Iron & Coal Trades Review*, 1° agosto 1952, p. 261.
- (10) C. E. Wood, E. P. Barrett y W. F. Holbrook, *Metals Technology*, vol. 6, núm. 8 (diciembre 1939); publicación técnica N° 1.131, y *Transactions of American Institute Mining and Metallurgical Engineers*, 140 (1940), p. 87.
- (11) S. Baumer y P. Hulme, *Journal of Metals*, abril 1951, p. 313. H. E. Henderson y P. Hulme, adición al *Iron Worker* publicado por la Lynchburg Foundry Co.
- (12) W. Oelsen, a propósito del trabajo de W. Bading y A. Krus, *Stahl und Eisen*, 58 (1938), p. 1460.
- (13) H. Sawamura, S. Okamura, T. Mori y K. Abe, *Suiyokwaishi*, 11 (abril 1949), p. 438.
- (14) "Ridding steel of sulphur", *Iron Age*, 3 enero 1952, p. 213.
- (15) H. Sawamura, *Teisu to Hagane*, 39 (enero 1953), p. 17.
- (16) S. Eketorp, *Revue Métallurgie*, septiembre 1955, p. 718.

Producción del arrabio en hornos eléctricos*

por K. SANDVOLD

En abril de 1955, la A/S Norsk Jernverk, la fábrica siderúrgica del gobierno noruego, inició su funcionamiento en Mo i Rana, pequeña ciudad de Noruega septentrional, no lejos del Círculo Ártico. Este acontecimiento significaba la puesta en marcha de los hornos eléctricos de arrabio de la fábrica, con una carga prevista de unos 20.000 kilovatios y una producción diaria de unas 200 toneladas de arrabio por unidad. Son, por consiguiente, los hornos más grandes que se han construido hasta ahora para la electrometalurgia del hierro. Las unidades mayores que hasta entonces existían en este sector industrial tenían una capacidad de, aproximadamente, 10.000 a 11.000 kilovatios y daban una producción diaria de unas 100 toneladas.

I. EVOLUCIÓN ANTERIOR

La electrometalurgia del hierro en cuanto a la producción de arrabio está desde luego establecida ya en muchos países y el interés por ella es creciente. El diseño de horno que domina es el del tipo Tysland-Hole, un horno bajo, de cuba, cerrado, que se originó por la cooperación que se estableció en Noruega, en 1922-23, entre el Gobierno, la Christiania Spiger verk A/S (una fábrica de acero local) y la Elektrokemisk A/S. El objeto era aprovechar el nuevo electrodo Söderberg para llegar a un horno eléctrico de arrabio que empleara el coque como agente reductor. El horno lleva el nombre de los dos ingenieros noruegos —G. Tysland e I. Hole— que sucesivamente dirigieron las investigaciones.

El primer horno comercial que dió resultado se puso en marcha en la fábrica de Spiger, en Oslo, en 1928.

La explotación del horno Tysland-Hole se hizo por la Elektrokemisk A/S y hasta hoy se han instalado o están en vías de instalarse 37 hornos en Noruega, Suecia, Finlandia, Suiza, Italia, España, Yugoslavia, India, Japón y el Perú. Con excepción de los tres nuevos hornos de 20.000

kilovatios de Noruega, la capacidad de los hornos oscila entre 5.000 y 10-11.000 kilovatios y la producción anual alcanza 30-33.000 toneladas.

El éxito de los hornos Tysland-Hole se debe a varios factores de los cuales son los más importantes:

a) El horno ha probado poseer una flexibilidad extraordinaria en relación con las condiciones más variables del mineral y del carbón. Por ejemplo, minerales de baja ley hasta de 30 por ciento de hierro o los de elevado contenido de Al_2O_3 o de TiO_2 se benefician normalmente en él. En relación con el agente reductor, tanto el menudito como el polvo de coque se usan ampliamente y en algunos casos el carbón vegetal, el lignito y la antracita han mostrado excelentes cualidades reductoras.

b) El consumo de energía eléctrica del horno es bajo. Normalmente, se obtiene una cifra de unos 2.300 a 2.500 kilovatios-hora por tonelada de arrabio (aproximadamente, 2.090 a 2.270 kilovatios-hora por tonelada corta), pero, en condiciones favorables, se obtienen promedios anuales de 2.000 a 2.100 kilovatios-hora por tonelada (1.815 kilovatios-hora por tonelada corta).

c) El consumo de electrodos es favorable. Las cifras que normalmente se obtienen son de 12 a 17 kilogramos por tonelada (24-34 libras por tonelada corta) con un promedio de 15 kilogramos (30 libras). El nuevo horno de 20.000 kilovatios ha mejorado notablemente estas cifras, como se verá más adelante.

d) La rotura de electrodos ocurre raramente.

El diseño simple, pero al mismo tiempo rígido, da lugar a un funcionamiento seguro y su rendimiento en tiempo es del 95 al 99 por ciento (promedios anuales). El funcionamiento es suave, con una curva de carga regular que sólo causa variaciones insignificantes en el circuito exterior eléctrico. Al mismo tiempo, la carga del horno se puede hacer variar entre amplios límites; en general hasta un 50 por ciento por bajo de la carga máxima, sin que esto influya apreciablemente en las cifras del rendimiento.

La composición del arrabio se puede variar en un am-

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/LAI-7.

plio margen; por ejemplo, el contenido de silicio puede oscilar desde 0,2 por ciento hasta 3 y 4 por ciento o más. El contenido de impurezas es bajo. El arrabio de producción eléctrica se considera de calidad excelente.

2. ANTECEDENTES Y TRABAJOS PREPARATORIOS PARA EL DESARROLLO DE UN TIPO MAYOR DE HORNO ELÉCTRICO DE ARRABIO

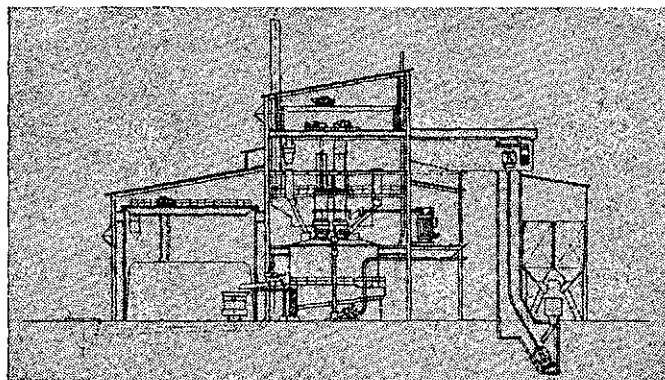
Desde principios de siglo existían en Noruega planes para el desarrollo de una producción nacional de hierro y acero con materias primas del país. La vieja producción nacional tradicional basada en la reducción con carbón vegetal tenía una reputación internacional, pero la industria comenzó a declinar hace cien años en la imposibilidad de competir con el horno alto de coque. Como Noruega no tiene carbones coquizables para el alto horno, se consideró que la fuerza hidroeléctrica barata constituiría la base natural para la solución del problema.

Se hicieron algunas tentativas previas para beneficiar el hierro por vía eléctrica. Entre éstas, ofrece interés la producción de arrabio para fundición de la Tinsfos Jernverk en 1910-12, realizada en pequeños hornos monofásicos. El sistema eléctrico, sin embargo, se estableció en firme, en 1928, con el primer horno Tysland-Hole de la Christiania Spigerverk, que vino a ser así la primera fábrica siderúrgica integral de Noruega. No obstante, tenía que importarse una parte importante de las necesidades crecientes de Noruega en productos diversos de acero —hoy, medio millón de toneladas—. Por este motivo, el gobierno estudió la posibilidad de construir una nueva fábrica siderúrgica en una zona en que pudiera disponerse de recursos suficientes de energía eléctrica. La guerra produjo un retraso, pero una comisión gubernamental preparó los planes para el referido proyecto, una vez terminada la guerra. En 1946 se decidió levantar una fábrica siderúrgica en Mo i Rana y la A/S Norsk Jernverk inició los trabajos preparatorios y la construcción. La producción se basaba en el tratamiento eléctrico de los concentrados de mineral de hierro noruegos y en la importación de las cantidades limitadas de coque necesarias para la reducción. (Véase la figura 1.)

El proyecto preparado comprendía una instalación de conglomeración para el mineral, hornos eléctricos para el arrabio, convertidor y hornos eléctricos para el acero y

Figura 1

SECCIÓN VERTICAL DE UNA INSTALACIÓN ELÉCTRICA DE ARRABIO CON HORNOS TYSLAND-HOLE DE 33.000 KVA.



trenes de laminación. En la etapa inicial la fábrica había de producir anualmente unas 180.000 toneladas de aceros laminados y se proyectaba un aumento gradual hasta 500.000 toneladas.

La cuestión más importante era estudiar y decidir lo que procediera acerca del tipo y del tamaño de los hornos eléctricos de arrabio. Con este fin se estableció una estrecha cooperación entre la A/S Norsk Jernverk y la Elektrokemisk A/S. Como el tipo Tysland-Hole había dado excelentes resultados, el diseño nuevo se basó en los mismos principios. Las unidades más grandes instaladas hasta entonces se consideraban muy pequeñas para la producción en Mo i Rana y hubo que diseñar un nuevo tipo mayor. Los hornos de 10.000 kilovatios, instalados antes en muchas fábricas por la Elektrokemisk A/S, estaban diseñados, como todos, para 50 períodos. Cuando comenzó a proyectarse el nuevo horno, se esperaba disponer de energía eléctrica de 25 períodos de la central existente. Esta frecuencia baja simplificaba mucho los problemas del diseño de un horno mayor y teniendo en cuenta esta ventaja se eligió un horno de 20.000 kilovatios.

En la primera etapa de la instalación se proyectaron tres de estas unidades y de acuerdo con el plan original, las etapas segunda y tercera comprenderían un total de seis, esto es, nueve hornos en total.

Cuando la preparación de los planes se hallaba ya muy avanzada surgió un grave problema. El gobierno decidió reservar la fuerza disponible de 25 períodos para otros propósitos y levantar una nueva central hidroeléctrica para usos civiles, a unos 40 kilómetros de la fábrica siderúrgica para ésta y para la zona industrial, pero con 50 períodos. En los hornos, la consecuencia de este cambio suponía una reactancia doble, y, por lo tanto, un factor de potencia muy bajo que reduciría considerablemente la máxima capacidad de los hornos. Después de minuciosos estudios, en los cuales se consideró una instalación que incluyera dos sistemas diferentes de generadores y de líneas de transporte (para 25 y para 50 períodos), la A/S Norsk Jernverk decidió adoptar las unidades de 20.000 kilovatios para los hornos, utilizando 50 períodos y montando un equipo de suficiente amplitud para corregir el factor de potencia exterior. Con esto se pensaba poder hacer funcionar el horno con 18.000 kilovatios y un máximo posible de 20.000.

En un principio se pensó que el equipo para la corrección del factor de potencia consistiera en condensadores montados en derivación, puesto que esto parecía constituir la solución más barata y más sencilla. Estudios ulteriores llegaron a la conclusión de que era mejor una disposición de condensadores estáticos conectados en serie en el circuito de alta tensión de los transformadores del horno. Esta disposición recibió la preferencia debido a que la tensión sobre los condensadores crece con la intensidad de la corriente, con lo cual la capacidad de aquéllos se reajusta automáticamente y el comportamiento del sistema del horno sería muy similar al del sistema de 25 períodos.

Esto era una solución radical, y para hornos electro-metalúrgicos de este tamaño constituía una nueva experiencia. Pero, aun después de una cuidadosa preparación por expertos en la materia, una disposición de este tipo suponía un cierto riesgo de complicaciones inesperadas en el funcionamiento y en el sistema eléctrico del horno. Después del éxito de los experimentos, tanto la dirección como los técnicos de la A/S Norsk Jernverk merecen una mención por la solución dada al problema.

3. ESQUEMA DE INSTALACIÓN Y DISEÑO DEL HORNO

La primera etapa de instalación de la fábrica siderúrgica, con una producción anual prevista de 180.000 toneladas de aceros laminados, comprende tres hornos eléctricos de arrabio, proyectado cada uno para una producción anual de 60.000 toneladas de arrabio, con una carga eléctrica del horno de 18 a 20.000 kilovatios. Esta etapa se terminó el año pasado, cuando la instalación inició su funcionamiento.

Los transformadores del horno —tres unidades trifásicas—, cada uno de 11.000 kilovoltios-amperios, o sea, en total, 33.000 kilovoltios-amperios por horno, se diseñaron para atender las máximas necesidades del horno, alimentado con energía de 50 períodos. El rendimiento total de los condensadores es de aproximadamente 14.000 kilovoltios-amperios reactivos por horno. La tensión primaria es de 22.000 voltios y la secundaria puede variar de 120 a 245 voltios.

Desde los transformadores, la corriente pasa por las barras colectoras al horno, estableciéndose las conexiones con las grapas de los electrodos por medio de cables de cobre flexibles y tubos colectores.

La cuba del horno es de forma circular y contiene tres electrodos Söderberg dispuestos en forma triangular. El diámetro del electrodo es de 1.500 milímetros (aproximadamente 59 pulgadas). El horno tiene una bóveda fija de ladrillo refractario, sostenida por vigas enfriadas por agua. Seis bocas o pocillos de carga están dispuestos sobre la bóveda, simétricamente a cierta distancia de los electrodos. Durante el funcionamiento, las bocas están siempre cargadas con la mezcla de materias primas, que cae por gravedad por las canales conectadas a las tolvas suspendidas del piso superior. Por la pequeña luz entre las canales y las bocas se puede vigilar de cerca el descenso de la carga, lo que proporciona una excelente verificación de las condiciones de funcionamiento del interior del horno.

La bóveda dispone de un cierto número de agujeros de inspección a través de los cuales se pueden introducir materiales adicionales. Estos materiales se pueden introducir también por la parte superior de las bocas de carga.

Los gases se extraen del horno por los conductos de evacuación enfriados por aspersión de agua. La aspiración se regula automáticamente. La presión del gas en el interior del horno es ligeramente positiva, lo que hace que una parte pequeña de él escape por las bocas de carga y se quemé en la parte superior. Esto asegura que no haya entrada de aire en el horno; al mismo tiempo, la llama del gas da una indicación muy buena sobre la marcha de la operación. Los gases se depuran en un sistema de lavadores y se utilizan para el calentamiento en la acería, en los laminadores y en otras secciones.

Los soportes de los electrodos, con sus grapas, están suspendidos de cabrestantes eléctricos montados bajo la cubierta del edificio del horno. Conforme al consumo, los electrodos tienen que bajarse de vez en cuando, deslizándose un corto espacio por los soportes. Esto se realiza a plena carga y sin soltar las grapas. Un sistema de freno en la parte de arriba regula el deslizamiento del electrodo. En el piso superior se ejecuta la soldadura de los nuevos electrodos y el relleno de la pasta de electrodos, sin perturbar la marcha del horno.

Aparte del sistema propio del horno, hay dispuesto en el nivel inferior un sistema de pesada que está emplazado en la sección de almacén de materias primas adyacente al edificio del horno. Hay básculas separadas debajo de cada

tolva de material para la pesada automática y para la dosificación automática de los componentes de la carga, que se mezclan después en un transportador principal de cinta. Mediante un depósito intermedio y una grúa de monocarril, la carga se transporta al piso superior del edificio del horno y se distribuye a las tolvas de éste. Para toda la operación y en cada turno, un empleado y dos conductores para el monocarril pueden pesar y alimentar la carga de cuatro hornos, consistente en unas 1.800 a 2.000 toneladas por día o sea unas 470 a 500 por horno.

Un puesto de vigilancia por cada dos hornos contiene los cuadros de instrumentos y regulación de cada horno, los instrumentos para los mecanismos de seguridad y el cuadro de inspección y de instrumentos para el sistema de limpieza del gas.

La regulación del horno se lleva a efecto en forma similar a la de cualquier otro horno eléctrico de beneficio metalúrgico. La regulación de la carga se efectúa por la regulación de la tensión secundaria y subiendo o bajando los electrodos. La tensión secundaria se puede cambiar gradualmente por un conmutador de bornes. Los cabrestantes de los electrodos se maniobran por reguladores automáticos o a mano, con lo que se mantiene una carga constante en el funcionamiento normal.

El hierro y la escoria se sangran por una sola piquera, que se abre con arco eléctrico y se cierra por medio de un inyector de arcilla.

La escoria se extrae en la cuchara, se granula con agua y se bombea por una línea de mangueras de caucho. El hierro se sangra en cucharas de 60 toneladas sobre carros-cucharas, en los que se transporta a la máquina de moldear lingotes, situada en la proximidad, o bien al mezclador de la acería.

4. FUNCIONAMIENTO

Cuando la central de fuerza hidroeléctrica estuvo dispuesta a suministrar la energía, en abril de 1955, las diferentes secciones de esta fábrica siderúrgica integral comenzaron a funcionar.

La puesta en marcha de la instalación de arrabio despertó singular expectación. Los hornos eran de un tamaño extremadamente grande y el esquema de disposición de la instalación del equipo eléctrico era una nueva experiencia en este terreno. Además de esto, la fábrica se había construido en una zona muy poco industrializada antes, y un gran número de trabajadores lo constituían pescadores y campesinos.

Después de un corto período de cocción de los electrodos, el horno de arrabio número 1 dio su primera sangría a mediados de mayo de 1955. La carga del horno se aumentó gradualmente a 14-15.000 kilovatios y se mantuvo así por algún tiempo a fin de vigilar la operación e instruir el personal. El funcionamiento fue regular y no ocurrió contratiempo alguno. Cuando el próximo horno comenzó a trabajar en el mes de julio, la operación se realizó como si fuera habitual.

Durante los meses de agosto y septiembre, la carga se fue aumentando y desde fin del último mes se alcanzaron los 20.000 kilovatios. En el momento de redactar este informe se marcha con una carga de 19 a 20.000 con funcionamiento regular. En todo este tiempo el funcionamiento del horno ha sido suave y regular y solamente se han hecho ligeros reajustes. El hierro y la escoria se sangran de una manera regular y a buena temperatura. La carga de materias primas desciende muy por igual y la

tendencia a colgarse o a formar chimeneas parece ser menor de lo normal. El picado de la carga no ha sido necesario. En general el funcionamiento del horno se caracteriza por resultar tan satisfactorio al menos como el de los tipos Tysland-Hole más pequeños llevados en debida forma, que es lo que indican también las cifras relativas al funcionamiento.

Las sangrías se verifican cada 5 horas, y dan 40 toneladas de arrabio y unas 12 a 14 de escoria.

La mena de hierro que se carga es de alta calidad. Se trata de concentrados de magnetita noruega, conglomerados, que antes de la conglomeración se mezclan con un pequeño porcentaje de caliza molida. El contenido en hierro del producto conglomerado es de un 62 a 63 por ciento. El volumen de escoria es bajo, pues se ha mantenido por un largo período en una cantidad de 0,26 a 0,30 toneladas de escoria por tonelada de hierro. En estas condiciones la producción diaria de una unidad ha alcanzado unas 200 toneladas diarias y en algunos períodos aún más.

El consumo de energía eléctrica ha sido en promedio de unos 2.200 kilovatios-hora por tonelada de arrabio (aproximadamente 2.000 kilovatios-hora por tonelada corta). Aun contando con que la naturaleza de las materias primas es favorable, este bajo consumo resulta notable y considerablemente menor que el previsto.

Debe señalarse que el consumo indicado de 2.200 kilovatios-hora se refiere a un arrabio con 1,7 a 2 por ciento de silicio. Muy frecuentemente el consumo se refiere a un arrabio de 1,0 por ciento de silicio. Un contenido mayor de silicio necesita mayor potencia en 120 a 130 kilovatios-hora por tonelada de arrabio, para un aumento de uno por ciento de silicio. Teniendo en cuenta esto, el consumo de energía parecería aún más favorable.

El consumo de la pasta para electrodos muestra también cifras favorables. Comparando con 15 kilogramos por tonelada de arrabio (30 libras por tonelada corta), que es un promedio normal, el promedio mensual de la A/S Norsk Jernverk se ha mantenido entre 8 y 10 kilogramos por tonelada métrica (16-22 libras por tonelada corta).

La instalación eléctrica, con los condensadores, ha estado trabajando perfectamente. El factor de potencia exterior ha sido de 0,93 a 0,95, que es realmente satisfactorio.

Las cifras del consumo de materias primas son normales. Se consumen aproximadamente 1.500 kilogramos de mineral conglomerado por tonelada de arrabio y unos 400 a 430 kilogramos de coque, del cual una gran cantidad se compone de menudos por bajo de 10 milímetros. El consumo de combustible depende del contenido en silicio del arrabio.

Las excelentes cifras del funcionamiento deben considerarse teniendo en cuenta el período de sólo cinco meses de marcha, combinado con todos los problemas que supone la iniciación de los trabajos en una fábrica integral, con una organización completamente nueva y con mano de obra no calificada. Es notable, por lo tanto, que durante ese período el rendimiento en tiempo de los hornos haya mostrado un promedio mensual tan alto como 94 a 98 por ciento del tiempo total, con pocas excepciones. Esto incluye las interrupciones, no sólo las causadas por el mismo horno, sino también las debidas a otras causas inherentes a la puesta en marcha de la sección de arrabio y de las demás secciones.

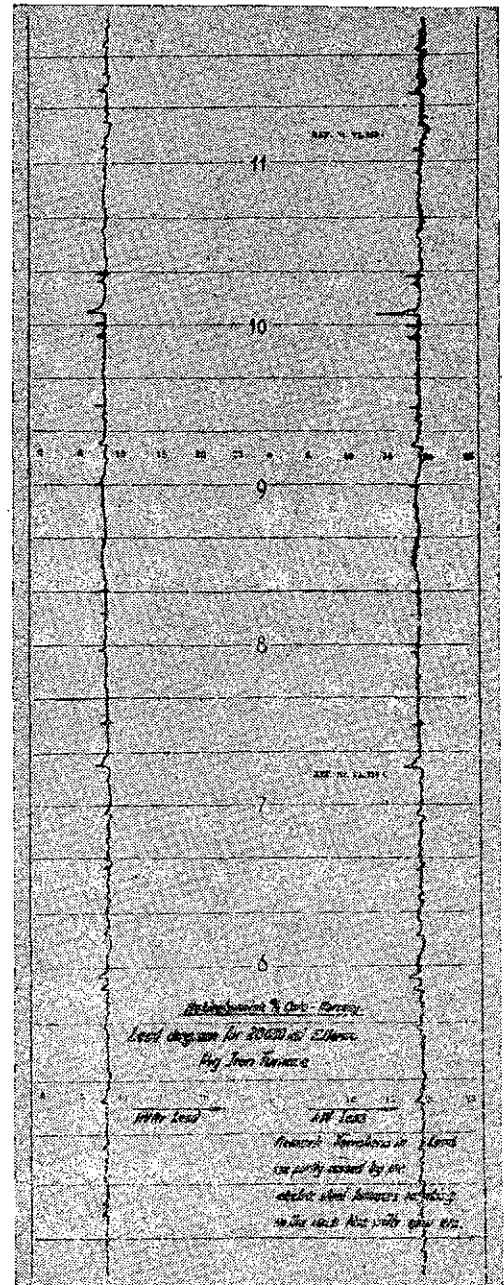
A base de los resultados obtenidos hasta hoy, se espera que cada horno dé una producción anual de 65.000 a 70.000 toneladas de arrabio (72.000-77.000 toneladas cortas). Que se pueda o no aumentar la carga y la producción

es cuestión que habrá de ser juzgada por la experiencia en el funcionamiento práctico futuro. (Véase la figura II.)

Los problemas, cada vez más arduos, relativos al suministro de cantidades suficientes de coque metalúrgico y los precios crecientes de este material son factores favorables

Figura II

DIAGRAMA PARA UN HORNO DE ARRABIO DE 20.000 KW, QUE INDICA LA CARGA EN KW Y KVAR. LAS VARIACIONES DE CARGA SON DEBIDAS EN PARTE A LOS HORNOS ELÉCTRICOS DE ACERO QUE TRABAJAN SOBRE LA MISMA LÍNEA



para que se extienda el uso de los hornos eléctricos de arrabio que están produciendo excelentes calidades con combustibles de baja calidad y en reducidas proporciones. El desarrollo de la producción del arrabio en horno eléctrico

no ha llegado aún a su límite. Es de esperar una evolución ulterior hacia las unidades mayores y hacia los sistemas de economizar energía. Con los hornos Tysland-Hole de 20.000 kilovatios de la A/S Norsk Jernverk en Mo i Rana se ha dado un importante avance en esta dirección.

AGRADECIMIENTOS

El autor desea agradecer la amable autorización de la A/S Norsk Jernverk para reproducir los datos y las cifras referenets al funcionamiento de sus instalaciones.

BIBLIOGRAFÍA

- H. Cowess, "Smelting Iron Ores Electrically", en *The Iron Age*, 3 y 10 diciembre 1942.
 R. Durrer, "Electric Smelting", en *Journal of the Iron and Steel Institute*, vol. 156 (1947), p. 257.
 W. H. Bonham, "Iron and Power", en *Canadian Mining Journal*, enero 1948.
 P. E. Cavanagh, "Economics of Ferrous Smelting in Canada", en

- Canadian Mining and Metallurgical Bulletin*, núm. 435 (1938).
 H. Christiansen, "A Brief History of Electric Pig Iron Smelting in Norway", en *Journal of the Iron and Steel Institute*, mayo 1949.
 H. U. Ross, "The Developments of Electric Iron Smelting", en *Canadian Mining Journal*, julio 1949.
 Brostrup M. Müller, "Features from the Planning of an Electric Smelting Plant for Pig Iron at Mo i Rana, Norway", en *Chemistry in Canada*, septiembre 1950.
 — "The Electric Pig Iron Furnace", en *Watkins Cyclopaedia of the Steel Industry*, 1951.
 M. Sem, "Les Electrodes Söderberg et leur Influence sur la Construction des Fours Electriques de Fusion", en *Journal du Four Electrique*, núms. 2 y 3 (1952).
 — "Self-Baking Electrodes Spur Development of Bigger Better Furnaces", en *The Iron Age*, 28 agosto 1952.
 F. C. Collin, "Features from the Development of Electric Pig Iron Smelting", comunicación al III Congreso Internacional de Electrotérmia (París, mayo 1953), sección 1, núm. 109.
 — "A/S Norsk Jernverk, A New Integrated Plant in Northern Norway", en *The Metal Bulletin*, 8 marzo 1955.
 U. Styren, "Mo i Rana, A/S Norsk Jernverk, History and Development", en *Iron & Coal Trade Review*, 28 octubre 1955.

La producción de arrabio y acero por el método eléctrico*

por HERMANN WALDE y BORUT MARINCEK

La introducción de los procesos eléctricos en la industria siderúrgica, particularmente en cuanto al afino del acero, ha tenido en los pasados años un desarrollo tan extraordinario como lo tuvo la electrificación de otros sectores de la industria:

Inmediatamente después de las industrias química y electroquímica, la siderurgia se clasifica como la mayor consumidora de energía eléctrica, aun sin tener en cuenta las cantidades no despreciables de aquélla que se necesitan para la laminación y las instalaciones de transporte, así como para los equipos auxiliares.

La industria del hierro es posible donde existen yacimientos de carbón, puesto que para el arrabio y el acero se necesitan cantidades considerables de aquél. Para la producción de arrabio se consumen unos 800 a 900 kilogramos de coque (aproximadamente 1 tonelada de carbón bruto) y para el acero, en el horno Martin-Siemens se requieren 200 kilogramos de carbón, en un caso y otro con respecto a 1 tonelada del producto final. Se ha de tener en cuenta también que los hornos de recalentar de las instalaciones laminadoras necesitan carbón y que asimismo los laminadores son movidos por medio de energía eléctrica, generalmente de origen térmico; por todo esto se puede calcular que para 1 tonelada de acero terminado se necesitará aproximadamente 1½ tonelada de carbón bruto.

A pesar de las cifras crecientes relativas a la producción de acero, las cantidades de carbón que se utilizan acusan, dentro del total consumo de energía, una tendencia descendente, que ha podido comprobarse recientemente por la Organización Europea de Cooperación Económica (OEEC) (1), y es consecuencia de las constantes alzas en el precio del carbón, de los aumentos en los jornales y de las condiciones de explotación cada vez más difíciles, así como de las calidades cada día más deficientes de los carbones; ade-

más, siempre es difícil obtener cantidades suficientes de los tipos que requiera la producción de arrabio y acero.

Por esto, y debido a la fuerte demanda de acero en el mercado, entran en consideración aquellos procesos que no requieren carbón o que pueden utilizar carbón de inferior calidad. En este aspecto se destacan aquellos sistemas especiales en los cuales el carbón interviene como materia reductora y no como combustible y en los que la potencia calorífica necesaria se aporta por la energía eléctrica. Estos sistemas son de gran interés por cuanto la caloría eléctrica será siempre en todas partes relativamente más barata que la caloría-carbón, y, en consecuencia, puede asegurarse que estos sistemas serán una realidad general dentro del próximo decenio. Esta tendencia se observa ya en aquellos países que no disponen de carbones coquizables. Los sistemas de obtención de arrabio y acero, en los que es posible trabajar sin carbón o solamente con pequeñas cantidades, pueden considerarse como los procedimientos del porvenir para la industria del acero, puesto que también la creciente escasez de chatarra hace que se tienda a la mayor producción de hierro a partir del mineral.

Por lo tanto, el objeto de este trabajo consistirá en exponer el estado actual de la técnica de estos sistemas, dejando de lado aquellos otros métodos en los que el calor se produce por combustión del carbón.

En comparación con los sistemas y métodos de trabajo en los que el calor se obtiene con carbón o con gas, la producción de calor a partir de la energía eléctrica presenta sobre todo dos características ventajosas como son: la fácil regulación, que permite la adaptabilidad a las condiciones químico-físicas del proceso y, por otra parte, la "pureza", es decir la ausencia de factores de impurificación que, como en el caso del calentamiento por carbón o gas, pueden entrar en el producto final.

Esta última circunstancia no debe menospreciarse pues se sabe que, por ejemplo, el contenido de azufre en el arrabio

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.A1-9.

es directamente proporcional a las cantidades de carbón y a las cenizas.

Desde la aparición del horno eléctrico se ha ensayado la aplicación de éste, tanto al beneficio del hierro a partir del mineral (reducción), como a la refundición y afino de los aceros. Como es natural, este desarrollo ha sido intenso en aquellos países ricos en fuerza hidráulica y pobres en carbones, principalmente los coquizables, destinados a fines metalúrgicos.

I. PRODUCCIÓN DE ARRABIO

Para la obtención de arrabio por medios puramente eléctricos o por aquellos en que la energía eléctrica juega un papel predominante en la marcha del proceso, se han considerado los siguientes tipos:

- a) el horno eléctrico de cuba baja (2); en los últimos años ha tenido un desarrollo especial e intensivo con el objeto de llegar a una unidad completamente cerrada en la que se efectúe una total recuperación de gases;
- b) el procedimiento Lubatti (3), que permite el empleo directo de minerales y carbones finos, sin previa aglomeración de los mismos;
- c) el sistema Wiberg-Soederfors, que se emplea concretamente en el tratamiento de minerales de alta calidad, y
- d) los procedimientos indirectos, en los cuales la reducción del mineral (proceso aluminio-térmico) tiene lugar por medio de un combustible metálico de alta entalpía (aluminio, silicio). En ellos se procede en una primera fase a la obtención, en horno eléctrico del combustible metálico —una aleación de Al y Si con ayuda del cual, en una segunda etapa del trabajo se beneficia el hietro por reducción de los óxidos minerales.

Los precedentes métodos basados en la energía eléctrica son relativamente recientes. Durrer ha señalado a este respecto en repetidas etapas, que el alto horno de viento cuenta con más de 500 años de desarrollo evolutivo, mientras que el horno eléctrico de cuba baja, como representante más antiguo de los procedimientos arriba señalados, sólo cuenta con diez lustros.

Mientras que el alto horno térmico, por medio del cual se obtiene todavía la mayor parte de la producción mundial de arrabio, necesita carbón para la generación del calor, para la reducción, y para la recarburación, el horno eléctrico de reducción, particularmente el horno eléctrico de cuba baja, sustituye, como es sabido, el carbón necesario para el calentamiento por la energía eléctrica —unos 2.250 a 2.500 KWH/ton, lo que equivale a unos 550 ó 600 kilogramos de coque por tonelada de arrabio.

Puede tomarse como base el precio cotizado en el mercado mundial de unos 25 dólares por tonelada que es el precio que habrá de pagarse en los países que no disponen de carbón coquizable y que han de importar el coque o el carbón correspondiente. De este modo, una comparación puramente económico-energética del alto horno térmico con el horno eléctrico de cuba baja señala que el costo del coque de calentamiento, equivale al de los 2.500 KWH aproximadamente del consumo de corriente del horno de cuba baja, con un precio de 0,6 centavos de dólar para el KWH. De hecho, el precio admisible en general es más o menos de este orden, de manera que desde el punto de vista puramente económico-energético ambos tipos de hornos son equivalentes a los precios señalados.

Durrer llamó la atención sobre esto en su conferencia bien fundamentada del año 1947 (4) y dio a conocer entonces la igualdad económica entre el horno eléctrico y el alto horno térmico si 1 kilogramo de carbón (aproximadamente 7.000 Kcal) cuesta 8 veces más que 1 KWH; en la práctica esta relación va cambiando a favor del tratamiento eléctrico debido a otras circunstancias, tales como bajo costo de instalación, posibilidad de emplear materiales pobres en el lecho de fusión, etc.

Esta última posibilidad así como la recuperación, casi sin pérdida de los gases, hacen que esta relación se desplace todavía más a favor del horno eléctrico.

Como consecuencia práctica de estas consideraciones se ha modificado la opinión original de considerar completamente imposible aplicar con éxito el sistema eléctrico en los "países carboneros" y por ello existen serios proyectos para introducir el horno de cuba baja u otros procesos eléctricos similares de reducción incluso en países en los que la energía eléctrica ha de ser generada preferentemente a base de carbón.

Una de las razones se basa en la posibilidad ya mencionada del horno eléctrico siderúrgico para utilizar materiales reductores que, por su mala resistencia mecánica no pueden emplearse en el alto horno de viento, en especial los carbones que no se prestan para su transformación en coque metalúrgico.

El horno eléctrico siderúrgico, debido a la poca altura de su cuba, no necesita coque de gran resistencia mecánica obtenido a alta temperatura, y como la resistencia de éste según se sabe, es proporcional a su contenido en grafito y a su vez, este contenido rebaja la capacidad de reducción, resulta que, empleando el llamado semi-coque, obtenido a más baja temperatura, se conseguirán al mismo tiempo condiciones de reducción más favorables.

Como las instalaciones para la obtención de un coque a baja temperatura son en general más baratas que las necesarias para el proceso de coquización clásico para obtener coques metalúrgicos, es posible en muchos casos abaratar la construcción del horno eléctrico siderúrgico montando una instalación auxiliar de esta clase. También por esta razón ha aumentado mucho el interés por el beneficio eléctrico y ello ha hecho que en los últimos años este procedimiento se haya proyectado con frecuencia sobre todo para plantas siderúrgicas medianas en las que el capital de establecimiento desempeña un importante papel.

Se ha ensayado también en repetidas ocasiones el horno eléctrico de cuba baja utilizando lignito. Los trabajos de Sjoegren (5) han señalado que esto, en principio, es factible; este método será también aplicado en uno de los nuevos hornos completamente cerrados, del sistema DEMAG. Tomando medidas adecuadas se pueden vencer las dificultades que surgen de la tendencia del horno a una marcha irregular. Sin embargo, para el empleo de esta modalidad de trabajo se ha de tener en cuenta la cantidad de agua y elementos volátiles contenidos en el lignito y considerar si con el precio de la corriente procede cargar el lignito directamente en el horno o si todavía sería más favorable secarlo y desgasificarlo antes de su empleo.

Esta cuestión debe examinarse en cada caso particular al proyectar una fábrica siderúrgica. De todos modos, puede asegurarse que la marcha ascendente de los precios del carbón coquizable hará necesario en el futuro el empleo cada vez mayor de carbones pobres, como los lignitos.

Muchas veces se ha considerado como una desventaja del horno eléctrico de cuba baja el hecho de que las mayores

unidades prácticamente realizables sólo permitían una producción diaria de unas 150 a 200 toneladas, mientras que los altos hornos, hoy en servicio, producen de 4 a 6 veces más, pero las nuevas investigaciones realizadas muestran la posibilidad de trabajar con unidades de una producción diaria de aproximadamente 500 toneladas, es decir que, por su magnitud, se aproximen al alto horno.

Sin embargo, precisamente la circunstancia de que los hornos eléctricos siderúrgicos trabajen económicamente en unidades de producción reducida, como es la de 100 toneladas de arrabio diarias, hace posible el planeamiento y la creación de pequeñas siderurgias, por ejemplo en países que de momento tienen una reducida demanda de arrabio y acero, pero que quieren independizarse en el campo de la producción. Estas consideraciones se examinarán de nuevo más adelante.

El horno eléctrico moderno de cuba baja, como es el de tipo DEMAG, será construido como horno completamente cerrado, de manera que permita recuperar el valioso gas-CO, prácticamente sin pérdidas y con grado de pureza suficiente.

En el alto horno, un 25 por ciento del gas de tragante se utiliza para el soplado y se registra además una pérdida de gas de un 15 por ciento, quedando un caudal de gas aprovechable con un contenido térmico de unos 2 millones de kilocalorías. En un horno eléctrico de cuba baja moderno con introducción continua de los materiales del lecho de fusión se pueden obtener unos 650 m³ normales de gas por tonelada de arrabio con un valor calorífico de 2.500 Kcal/m³ normal, lo que equivale en total a 1,7 millones de kilocalorías.

En la mayoría de los casos este gas podrá utilizarse en las fábricas siderúrgicas en el calentamiento de los hornos metalúrgicos, en el secado previo del lecho de fusión o en la calcinación de la piedra caliza, como también en síntesis química. Además, el horno, completamente cerrado suprime los perjuicios causados por el humo y el polvo, circunstancia que va adquiriendo cada vez más importancia debido al deseo actual de eliminar esto totalmente.

Sobre los costos de producción del arrabio en el horno eléctrico siderúrgico se ofrecen a continuación (véase el cuadro 1) dos ejemplos tomados de la práctica en que los precios de costo son de 50 y 64 dólares por tonelada de arrabio.

Estos dos ejemplos se refieren a dos unidades eléctricas de 13.000 y 15.000 KVA, empleando minerales con un contenido medio de 48 a 50 por ciento de Fe. En ambos

casos, debido a interrupciones temporales, la producción anual fue de unas 30.000 toneladas de arrabio.

El importe del abono a cuenta del gas es en el primer caso de 4,75 dólares y en el segundo de 6,00 dólares por millón de kilocalorías, por lo que resultan 8,00 dólares y al igual 10,00 dólares por ton de arrabio.

El procedimiento Lubatti, que se basa en la reducción de minerales y carbones de fina granulación sobre un lecho de escoria calentado eléctricamente, es también un proceso eléctrico en que los datos económicos y las cifras de consumo son semejantes a las del horno de cuba baja. En la actualidad este sistema se emplea con éxito en la producción de aleaciones especiales. También está en vía de comprobarse su eficacia en las unidades grandes.

Sobre el proceso Wiberg-Soederfors se ha informado ampliamente en otro lugar. Se trata también de un sistema predominantemente eléctrico con el cual se obtiene acero bruto en una sola etapa.

El sistema indirecto, ya señalado, para la reducción de minerales por medio de un material metálico reductor, principalmente aleaciones de Al-Si, está llamado a adquirir una considerable importancia en la obtención de aceros especiales de alto valor partiendo directamente de minerales. A causa del espacio solamente se tratará de él a grandes rasgos en el presente documento.

2. PRODUCCIÓN DE ACERO

La transformación del arrabio en acero se obtiene: bien en el horno Martin-Siemens, bien en el proceso de afino neumático de convertidor soplando con aire solo, con aire enriquecido con oxígeno, o con oxígeno solo, o bien en el horno eléctrico de arco.

En el horno *Martin-Siemens* el calor se transmite al baño por medio de la llama a través de la capa de escoria. El rendimiento del calentamiento efectivo es relativamente pobre (20 a 30 por ciento) y la duración de la operación es larga (hasta 10 horas). Actualmente se ha logrado una mejora en el rendimiento de estas unidades usando petróleo como combustible. Hoy día la mayor parte de la producción mundial de acero se obtiene en el horno Martin-Siemens. Hay diversas razones: la de que los minerales que hasta ahora se benefician en él dan un arrabio que se presta bien para su transformación en acero; la de que esta unidad es también rentable para la refusión de chatarra, y la de que además obtiene una buena calidad de producto. El afino del arrabio se realiza en este caso tanto por medio del

Cuadro 1

COMPARACIÓN DE DOS INSTALACIONES

Instalación A	Dólares	Instalación B	Dólares
2.000 kg mineral de hierro	13,20	1.200 kg magnetita	10,80
20 kg mineral de manganeso	0,30	800 kg siderita	4,00
140 kg piedra caliza	0,55	500 kg piedra caliza	0,50
120 kg coque	4,40	320 kg coque	16,00
400 kg antracita	6,00	160 kg carbón de madera	6,70
20 kg masa de electrodos	2,40	12 kg masa de electrodos	1,20
2.800 KVH energía eléctrica	9,80	2.600 KVH energía eléctrica	15,40
Jornales	4,00	Jornales	1,50
Costos generales y reparaciones	4,75	Costos generales y reparac.	2,00
Costos varios	1,40	Costos varios	1,50
Amortización e interés	3,20	Amortización e interés	4,40
	50,00		64,00
% Abono a cuenta del gas	8,00	% Abono a cuenta del gas	10,00
Totales	42,00	Totales	54,00

oxígeno que contiene el gas del horno como por el del mineral añadido. Por esa razón, el rendimiento del horno Martin-Siemens puede ser muy diferente según la carga (solamente chatarra o chatarra y arrabio con mineral, etc.), en general es apenas superior al 95 por ciento, es decir que de 1 ton de carga metálica no se recuperan más de 950 kilogramos de acero líquido. Además, es característico del proceso Martin-Siemens su alto costo de inversión de capital.

El procedimiento de afino neumático en el *convertidor* se distingue porque no es necesaria la aportación de calor ya que, en este proceso, la energía térmica necesaria se obtiene por la combustión de los componentes aleados al arrabio líquido. Por ello, el rendimiento en acero líquido es también relativamente bajo; en el convertidor Thomas, por ejemplo, es del orden de un 88 por ciento, es decir, que para 1 ton de acero son necesarios 1.140 kilogramos de arrabio líquido. Debido al efecto intenso de afino del oxígeno gaseoso la duración de la operación es muy breve (unos 15 minutos), lo cual es también favorable para la economía térmica del proceso. Por razones técnico-térmicas, este método está supeditado a una determinada composición del arrabio, lo que supone el empleo de determinados minerales y la necesidad de grandes producciones; resulta imposible trabajar con este método empleando grandes cantidades de chatarra.

El convertidor básico más pequeño para una capacidad aproximada de 15 toneladas, produce al año hasta unas 300.000 toneladas de acero, por lo que este procedimiento apenas puede ser aprovechado en las pequeñas instalaciones industriales. Por razones de calidad la mayor parte de las acerías Thomas están obligadas a trabajar no como hasta ahora con aire solo, sino con aire enriquecido con oxígeno a fin de poder lograr un reducido contenido en nitrógeno y con ello una mejor calidad del acero; para ello hay que dotar a estas unidades de una instalación de descomposición de aire, lo que entraña un aumento de los costos de inversiones y atenciones de un procedimiento que en sí mismo es relativamente racional.

El *horno eléctrico de arco* se ha usado hasta ahora preferentemente para la producción de aceros aleados y también con frecuencia en pequeñas unidades, como horno de refusión de chatarra, en acerías autónomas de poca producción, dotadas de una instalación de laminado para la obtención de perfiles de construcción. En esta forma y en unidades de 1 a 10 toneladas de carga existen más de 1.000 unidades, en todo el mundo.

En condiciones favorables de precio de la energía eléctrica, este horno tiene ventajas tan importantes sobre el Martin-Siemens que en los últimos años se ha presentado siempre como competidor de éste cuando se trataba preferentemente de la fusión de chatarra pero no tanto en relación con el afino del arrabio.

Sobre la comparación económica del horno Martin-Siemens con el de arco eléctrico se han publicado recientemente valiosísimos trabajos (6).

Los aspectos siguientes muestran, de manera especial, la superioridad del horno eléctrico de arco sobre el Martin-Siemens:

- a) mejor aprovechamiento del tiempo, debido a su regulación; menor duración de la operación; mayor rapidez en la colocación de los materiales refractarios del revestimiento, etc.
- b) mejor adaptabilidad al programa de trabajo y mayor rapidez en disponibilidad para el funcionamiento. El

horno de arco admite una marcha discontinua y permite un rápido cambio en el tipo de carga que ha de elaborarse.

- c) mejor dominio de los procesos metalúrgicos a causa de la rápida y cómoda regulación de la densidad de energía.
- d) reducidos costos de inversión (aproximadamente el 60 por ciento de los del Martin-Siemens), a consecuencia de la supresión de recuperadores, chimeneas, etc.

Desde el punto de vista puramente económico-energético, Krebs (7) ha calculado que, con un precio de energía de 0,01 dólares KWH y empleando chatarra fría como carga, los gastos de la fusión propiamente dicha son aproximadamente iguales a los del horno Martin-Siemens, pero los gastos menores de la instalación y por ello los capítulos de amortización e intereses, originan diferencias favorables al horno de arco eléctrico. Las perspectivas de un empleo más generalizado de este horno en vez del Martin-Siemens serán en general más favorables, en el futuro, ya que la tendencia al aumento del precio de la energía eléctrica será más lenta que la del carbón.

Hasta ahora se ha considerado como la mayor desventaja del horno eléctrico de arco su poca adaptabilidad para ejecutar trabajos de afino; es decir, cuando se quiere emplear el procedimiento arrabio-mineral partiendo de arrabio líquido. Por esto, se adoptó el proceso "duplex" en algunas instalaciones modernas, por ejemplo, en la planta de la "Companhia Siderurgica Mannesmann de Belo Horizonte/Brasil", en que el arrabio producido en el horno eléctrico de cuba baja se trata previa y brevemente en un convertidor ácido en el que se efectúa así la mayor parte del afino, el cual se termina después en el horno de arco eléctrico. Por lo tanto, entre el beneficio en horno eléctrico y el afino final eléctrico del acero se ha intercalado el convertidor (no eléctrico).

En breve se piensa modificar el método evitando el soplado en el convertidor cuando se pueda reducir a una proporción económica el consumo de tiempo y energía correspondientes al horno eléctrico de arco. Con la supresión del convertidor, los gastos de instalación de las fábricas se reducirían considerablemente y así surgiría la siderurgia exclusivamente eléctrica, que desde el mineral hasta el acero terminado, utilizaría solamente unidades eléctricas.

Se ha ensayado ya muchas veces el afino del arrabio en el horno de arco eléctrico. Sobre el tema existe un trabajo interesante del año 1941 (8) y recientemente se han iniciado en diferentes lugares investigaciones sobre el *procedimiento arrabio-mineral en el horno eléctrico de arco*. A continuación se menciona el ejemplo de una carga fundida por este método. Se cargaron en total:

4.100 kg de arrabio con el 3,3 por ciento de carbono
4.500 kg de chatarra con el 0,82 por ciento de carbono
800 kg de mineral.

Después de la fusión se agregaron 175 kilogramos de caliza y 250 kilogramos más de mineral, terminando de afinar el acero por el sistema usual.

La duración de la operación hasta la colada fue de 3½ horas, el rendimiento fue de aproximadamente un 90 por ciento; el contenido final en carbono del acero terminado fue de 0,22 por ciento y el consumo de energía de cerca de 800 KWH/ton.

Entre tanto, el método se ha perfeccionado gradualmente. Para asegurar una marcha uniforme de la reacción es im-

portante establecer el orden en que han de ser cargados los diferentes componentes a fin de evitar reacciones violentas en el horno, sobre todo si se trabaja, como para otras cargas, con arrabio líquido.

El afino del arrabio líquido por medio del mineral en el horno eléctrico de arco ofrece nuevas posibilidades para la producción de acero. Como ya se ha mencionado, la producción de acero en el horno eléctrico de arco puede ser más económica que en el horno Martin-Siemens. Igual puede decirse del proceso de arrabio-mineral llevado a cabo en el horno de arco.

Como el afino del arrabio se efectúa por medio de mineral, se obtiene simultáneamente hierro adicional procedente del mineral añadido. Si se trabaja, por ejemplo, con una carga compuesta de 70 por ciento de arrabio líquido y 30 por ciento de chatarra corriente y la cantidad correspondiente de mineral, el rendimiento será —debido a la reducción del mineral de afino— de aproximadamente 110 por ciento, es decir, que de una tonelada de carga metálica (arrabio y chatarra) se obtienen 1.100 kilogramos de acero líquido. Esta producción adicional de acero podría ser denominada como una forma de "producción directa de acero". Esta circunstancia es un factor ventajoso al juzgar la economía del proceso.

Para la rentabilidad de este método es además significativa *a)* que el afino efectuado por medio del mineral es muy rápido (aproximadamente 3 horas) hasta la colada, *b)* que no se produce desgaste excesivo en el revestimiento del horno y en los electrodos, *c)* que el consumo de energía es favorable (hasta un mínimo de unos 500 KWH/ton) y *d)* que el acero fundido corresponde a la calidad de los aceros Martin-Siemens. Por este procedimiento es posible adaptar la producción de acero en el horno eléctrico de arco a toda clase de materias primas: prácticamente se pueden transformar toda clase de arrabios en acero y la relación de arrabio a chatarra puede ser variada entre amplios límites, es decir, desde una carga puramente de chatarra hasta el 80 por ciento de la carga en arrabio. Como el arrabio líquido cargado posee un volumen pequeño se puede emplear ventajosamente chatarra voluminosa y pobre, considerada hasta hoy como chatarra "inferior". El método se puede aplicar en hornos de arco grandes y pequeños. Por lo tanto, es admisible también para fábricas de pequeña producción.

3. LA SIDERURGIA ELÉCTRICA TOTAL

La producción de arrabio en el horno eléctrico de cuba baja con minerales y carbones de bajo valor y el afino de este arrabio en el horno eléctrico de arco, constituye un método de trabajo que, como ya se ha visto, ofrece diferentes ventajas. Así, se puede emplear casi cualquier materia prima, incluso de grano menudo, el coque metalúrgico no es imprescindible. En total, se necesita una cantidad de carbón que contenga unos 350 kilogramos de carbono por tonelada de acero, incluyendo también carbones de grano menudo.

Se necesitan de unos 2.200 a 2.500 KWH/ton de arrabio y además unos 500 KWH/ton de acero, en total, alrededor de unos 3.000 KWH/ton para el acero producido partiendo del mineral. Con una campaña de 330 días anuales, prácticamente realizable en instalaciones de esta clase, se pueden producir según el contenido de hierro del mineral de 1,0 a 2,5 toneladas de acero por KW y año. Para una producción anual de, por ejemplo, unas 50.000 toneladas de acero se requieren, por lo tanto, según la clase del mineral, una potencia instalada de 25.000 a 35.000 KW para una fábrica

siderúrgica con hornos eléctricos. Aproximadamente 5/6 de esa energía se emplean para la producción del arrabio líquido a base de mineral y 1/6 para la producción de acero. Un horno eléctrico de cuba baja con unos 17.000 KVA y un horno eléctrico de arco con una capacidad de 30 toneladas ó 2 de 20 toneladas cada uno, son suficientes para una producción anual de 50.000 toneladas de acero.

Además de las ventajas arriba indicadas en el método de trabajo eléctrico, como son especialmente la extraordinaria adaptabilidad del calentamiento eléctrico a los procedimientos que se llevan a cabo, la alta concentración de energía, etc., el método eléctrico tiene la gran ventaja del fácil manejo, que puede conducir a una automatización bastante completa. El trabajo con el horno eléctrico es relativamente sencillo. Su manejo no exige habilidad e instrucción técnica del personal como lo requieren otros hornos metalúrgicos, por lo que tal método de trabajo se emplea ventajosamente en países de menor desarrollo técnico.

Los métodos de trabajo eléctricos se adaptan cómodamente a las reacciones físico-químicas en cada caso y a un caudal variable de energía eléctrica que puede aprovecharse mejor en estas unidades eléctricas. Resalta el hecho de que, precisamente para instalaciones menores y medianas, "la producción eléctrica siderúrgica" será de especial interés en el porvenir, porque las instalaciones suplementarias, de todas maneras imprescindibles, influyen mucho en el costo de la instalación total.

Cuando se observan las grandes fábricas siderúrgicas de arrabio y acero, se llega fácilmente a la conclusión de que, sobre todo a consecuencia de las grandes unidades de horno, sólo podrían trabajar económicamente las grandes fábricas. Esta consecuencia era exacta mientras no había procedimientos que pudieran trabajar también económicamente como "instalaciones pequeñas". Por estas razones, la gran industria del hierro solía situarse cerca de los yacimientos carboníferos, a fin de reducir los gastos de transporte del carbón al mínimo posible.

Para el consumidor son de importancia decisiva no sólo los gastos de la instalación siderúrgica, sino también los gastos de transporte. Estas circunstancias han conducido a que en muchos sitios —por ejemplo, en las cercanías de los mayores centros de consumo o de grandes industrias de maquinaria— se hayan desarrollado pequeñas fábricas siderúrgicas o solamente fábricas de acero, por la ventaja de los reducidos gastos de transporte de sus productos terminados.

Para tales fábricas es de importancia decisiva trabajar con procedimientos económicos aun para las producciones pequeñas. El método descrito se distingue por su economía tanto en producciones pequeñas (de por ejemplo 50.000 a 100.000 toneladas anuales) como en grandes producciones. Además hay que tener en cuenta que los costos de adquisición de la instalación son relativamente reducidos y que las materias primas necesarias para la producción de arrabio y acero no están condicionadas rigurosamente, por lo que se puede renunciar en muchos casos a las instalaciones, muy caras, de selección y conglomeración.

Con el horno eléctrico de cuba baja se puede calcular un precio de costo de unos 30 dólares por tonelada anual instalada, en comparación con 43 dólares para el alto horno propiamente dicho; esto significa que los costos del horno de cuba baja importan aproximadamente el 70 por ciento de los de la instalación de hornos térmicos. La comparación entre los hornos Martin-Siemens y los hornos eléctricos de arco indica para un horno de arco costos aproximados al 60 por ciento de los de una instalación Martin-Siemens.

Basándose en la cifra informativa general según la cual los costos totales de inversión para un alto horno, la coquización y la fábrica de acero, son de unos 160 dólares por tonelada anual instalada, la construcción de una unidad compuesta de un horno eléctrico de cuba baja, con horno de arco y con una disminución en los gastos por tonelada anual instalada de un 30 por ciento como término medio, trae consigo una reducción de unos 110 dólares, lo que, para el rendimiento de una fábrica siderúrgica semejante, es de una enorme importancia.

Con estos datos, una fábrica mediana, o sea de 70.000 a 150.000 toneladas anuales, correspondería a potencias eléctricas instaladas de un total de 45.000 a 90.000 KW, respectivamente.

4. CONCLUSIONES

El desarrollo moderno de los procedimientos metalúrgicos tiene por finalidad, poder tratar directamente materias primas existentes, de distinta composición y tamaño. El horno eléctrico de cuba baja se adapta ampliamente a estas exigencias; pero también el método descrito de arrabio-mineral en el horno eléctrico de arco, se adapta por completo a ellas y trabaja independientemente de la composición del arrabio y de la forma de la chatarra.

En las dos clases de hornos se obtiene un producto de alta calidad. El arrabio muestra, sobre todo, valores muy bajos en cuanto al azufre; el acero es de calidad Martin-Siemens.

Los procedimientos se adaptan a las modernas exigencias respecto a los perjuicios causados por el polvo. El moderno horno eléctrico de cuba baja se construye completamente cerrado, de manera que durante el servicio no se produce polvo. La excelente regulabilidad de los hornos eléctricos permite llegar a una automatización casi completa, por lo que se puede ahorrar mano de obra y llegar a una marcha del horno más precisa.

Los costos de establecimiento de una "fábrica siderúrgica eléctrica" son considerablemente más bajos que los correspondientes a los procedimientos clásicos: aproximadamente el 70 por ciento de estos últimos. Estas circunstancias conducen a que este método de trabajo se tome en consideración sobre todo para fábricas siderúrgicas medianas y para países con consumo de hierro reducido, aunque también

estas mismas condiciones son válidas para las grandes instalaciones.

El método de trabajo descrito es de interés especial para los casos, en los cuales a causa de las materias primas, es decir el mineral o el carbón, no se pueda aplicar uno de los procedimientos usuales y en lugares donde la energía eléctrica, en relación con la energía térmica a base de carbón, es favorable respecto al costo o donde las instalaciones pequeñas puedan ser de interés.

Las perspectivas para las fábricas siderúrgicas eléctricas mejorarán tanto más, cuanto más se aprovechen otras fuentes de energía "más económicas", como por ejemplo, la energía atómica, y que no propendan al encarecimiento, como sucede con el carbón.

BIBLIOGRAFÍA

- (1) *Stahl und Eisen*, 76 (1956), pp. 1145, cuadro 1.
- (2) R. Durrer, en *Journal Iron Steel Inst.*, 156 (1947), pp. 257 ss. H. Walde, "Progress in the Manufacture of Pig Iron and Ferro alloys with the Low-Shaft Electric Furnace", en *A Study of the Iron and Steel Industry in Latin America*, vol. II, *Proceedings of the Expert Working Group held at Bogotá*, pp. 167 ss (publicación de las Naciones Unidas). H. Walde, "Neue Erkenntnisse bei der Erzeugung von Roheisen im Elektro-Niederschachtofen", *Stahl und Eisen*, 73 (1953), pp. 1441 ss. B. Marincek, "Die Roheisenherstellung im Elektroverhüttungssofen", *Stahl und Eisen*, 75 (1955), pp. 1426 ss.
- (3) A. Pecorari, "Le four électrique Lubatti pour la réduction des minerais et quelques autres applications du procédé", en *III. Congrès International d'Electrothermie*, Paris, 1953.
- (4) *Loc. cit.*
- (5) N. Sjögren, *Stahl und Eisen*, 71 (1951), pp. 388.
- (6) "Comparative economics of the open-hearth and electric furnaces for production of low-carbon steel". (S.L. Case, D.D. Moore, C.E. Sims and R.J. Lund) Publ. por Bituminous Coal Research Inst. Pittsburgh, Pa., 1953, Battelle Memorial Institute, Columbus. E. Krebs und E. Pakulla, "Wirtschaftlichkeitsvergleich von Siemens-Martin-Ofen und Lichtbogen-öfen für die Erzeugung von unlegiertem kohlestoffarmen Stahl", en *Stahl und Eisen*, 75 (1955), pp. 9/24. Además E. Krebs, "The Balance of Materials and the Economic Comparison of the different Steelmaking Process", en *A study of the iron and steel industry in Latin America*, vol. II, *Proceedings of the Expert Working Group held at Bogotá*, pp. 303. Publicación de las Naciones Unidas, No. de venta 1954. II. G. 3 (sólo en inglés).
- (7) *Loc. cit.*
- (8) E. Berg, *Jernkont. Annaler*, 125 (1941), pp. 423.

El horno bajo de cuba de Ougrée*

por THE INTERNATIONAL STEERING COMMITTEE

I. INTRODUCCIÓN

Los datos básicos relativos al horno bajo de cuba construido en Ougrée (Bélgica) los definió en 1952 (1) el Comité Internacional en el que figuraban como miembros Austria, Bélgica, Francia, Grecia, Holanda, Italia y Luxemburgo, y al que después se agregó el Battelle Memorial Institute de los Estados Unidos de América.

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF.4/LAI-8.

Estos datos se especificaron en mayo de 1953 por el presidente en las Jornadas Internacionales de Siderurgia de Lieja (2). Además, en las mismas jornadas se describieron las características principales de la fábrica de ensayo, así como algunos detalles de su construcción (3).

La ejecución del ensayo se lleva a cabo por el Centro Nacional de Investigaciones Metalúrgicas, Sección de Lieja, con ayuda de la industria siderúrgica local y de investigadores de Bélgica, Francia, Italia y Luxemburgo.

2. CONDICIONES DEL ENSAYO

Dicho esto, parece útil recordar, en lo que se refiere a los países occidentales de Europa, el interés económico del horno bajo de cuba a fin de producir arrabio con materias primas que para la carga de un alto horno ordinario ocasionarían dificultades de funcionamiento y hasta lo harían imposible.

En un comienzo se utilizó coque metalúrgico de tamaño pequeño que no servía para el horno ordinario. Después se hicieron ensayos utilizando combustibles de grado todavía más inferior, como coque de baja temperatura y menudos de carbón, de bajo contenido en materia volátil, que no se pueden usar en el alto horno. Se convino en que el mineral se obtendría de las minas de Lorena y de Luxemburgo y que correspondería al tamaño resultante del paso por las cribas después de la trituración. Por ejemplo, el tamaño del mineral inicialmente podía ser de hasta 20×10 mm y después incluir cada vez mayores proporciones de 10 milímetros.

Con independencia de su posible interés económico, el horno bajo de cuba ofrece interés general desde el punto de vista técnico: se puede emplear para dilucidar o poner en claro algunos fenómenos particulares que se plantean en los altos hornos o para estudiar algunas técnicas particulares de funcionamiento, recomendadas o propuestas para los altos hornos ordinarios. Se pueden citar como ejemplo el empleo no sólo de aire enriquecido y el funcionamiento a presión, sino también la recirculación de los gases de salida —después de la descarbonatación— y las inyecciones de hidrocarburos o productos sólidos. Por razones obvias, no es posible conducir estas técnicas en una escala demasiado pequeña y su ensayo directo en los hornos de viento ordinarios y los altos hornos supondría grandes riesgos —y en todo caso considerables gastos—, además de que las conclusiones serían muy inciertas en razón de las inevitables irregularidades resultantes en el funcionamiento del horno.

En un sentido más general, la fábrica de Ougrée puede y debe ser la fábrica de ensayo en que se reproduzcan los fenómenos del alto horno en una escala suficientemente pequeña para facilitar los estudios, pero bastante grande para que se puedan aplicar las leyes de similitud.

Por esto, el Comité decidió construir un horno de escala industrial caracterizado especialmente por una sección oval, muros verticales interiores y una altura de 5 metros sobre el nivel de las toberas.

Con arreglo a la experiencia, se ha mejorado este horno y en la actualidad comprende:

a) dos campanas dobles rotatorias tipo de diseño típico; b) cuatro tomas de gas verticales; c) una sección de cuba de 5 metros cuadrados y una sección de crisol de 4 metros cuadrados, y d) 10 toberas.

3. RESULTADOS

El horno bajo de cuba se puso en marcha por primera vez el 13 de mayo de 1953 y se paró el 3 de mayo de 1956. Entre ambas fechas se produjeron 11.000 toneladas de arrabio durante cinco campañas de prueba con una producción diaria de 20 a 40 toneladas.

Sin entrar en detalles, que desviarían el objeto de este informe, se indicará lo siguiente:

1. Los minerales procedían de las minas de Lorena y Luxemburgo. Eran principalmente minerales calizos de baja ley de texture oolítica, que contenían entre otros componen-

tes, 25 a 30 por ciento de hierro, 7 a 15 por ciento de SiO_2 , 3 a 5 por ciento de Al_2O_3 , 15 a 20 por ciento de CaO y 0,5 a 0,7 por ciento de P.

En las primeras campañas, el tamaño del grano era de 20 mm y aún menor; un 25 a 50 por ciento era de 10 mm y aún menor.

En la última campaña, como consecuencia de dificultades de suministro, el tamaño del grano se aumentó a 35 mm, siendo el 30 por ciento de 10 mm y menor.

2. El combustible a que se tuvo que recurrir inicialmente era coque metalúrgico, de tamaño reducido, de 30×10 mm.

Después, durante la mayor parte de las pruebas, se utilizó coque de baja temperatura (semi-coque de Bruay) de 20 mm y menor. Finalmente, se emplearon los siguientes carbones: a) antracita (tamaño 25×15 mm, materia volátil 10 por ciento); b) carbón bituminoso no aglomerante (tamaño 20×20 y 50×30 mm, materia volátil 42 por ciento); c) carbón bituminoso aglomerante (tamaño 60×30 mm, materia volátil 31 por ciento).

3. Los ensayos que se llevaron a efecto indicaron que el horno bajo:

a) funciona satisfactoriamente con materias primas cargadas en su estado bruto, de 20 mm y de menor tamaño y que contienen 30 a 40 por ciento del tamaño de 10 mm y menor;

b) aún más, que el tamaño del combustible utilizado tiene que ser menor de 25 mm a fin de obtener un contenido suficientemente alto de carbono en el arrabio; si se fragmenta en la cuba, se aconseja aumentar su tamaño hasta un punto que esencialmente depende de la intensidad de la fragmentación;

c) cuando la proporción de la carga en el límite de los 10 mm y menor es de más del 30 al 40 por ciento, la permeabilidad de aquella es insuficiente y el funcionamiento se hace muy irregular. En este caso es aconsejable recurrir a la simple aglomeración mecánica de los menudos. Basta, por ejemplo, cribar la porción de 7 mm y menor y aglomerarla con extrusión al vacío. El producto resultante se carga en crudo al mismo tiempo que la porción de 20×7 mm.

4. El coque de baja temperatura resultó un excelente combustible. Aún más, las pruebas efectuadas con antracita, con carbón bituminoso no aglomerante y hasta con carbón bituminoso aglomerante, dieron resultados muy alentadores. Conviene hacer destacar que el funcionamiento del horno con un combustible compuesto exclusivamente de estos carbones duró una quincena; fue muy regular y la calidad del arrabio resultó idéntica a la de las campañas efectuadas con coque ordinario o coque de baja temperatura.

5. Los arrabios producidos fueron del tipo Thomas, esto es, arrabios que por su contenido relativamente bajo de silicio se tratan con dificultad. El análisis porcentual promedio fue el siguiente: 3,5 de C, 1,7 de P, 0,5 de Mn, 0,100 de S y 0,8 de Si.

6. Se encontró que, con estas materias primas, la zona de combustión del horno bajo es muy delgada y el gradiente termal en las cargas muy elevado. De esto resulta que:

a) las pérdidas de calor en el horno bajo son más bien reducidas y corresponden sólo al 7-10 por ciento del calor insumido;

b) la temperatura de los gases de salida es relativamente baja y puede ajustarse al valor necesario modificando la altura útil de la carga. Su valor es de 100 a 200°C para una altura de carga de 5 a 3,5 metros, con un tamaño de grano

menor de 30 mm; la temperatura aumenta con materias primas de grano mayor;

c) la reducción indirecta no es tan efectiva como en el horno ordinario. La relación $\text{CO}_2:\text{CO}$ es aproximadamente de 0,150;

d) los hidrocarburos pesados del combustible (alquitrán, por ejemplo) parecen sufrir el *cracking*.

7. Con minerales de 30 por ciento de Fe se obtiene, con el coque ordinario o el de baja temperatura, una producción de carbono (cantidad fija de carbono en el combustible cargado por tonelada de arrabio) de 1.150 a 1.250. Esto representa un aumento en las necesidades de combustible de 20 a 25 por ciento, comparado con el funcionamiento del horno ordinario en las mismas condiciones. El aumento de la producción de carbono se debe principalmente ($\frac{2}{3}$) a una menor reducción indirecta y en pequeña medida ($\frac{1}{3}$) a la gran humedad y el contenido de ceniza elevado del combustible, para cuya eliminación se requieren calorías.

En cambio, el contenido de CO de los gases es relativamente alto y por lo tanto puede aprovecharse su poder calorífico.

Considerando el hecho de que los hornos bajos funcionan muy bien con combustibles pobres, el mayor valor térmico de los gases puede compensar la producción más alta de C hasta un punto que depende, esencialmente, de las circunstancias económicas locales.

8. Por último, en el caso de materias primas a las que

hay que recurrir y, particularmente, en relación con las minetas brutas, el enriquecimiento en oxígeno del aire no se considera como necesidad esencial.

4. CONCLUSIONES

Los resultados obtenidos suministran una primera solución a los problemas de índole económica planteados por el Comité Internacional y que se referían al tamaño del grano de la carga y de la naturaleza del combustible.

Es esencial seguir investigando esta solución y señalar su campo de aplicación. Además, la fábrica y las técnicas de funcionamiento están ya en perfecto orden, lo que permite abordar, con mayor seguridad, los problemas científicos y técnico-científicos mencionados al principio de este informe y que pueden proporcionar una información valiosa relativa al horno ordinario. En realidad, esto es lo que va a constituir el objetivo de los nuevos ensayos.

BIBLIOGRAFÍA

- (1) *Revue Universelle des Mines*, N° 10, (octubre 1952), pp. 393-400. *Revue de Metallurgie*, N° 10, octubre 1952, pp. 741-746. *Metallurgia Italiana*, 44, (diciembre, 1952), pp. 602-607, *Iron Age*, 171, (mayo 1953), pp. 133-137.
- (2) *Revue Universelle des Mines*, N° 8 (agosto 1953), pp. 470-482.
- (3) *Ibid.*, pp. 482-493.

Resumen del debate

Determinación de los límites prácticos de desulfuración en el alto horno, presentado por el autor

El señor CANGUILHEM señala que en la desulfuración es ante todo necesario conocer el costo de la operación dentro del alto horno antes de decidir lo que se ha de hacer fuera del mismo. El contenido de azufre depende principalmente del que tiene el coque y en su documento sobre este asunto se presentan cálculos completos referentes a la planta de

Huachipato. El sistema de cálculo puede aplicarse a cualquier planta, sustituyendo solamente los valores locales. Dentro de límites aceptables, las cifras obtenidas por este método coinciden con los resultados medios y permiten el estudio de los efectos de la variación del azufre en el coque y los del índice de basicidad.

La influencia del manganeso en la desulfuración del arrabio, presentado por el señor Savage en ausencia del autor

La desulfuración del arrabio por medio de carbonato de sodio, presentado por el autor

El señor COHEUR manifiesta que de los muchos procedimientos de desulfuración, el más fácil consiste en colar desde el mezclador a una cuchara de revestimiento ácido que contenga carbonato sódico sólido. La cantidad de carbonato empleada dependerá del contenido de azufre del hierro y del por ciento final deseado. El elemento de costo más importante es el carbonato y por lo tanto debe buscarse el em-

pleo más económico de éste. Se sabe que dos tratamientos sucesivos requieren menos carbonato que un tratamiento único y como método alternativo se sugiere un tratamiento en la cuchara del alto horno y uno en la cuchara de transporte. Algunas empresas que utilizan las cucharas de sifón entre el mezclador y la cuchara de transporte han obtenido considerable éxito sobre el particular.

La defosforación y desulfuración del arrabio y el acero por medio de la escoria sintética, presentado por el señor Trentini en ausencia del autor

El señor TRENTINI manifiesta que como otros procedimientos bien conocidos serán descritos por sus autores, presentes en la sesión, se limitará al método de la escoria. A su juicio la doble finalidad de la desiliciación y la desulfuración puede lograrse en una sola operación con una sola

escoria. El principio ha sido comprobado experimentalmente.*

* Después de terminada la discusión, el señor FITTERER, autor del trabajo, hizo llegar a la Secretaría por escrito sus puntos de vista. El texto en que se contienen es el que sigue:

"La Acid Open Hearth Research Association se interesó desde hace algunos años en el procedimiento Perrin debido a la dificultad en obtener chatarra y arrabio bajos en azufre para el procedimiento ácido. El azufre no se puede rebajar en el horno ácido. En realidad, aumenta algo por el contacto del azufre del combustible con la chatarra no fundida durante el periodo de fusión. Como funciona mejor el procedimiento Perrin es con el horno eléctrico básico. Se utiliza una escoria sintética de CaO (55 por ciento) y Al_2O_3 (45 por ciento). El diagrama de fases de los dos óxidos señala el punto de fusión de la mezcla ligeramente por debajo del correspondiente hierro puro. La escoria se funde en un horno eléctrico con revestimiento de carbono.

En el procedimiento eléctrico básico la carga se funde y se desoxida, después de lo cual se extrae la primera escoria (oxidante) y se hacen las adiciones de aleación. La calda se sangra sobre la escoria fundida Perrin en la cuchara. De este modo se elimina la segunda escoria o de carburo y se economiza mucho tiempo. El fósforo se elimina con la primera escoria y la escoria Perrin rebaja el azufre hasta un valor muy bajo. Se han obtenido aceros de hasta 0,005 por ciento y es fácil llegar a 0,010 por estos medios.

Según los que utilizan el procedimiento Perrin, se logra una economía adicional de tiempo, puesto que se evita la escoria de carburo. La escoria Perrin no contiene óxidos reductibles y no hay reacción en la cuchara ni pérdida de elementos como carbono y silicio.

Sin embargo, en dos caldas de la experiencia del informante se ha notado que el nivel usual de hidrógeno para el acero eléctrico básico no descendía y que era necesario tratar los grandes lingotes perrinizados como de ordinario para evitar la floculación. Hasta donde se ha podido determinar, la escoria Perrin no tiene efecto perjudicial sobre las propiedades del acero. El contenido de inclu-

siones no metálicas no aumenta; en realidad, parece que algunos silicatos se eliminan.

El procedimiento Perrin tiene éxito en los aceros básicos, pero se ha encontrado gran dificultad para aplicarlo al acero ácido de solera y a los aceros eléctricos ácidos. La razón es que hay que eliminar toda porción de escoria ácida a fin de evitar toda reacción en la cuchara. El contenido alto de CaO en la escoria Perrin liberaría el óxido de hierro en la escoria ácida y la haría reaccionar con el silicio y el carbono. Es necesario, por esto, disponer un sistema complicado para retener la escoria ácida en el horno o descargarla por completo de la cuchara. Uno u otro sistema es difícil y costoso.

Se han hecho intentos para eliminar en el acero ácido de solera el azufre, por medio de adiciones de escoria Perrin sólida (o fría) en la cuchara recargada. Sin embargo, la escoria es tan refractaria, que no funde completamente en el corto tiempo disponible para esta etapa.

Se han hecho experiencias con otros tipos de escoria sólida y la que dio mejor resultado fue la mezcla de CaO y CaF_2 . Las mezclas de alto contenido de fluoruro cálcico y de cal tienen puntos de fusión muy inferiores. Con 80 por ciento de CaF_2 se encuentra un punto auténtico de $1362^\circ C$, o menos de 170° por bajo del punto de fusión del hierro. La mezcla sólida de 80 por ciento puede agregarse al acero líquido y se obtiene una reducción del azufre. Esta escoria es, desde luego, muy erosiva para el ladrillo ácido de la cuchara, de manera que no puede esperarse su empleo sino en condiciones muy especiales. Un modo de utilizarla es agregarla a un lingote extra durante la colada. Estos lingotes se acumulan y se cargan después en una calda en que las exigencias para el azufre sean muy rigurosas".

La desulfuración del arrabio por medio de la cal, *presentado por el autor*

El señor KALLING expresa que la cal viva es el agente desulfurante de más bajo precio, pero que es importante obtener contacto efectivo entre el desulfurador y el metal. El horno rotatorio es eficaz y constituye un método barato de obtener la agitación deseada. También hace posible co-

rrigir los contenidos de silicio y manganeso del arrabio, efectuando las adiciones necesarias. Los costos son bajos y el sistema será de gran interés para América Latina, ya que permite reducir el azufre inicial muy elevado a un bajo contenido final.

Progresos recientes en la desulfuración del arrabio por medio de la cal, *presentado por el autor*

El señor TRENTINI describe el nuevo método de desulfurar arrabio líquido mediante polvo de cal soplado en el baño durante la operación, método que es notable por su rapidez. El tiempo de tratamiento varía entre 3 a 5 minutos, lográndose reducir el contenido de azufre fácilmente a menos de 0,010 por ciento. En un principio se usaba nitrógeno como gas de vehiculación, pero recientemente el soplado con aire comprimido seco ha ayudado a reducir en forma considerable el costo de este procedimiento.

El señor ALLARD resume las declaraciones de los oradores precedentes y declara abierto el debate. Pide que se formulen sugerencias de carácter práctico para América Latina, y que se proporcionen datos de interés económico. Señala que el empleo del carbonato de sodio presupone la existencia de fábricas para obtener este producto. De otro modo, la cal viva sería más ventajosa.

El señor HELLBRUGGE declara que no hay problema de desulfuración en Monlevade, donde se trabaja con carbón vegetal, y como el contenido de fósforo de la materia prima es bajo, el arrabio resultante contiene normalmente 0,2 de fósforo; la eliminación de éste en el horno de solera tampoco presenta dificultades.

El general MACEDO SOARES E SILVA señala que en la actualidad, con el empleo de carbón de Santa Catalina mezclado con carbón importado, no hay problema de desulfuración en Volta Redonda. Puede surgir más adelante, cuando se emplee un 100 por ciento de Santa Catalina con un porcentaje de azufre mucho más alto que el normal. Sin embar-

go, el Brasil tendrá pronto una fábrica de carbonato de sodio. Pregunta a los señores Kalling y Trentini cuál sería el mejor método para Volta Redonda.

El señor KALLING lamenta no tener todavía suficientes conocimientos sobre Volta Redonda.

El señor TRENTINI tampoco ha visitado aún Volta Redonda, pero espera poder expresar una opinión más adelante.

El señor ALLARD pregunta al General Soares e Silva qué porcentajes de azufre espera.

El general MACEDO SOARES E SILVA estima que empleando 100 por ciento de carbón nacional, con alrededor de 1,5 a 1,9 por ciento de azufre, el arrabio resultante posiblemente tenga de 0,15 a 0,10 por ciento.

El señor ALLARD opina que el procedimiento Kalling a base de cal debería ser satisfactorio.

El señor SUÁREZ apunta que el problema de la desulfuración es importante en la acería de Paz del Río. Actualmente emplean el método del carbonato, pues Colombia tiene producción de este material, pero se está estudiando el asunto para mejorar los resultados.

El señor ALLARD pregunta al señor Kalling si su aparato puede ser lo suficientemente grande como para poderse usar a la vez como mezclador grande y como desulfurador.

El señor KALLING responde que sería difícil emplear su horno tan grande como mezclador para la desulfuración. La capacidad de un mezclador es de ordinario de 1.000 toneladas o más, lo que resulta demasiado grande para la alta velocidad de rotación que requiere el método.

El señor ALLARD pide la opinión del señor Canguilhem acerca de la eliminación del azufre dentro o fuera del alto horno, y pregunta si tal problema existe en Chile.

El señor CANGUILHEM manifiesta que por el momento no hay problema, pero que, dado que el precio de los suministros de carbón importado está aumentando, puede ser necesario emplear un mayor porcentaje de carbón nacional, aceptando un contenido mayor de azufre en el alto horno y desulfurando fuera de él. En respuesta a una pregunta del General Soares e Silva, explica que actualmente el 25 por ciento del carbón utilizado se importa de los Estados Unidos.

El señor ALLARD observa que el señor Coheur no se ha referido a costos.

El señor COHEUR declara que en las páginas 14 a 16* del informe se indican costos de funcionamiento que alcanzan de 20 centavos de dólar a 75. Como se indica en el informe, uno de los elementos netos del costo originaba alguna dificultad de contabilidad y era la cantidad de hierro que quedaba en la escoria como resultado del tratamiento por carbonato sódico. Sin este tratamiento, es en todo caso necesario, extraer de la cuchara la escoria que flota, lo que supone una cantidad de hierro que se calcula en $\frac{1}{2}$ por ciento. El tratamiento por carbonato no aumenta de ordinario esta cantidad.

Llama la atención sobre el uso de las cucharas de sifón que facilitan la recuperación del hierro al colar al estado lí-

quido reduciendo a casi nada la cantidad de hierro que podía quedar en la escoria. Esta era una de las ventajas reales del tratamiento por carbonato sobre todos los otros sistemas.

El señor TRENTINI se refiere a las preguntas sobre la posibilidad de usar la cuchara especial, mencionada en este informe, para combinar la desulfuración y la desiliciación y también sobre si este sistema se ha usado comercialmente para la producción de hierro nodular. Contestando a la primera pregunta manifiesta que, en su opinión, no es posible combinar las dos operaciones, pues la eliminación del silicio daría lugar a una escoria líquida de silicato que aglomeraría la cal destinada a la desulfuración y esto reduciría mucho la actividad y por lo tanto el rendimiento del sistema. En cuanto a la segunda pregunta, declara que se habían hecho ya pruebas satisfactorias en una cuchara de escala mitad (2 toneladas) y se estaban haciendo otras con cuchara normal de 12 toneladas, cuyos resultados se darían a conocer en su momento.

El PRESIDENTE expresa que a juzgar por el debate es evidente que el problema de la desulfuración existe incluso en los países más avanzados y sugiere la formación de un comité que recomiende los métodos y el equipo más adecuados para las condiciones de América Latina.

El señor ALLARD estima que el comité debe ante todo examinar la probable composición de las materias primas —carbón, coque y mineral— y la necesidad de obtener calidades satisfactorias.

Producción del arrabio en hornos eléctricos, *presentado por el autor*

El señor SANDVOLD manifiesta que no dará más detalles de los hornos eléctricos de Mo i Rana, puesto que el informe trata de todos los puntos importantes. Los tres hornos son los más grandes que hasta hoy se han construido para el propósito indicado, están funcionando perfectamente y han dado excelentes resultados. Se han obtenido promedios

de más de 220 toneladas diarias y el consumo de energía ha sido de 2.200 KWH por tonelada y 10 kilogramos de electrodos por tonelada. Cree que el tamaño límite no se ha alcanzado todavía y que se pueden emplear unidades mayores, así como esperar métodos que economicen energía.

La producción de arrabio y acero por el método eléctrico, *presentado por el autor*

El señor WALDE expresa que los estudios sobre nuevas fábricas deberían tener en cuenta los sistemas de arrabio eléctrico y de acero eléctrico. La escasez general de carbones para coque y el aumento constante del precio del carbón

obligan a estudiar nuevos métodos para la producción del arrabio. La obtención de éste con minerales y carbones de baja calidad, en el horno bajo de cuba, conduce lógicamente a los sistemas siderúrgicos totalmente eléctricos.

El horno bajo de cuba de Ougree, *presentado por el señor Coheur*

El señor COHEUR resume algunos de los resultados obtenidos en este horno y señala que la situación en cuanto a materias primas es difícil. Se emplean combustibles y minerales muy menudos. Ofrece exhibir una película en colores sobre el funcionamiento del horno.

El señor ALLARD expresa que el horno de cuba baja es un tema importante que debe estudiarse por separado. En relación con el horno eléctrico de arrabio hace notar que no se ha mencionado el tipo de carga de este horno, aunque supone que es tan importante como el del alto horno. Los minerales noruegos son de muy alta calidad y pregunta qué resultados se obtienen con minerales de baja ley. El consumo de energía eléctrica parece bastante alto. ¿Tiene esto que ver con el alto contenido de silicio? ¿Es este contenido necesario o no?

El señor MERCIER piensa que la cifra de 2.200 KWH por tonelada se aplica a los minerales ricos de Noruega y Suecia, pero que sería mayor —del orden de los 3.000 KWH— para minerales del 40 al 45 por ciento. Reconoce la gran competencia de la Elektrokemisk y que el tratamiento en horno eléctrico de cuba baja facilita el tratamiento de minerales que, como los que contienen titanio, se tratan con dificultad en el alto horno clásico. Considera que la Elektrokemisk es muy conservadora, pues la productividad del horno bajo aumenta gradualmente y pregunta si no se podría exceder la cantidad de 200 toneladas por día con una potencia de 20.000 KW.

El señor WALDE manifiesta que desde luego se pueden construir hornos para capacidades de más de 200 toneladas. El límite actual radica en el diámetro de los electrodos, siendo el máximo de 1.500 mm. La cantidad de silicio en el arrabio depende de las condiciones de trabajo, pues una alta

* En la versión mimeografiada.

tensión favorece un bajo contenido de silicio y una intensidad grande favorece el alto contenido. La desulfuración es posible en la zona caliente alrededor de los electrodos, hasta el 90 por ciento en las condiciones normales.

El señor SANDVOLD manifiesta que el progreso es lento pero seguro. En la actualidad se obtienen 220 toneladas y más, pero es posible construir un horno para una producción diaria de más de 300 toneladas. Con un alto contenido de silicio el consumo de energía es mayor que con un contenido bajo.

El señor VILLARES pregunta si el horno eléctrico puede utilizar 100 por ciento de carbón vegetal.

El señor WALDE contesta afirmativamente, pero declara que es aconsejable comenzar a trabajar con coque y después usar carbón vegetal.

El señor ALLARD pregunta si debe ser un carbón vegetal especial y el señor VILLARES desea saber si hay razones especiales de orden químico para no emplear el 100 por ciento.

El señor WALDE replica que debe ser un carbón seco y ofrecer una resistencia mecánica con una limitada proporción de menudos.

El señor KALLING manifiesta que no hay razón para no emplear el 100 por ciento de carbón vegetal en un horno bajo de cuba y, contestando al señor Allard, manifiesta que no cree que el tamaño del horno tenga influencia alguna.

El señor SANDVOLD indica que él personalmente ha trabajado en la India varios meses con un horno eléctrico de 10.000 KW con 100 por ciento de carbón vegetal. Este tiene una gran reactividad, que favorece el proceso de reducción, pero es importante seleccionar las condiciones apropiadas pues el carbón vegetal se muestra más sensible a la marcha del horno. Debido a su excelente radioactividad, el carbón

vegetal se puede emplear ventajosamente con carbones de baja reactividad como la antracita. En contestación a las preguntas sobre las frecuencias de la corriente indica que la distribución a 25 períodos da un mejor factor de potencia, pero que el bajo factor de potencia en los hornos grandes podría corregirse con condensadores como en Mo i Rana. Los condensadores tienen una duración prácticamente ilimitada.

El señor MOOSHAKE señala que él entiende que fue Mannesman quien primero instaló un horno eléctrico de cuba baja en América Latina. Se ensayó un 100 por ciento de carbón vegetal sin éxito debido probablemente a la humedad del mismo. Después se trabajó con un 40 por ciento de coque y un 60 por ciento de antracita. Estima que un 20 por ciento de carbón vegetal seco se puede emplear satisfactoriamente.

El señor ALLARD pregunta al señor Lewis si tiene algo que añadir a lo que se ha dicho.

El señor LEWIS contesta que no ha estado en relación directa con el horno eléctrico de reducción durante algún tiempo, pero que sabe que se ha instalado un buen número de estos hornos en los Estados Unidos. En cuanto a la tendencia respecto a tamaños, aunque no se refiere a los hornos de reducción, puede ser de interés conocer que se están construyendo ahora en los Estados Unidos diez hornos de arco para fusión con diámetros de 17 a 24 pies y de 20.000 a 36.000 KVA. Un horno de 18 pies de diámetro de carga superior de 18.750 KVA tendría una capacidad de 16 a 17 toneladas (cortas) de aceros comunes por hora.

El PRESIDENTE, al término del debate, sugiere que los señores Coheur, Allard y Kalling asesoren al comité de desulfuración integrado por los señores Canguilhem, Barbosa y Soares. Dicho comité habrá de formular recomendaciones sobre métodos, materiales y equipo para América Latina.

EMPLEO DEL OXIGENO EN LA FABRICACION DE ACERO

16 de octubre de 1956 - Mañana

Presidente honorario:

General Edmundo de MACEDO SOARES E SILVA, presidente de la Cía. Acos Especiais Acesita y Cía. Siderúrgica Nacional, Volta Redonda, Brasil

Presidente:

Roberto N. JAFET, presidente de Mineração Geral do Brasil, São Paulo, Brasil

Trabajos presentados:

Los hornos eléctricos de arco para fundiciones de acero y producción de acero bruto
F. S. LEIGH, gerente de la Melting Furnace Division, Birlec Ltd., Reino Unido

Consideraciones científicas y técnicas acerca del empleo del oxígeno en la fabricación de acero
Robert DURRER, director gerente de Louis de Roll Iron Works Ltd., Gerlafingen (Suiza)

Fabricación de acero de convertidor mediante el soplado de superficie
Herbert TRENKLER, director metalúrgico de la Vereinigte Oesterreichische Eisen-und-Stahlwerke A. G., Linz, Austria

Resumen de los debates:

Participantes: Señores LEIGH, VILLARES, LEWIS, HELLBRÜGGE, general MACEDO SOARES E SILVA, ALLARD, HARRISON, COHEUR, KALLING, ROCCA, WARING, TRENKLER, HAENEL, TRENTINI y MERCIER

Director de debates:

Héctor CANGUILHEM

Secretarios:

Alexandre STAKHOVITCH

J. B. DA SILVA JARDIM

Los hornos eléctricos de arco para fundiciones de acero y para la producción de acero de cantidad*

por F. S. LEIGH

I. INTRODUCCIÓN

Los últimos años han revelado un interés muy marcado en la demanda de hornos eléctricos para la producción de acero en todo el mundo. En relación con esto, interesa observar que en el Reino Unido, la principal demanda de hornos eléctricos de arco ha procedido de las fundiciones de acero y de los productores de acero de cantidad. En otros términos, dos sectores importantes de la industria del acero, que antes se basaban exclusivamente en los hornos calentados por combustible, amplían rápidamente su producción en instalaciones eléctricas de hornos de arco.

En lo que se refiere a las fundiciones de acero, una de

las consideraciones principales de esta orientación ha sido el hecho de que estos hornos logran una economía definida de, por lo menos, un 25 por ciento en las necesidades de mano de obra en comparación con una instalación similar de cubilote y convertidor. Una consideración análoga se aplica a los productores de acero de cantidad unido al hecho de que se ha venido manifestando un empeoramiento en la calidad de la chatarra para la refusión.

En ambos casos el horno de arco tiene que diseñarse, tanto desde el punto de vista eléctrico como del mecánico,

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/LAI-10.

de manera que resista el rudo trabajo que se le exige. Por ejemplo, un horno de arco típico para fundición, de una capacidad de 3 a 5 toneladas, debe ser capaz de realizar una calda de metal fundido a regulares intervalos de 1 a 2 horas. Los grandes hornos para la producción de acero de cantidad tienen que ser capaces de realizar cargas de un peso de 40 a 50 toneladas hasta 150 toneladas y aún más, en ciclos de sangría de 4 a 6 horas en un día de trabajo de 24 horas.

Por lo tanto, la calidad que corresponde a cada instalación de horno de arco ha de juzgarse no sólo por los factores ordinarios de solidez, etc., sino también por la facilidad con que se logre la conservación y las reparaciones de su funcionamiento.

A continuación se indican las características eléctricas y mecánicas de una instalación de horno de arco apropiada para trabajo de fundición y de una instalación, tal como se requiere para la producción de acero de cantidad.

2. INTERRUPTOR

Uno de los elementos más importantes de una instalación de hornos de arco es el interruptor del circuito principal que, en el caso de una fundición, tiene que efectuar de 400 a 600 interrupciones por semana.

Para instalaciones en las que la sobrecarga por fallas del sistema no exceda de 250 MVA, da resultado satisfactorio un interruptor de aceite siempre que el mecanismo sea apropiado y resista la frecuencia del funcionamiento.

Para estos interruptores de circuito se ha establecido ahora una nueva regla de conservación. En un período comprendido entre cuatro y ocho semanas, según la frecuencia de la operación, el interruptor de aceite se deja fuera de servicio por una hora. Durante este tiempo los contactos se reemplazan y se filtra el aceite. Estos contactos se devuelven a la sección de conservación en donde se reajustan y se dejan listos para un nuevo servicio.

En el caso de instalaciones de grandes hornos de arco para acero de cantidad, de capacidad igual a 20 MVA, la sobrecarga por fallas del sistema no será menor de 500 MVA y el número de conmutaciones por semana será del orden de 50 a 100.

Hay varios tipos de interruptores adecuados para cumplir con esta función, tanto del sistema de aceite como del de sople de aire. Este último tipo está ganando en preferencia por su más fácil conservación y por resistir mayor número de conmutaciones sin preocupación alguna por los contactos, como en el interruptor de aceite. Se conocen casos en que el interruptor de sople de aire ha estado en funcionamiento continuo en el horno de arco durante 10 años sin que los contactos hayan exigido la menor atención.

Evidentemente, la selección de un interruptor apropiado para cada instalación en particular depende también del costo. En el Reino Unido, el costo de un interruptor para 250 MVA será considerablemente menor que el equivalente para un circuito de sople de aire. Por encima de este tamaño, el interruptor de aceite costará lo mismo que una unidad de sople de aire y, consecuentemente, la facilidad de la conservación del último tipo de interruptor será un incentivo para su empleo.

3. TRANSFORMADOR DEL HORNO

La práctica usual en el caso de los hornos de fundición es contar con un transformador relativamente grande para asegurar una rápida fusión. Esto es especialmente cierto en el caso de la producción de acero ácido, en que práctica-

mente no se realiza afino alguno y el horno se utiliza más o menos con una unidad simple de fusión.

La capacidad media de los hornos modernos de fundición instalados en el Reino Unido en los últimos años varía entre 600 y 700 KVA por tonelada; en otros términos, un horno de 3 toneladas dispondría de un transformador de 1.800 KVA, uno de 4 toneladas de uno de 2.400 KVA y uno de 5 toneladas de un transformador de hasta 3.500 KVA.

El ritmo de fusión que puede lograrse con estas poderosas unidades es extremadamente rápido; por regla general, la operación no dura más de 1 a 1½ horas. La característica bien conocida de la carga eléctrica de un horno de arco—esto es, una fuerte carga durante el período de fusión—exige un diseño de transformador extremadamente robusto a fin de resistir las fuertes tensiones electromecánicas y térmicas. Estas últimas son especialmente importantes en el caso de un transformador para un horno de fundición, puesto que en este tipo de unidad se invierte poco tiempo en el afino y el transformador no tiene ocasión para enfriarse después de haberse completado el período de fusión.

En relación con los hornos grandes de producción de cantidad es interesante observar que la carga eléctrica por tonelada de capacidad de horno es relativamente baja, de 200 a 300 KVA por tonelada. En otros términos, para un horno de arco de 100 toneladas bastaría un transformador a una carga de 20.000 a 25.000 KVA y uno de 40 toneladas con un transformador de 12.500 KVA. En consecuencia, la velocidad de fusión del horno se reduce más o menos proporcionalmente y no es raro obtener duraciones de fusión del orden de 2½ a 4½ horas. Sin embargo, el período subsiguiente de afino durante el cual el horno funciona con una carga eléctrica muy reducida (aproximadamente un tercio de la plena carga) da oportunidad al transformador para enfriarse antes de que comience el nuevo período de fusión. La capacidad térmica de sobrecarga del transformador no necesita ser tan grande como en el caso de un transformador para horno de fundición.

4. VOLTAJES DEL TRANSFORMADOR

Los hornos modernos de arco para fusión se diseñan para funcionar con voltajes en los electrodos mucho mayores que los voltajes en uso hace unos diez años. La razón para esto, en el caso de las fundiciones pequeñas, es que un arco de alto voltaje es más eficaz desde el punto de vista de la fusión. El temor expresado frecuentemente de que los altos voltajes son perjudiciales para la bóveda y las paredes del horno es solamente cierto si el operario del mismo descuida las precauciones necesarias.

La mayoría de los hornos son del tipo de carga superior, con lo cual es posible cargar totalmente el interior con chatarra. El operario tiene que hacer marchar el horno unos minutos a un reducido voltaje hasta que los electrodos se introduzcan en la carga. Después puede trabajar con los voltajes límites hasta que la gran masa de la chatarra se haya fundido. Como el arco está protegido por la carga, no hay peligro de deterioro, ni de la bóveda ni de las paredes, durante este período. Desde luego, cuando la carga se ha fundido es esencial que el operario reduzca el voltaje tan pronto como le sea posible.

En el caso de hornos grandes de fusión que funcionan con transformadores de gran capacidad es esencial trabajar con un voltaje de arco elevado pues de otro modo sería imposible hacer marchar el horno a la elevada carga eléctrica que se desea.

Un horno típico de 20.000 KVA debe estar dispuesto pa-

ra trabajar con un voltaje de electrodos no menor de 400 volts mientras que para una unidad de 40.000 KVA el voltaje de electrodos debe ser de 600 volts.

Es evidente que hay que tomar precauciones apropiadas para evitar el contacto accidental de partes activas, como los cables del horno, de manera de proteger el personal contra las cargas eléctricas peligrosas.

5. REACTANCIA

El funcionamiento satisfactorio de un horno de arco depende, entre otros factores, de la cantidad de reactancia del circuito. Se ha mostrado que, para lograr un arco estable y para reducir al mínimo los golpes de corriente, es necesario tener en el circuito un valor de reactancia del orden de 35 a 50 por ciento. En el caso de hornos de fundición, la reactancia inherente al transformador, las barras de distribución y los cables flexibles del horno es relativamente pequeña y, por lo tanto, es esencial aumentarla artificialmente por medio de una reactancia especial.

La práctica más o menos típica de hoy es la de integrar esta reactancia suplementaria en el depósito principal del transformador simplificando así el diseño de la subestación y las interconexiones entre el transformador y la reactancia. También, y para lograr la máxima eficacia en las condiciones más variables del funcionamiento, se aconseja seccionar la reactancia de forma que cada derivación esté relacionada con un voltaje determinado del horno.

En el caso de grandes hornos de arco se ha observado que la reactancia inherente al horno y a su transmisión eléctrica es suficientemente alta para asegurar un arco estable. En realidad, hay que cuidar más bien de diseñar las barras de distribución y los cables de modo de reducir al mínimo la reactancia inherente, pues de otro modo hay el peligro de obtener valores excesivos con el consiguiente factor bajo de potencia.

En relación con esto, es interesante hacer observar que el factor de potencia de una instalación moderna de hornos de arco —ya sea para fundición, ya sea para acero de cantidad— es del orden de 0,85. Esto ofrece una comparación satisfactoria con el factor de potencia de cualquier otro tipo de equipo eléctrico empleado por la industria moderna.

6. CAMBIO DE VOLTAJE EN CARGA

La mayor parte de los transformadores de los hornos de arco, instalados antes, estaban dispuestos de manera que el cambio de tensión no se pudiera hacer funcionar sin que previamente no estuvieran aquéllos desconectados de la línea. Se incluían por lo tanto los mecanismos de seguridad necesarios para evitar un accionamiento incorrecto. Con este dispositivo, los contactos eran evidentemente poco precisos, sobre todo en los grandes transformadores; en segundo lugar, se requería cierto tiempo para efectuar el cambio de tensión y, durante él, el horno estaba desconectado de la línea.

En el caso de hornos grandes de arco para la producción de acero de cantidad es ventajoso disponer de un mecanismo de cambio de tensión en carga para hacer posible al operario elegir el voltaje adecuado dentro de límites precisos y sin necesidad de desconectar el transformador de la línea en el primer momento. En otras palabras, el voltaje correcto para cada condición particular de un horno se puede elegir mejor de este modo, por el operario y éste puede esforzarse en accionar el horno de manera inteligente y con la mayor eficacia posible.

Esto se llevó a la práctica en el caso de un horno de 60 toneladas, a 15 MVA, suministrado a una firma inglesa hace dos años. Este horno fue uno de los primeros grandes hornos de producción de acero de cantidad provisto de cambio de tensión en carga e interesa observar que los 7 u 8 hornos grandes de fusión que hay instalados en el Reino Unido disponen hoy de transformadores equipados con el mecanismo de cambio de tensión en carga.

7. SOBRETENSIONES

En un horno de arco pueden producirse voltajes anormales por tres razones:

a) Sobretensiones por sobrecarga de interrupción.

Se considera que la sola razón para un porcentaje más elevado quizás que en los circuitos de los hornos de arco con cargas normales de alta tensión obedece a la mayor frecuencia de operación del interruptor de alta, en el caso del horno de arco. El remedio aconsejable es conectar condensadores en el circuito de los transformadores, usualmente del lado de la alta tensión (primario).

b) La condición asimétrica de un arco en corto circuito o en extinción (abierto) puede dar lugar a una considerable sobretensión dentro de la unidad transformador-reactancia. Se han publicado en el Reino Unido¹ los resultados de una investigación sobre esta cuestión que han mostrado que cuando el enrollamiento primario de la reactancia se conecta dentro del delta del primario del transformador del horno, entonces las sobretensiones pueden ser del orden de 2,5 veces la tensión máxima de alimentación si se utiliza la secuencia de fases menos favorables. Indica, además que estas sobretensiones pueden ser eliminadas conectando los enrollamientos de la reactancia en las líneas de alimentación, esto es, fuera del delta. Robinson recomienda que los transformadores del horno y los contactos de conmutación tengan un nivel de aislamiento igual al utilizado en el equipo normal de suministro de corriente para la escala inmediatamente próxima superior.

c) Debe hacerse mención de la posibilidad de las oscilaciones momentáneas de alta frecuencia que ocurren al conectar un horno, equipado con condensadores de corrección del factor de potencia, a un sistema que contiene otros condensadores, por ejemplo, otro horno equipado similarmente. Se recomienda que los condensadores de corrección del factor de potencia se instalen con dispositivos adecuados que absorban la sobrecarga.

d) Durante la etapa previa de la fusión, las corrientes de arco fluctúan considerablemente llegando a un porcentaje ocasional máximo de 2,5 a 3 veces el valor normal de carga plena. En consecuencia, si hay una impedancia normal apreciable en el sistema de alimentación que el transformador del horno comparte con otras cargas, entonces estas cargas tendrán una alimentación fluctuante de tensión.

Quizás el caso más difícil es el de una carga de alumbrado en la misma alimentación de un horno de arco, como puede suceder cuando hay una fábrica en una zona residencial. Las fluctuaciones de voltaje de sólo $\frac{1}{2}$ a 1 por ciento pueden dar lugar a fuertes centelleos en la luz, especialmente si las fluctuaciones se presentan algunas veces por segundo.

La segregación de los alimentadores o el empleo de condensadores sincrónicos son los únicos remedios realmente satisfactorios. Alternativamente la capacidad en

¹ B.C. Robinson, *Proceedings of the Institute of Electrical Engineers* vol. 99 parte II N° 69, junio 1952.

MVA de corto circuito del sistema debe ser lo más alto posible, por ejemplo no menos de 100 o 150 veces la capacidad del transformador del horno de arco. La situación peor es cuando una impedancia normal tal como un limitador de reactancia para fallas, que usa a veces la entidad suministradora en unión con interruptores de baja capacidad de ruptura, coinciden en una alimentación de hornos de arco y de aparatos domésticos.

8. CARGA SUPERIOR

Hace unos 25 años se introdujo en los hornos, para la carga del material, el sistema llamado de "carga superior". El principio básico era sencillo. Se disponían medios adecuados para desplazar la bóveda del horno, de modo que toda la parte superior del mismo estuviera expuesta a la carga del material. En la práctica se han desarrollado varios métodos que se han aplicado a toda la gama de hornos de fusión de arco hoy existentes.

El diseño que ha tenido una mayor aceptación en todas partes es el de "elevación y desplazamiento lateral". La bóveda del horno queda suspendida de dos vigas en voladizo, dispuestas de modo de poder ser levantadas por medio de un émbolo hidráulico. Un segundo émbolo u otro dispositivo mecánico, diferente de acuerdo con el tamaño del horno, hace desplazarse lateralmente las vigas en voladizo y de este modo la bóveda queda a un lado después de haber sido levantada.

En Gran Bretaña todos los hornos de fundición y los de acero de cantidad instalados durante los últimos cinco años son del tipo de elevación y desplazamiento lateral.

La principal ventaja del horno de carga superior de que se trata es la de que el cilindro de elevación de la bóveda está montado con entera independencia del horno. En consecuencia, no puede haber efectos mecánicos transmitidos a la bóveda de refractario cuando se carga el horno. La comprobación está en la vida que pueden alcanzar las bóvedas. En el caso de un horno usual de fundición se puede esperar una campaña de 150 a 250 caldas. En los hornos grandes de fusión para acero de cantidad, de 40 a 50 toneladas para arriba, se puede esperar una campaña del orden de unas 100 caldas.

Como ya se ha dicho, aun los hornos más pequeños de arco están dispuestos para la carga superior. La reducción resultante en el tiempo de carga es muy importante, en el caso de las unidades pequeñas para fundición, de unas 2 a 5 toneladas. Con estas unidades, la tendencia ha sido la de instalar transformadores grandes para reducir el tiempo de producción al mínimo y obtener la máxima ventaja posible de la inversión mayor de capital correspondiente a un transformador más grande.

En el caso de hornos grandes hay que tener en cuenta que una de las mayores ventajas de la carga superior es la reducción de las horas-hombre necesarias para la preparación de la carga para el horno. Esto es completamente aparte del tiempo real economizado en la introducción de la carga en el horno.

Este diseño simplifica también la reparación de las paredes del horno próximas al agujero de sangría y los arcos de escoria de las puertas. Estos arcos tienen que renovarse con frecuencia, o repararse en medio de la campaña, y no son cómodos de acceso a través de las puertas relativamente pequeñas de un horno de fundición. Levantando la bóveda y desplazándola lateralmente, le es posible al albañil del

horno renovar las paredes desde la parte superior del mismo sin tener que desarmar una bóveda fija.

9. ALTURA DE LA CAJA DEL HORNO

Uno de los progresos más notables durante los últimos años ha sido el aumento de altura de las placas laterales del horno para una capacidad determinada. Hay para ello dos razones:

En primer lugar, la calidad de la chatarra disponible para la carga ha empeorado considerablemente y hoy no es raro tener que cargar chatarra con una densidad tan baja como 40 a 65 kg por metro cúbico (25 a 40 lb por pie cúbico). Aumentando la altura de las placas laterales aumenta la capacidad volumétrica del horno y por lo tanto hay posibilidad de cargar un mayor volumen de chatarra ligera, reduciendo el número de recargas para completar el peso determinado de baño metálico.

La segunda ventaja es la de que facilita al operario del horno aumentar el voltaje sin el riesgo de deteriorar la bóveda.

El aumento de altura de las placas laterales puede apreciarse teniendo en cuenta que un horno pequeño de fundición para 4 toneladas, instalado hace 10 años, tenía una placa de 965 mm (38 pulgadas) y el de la misma capacidad de hoy tendría 1.250 mm (49 pulgadas), lo que supone un aumento de 29 por ciento en altura y capacidad volumétrica.

Se ha expresado el temor que este aumento de altura de caja condujera inevitablemente a un consumo mayor de energía eléctrica debido a la mayor superficie de radiación y a un mayor consumo de electrodos, puesto que hay una mayor longitud de electrodo expuesto a la atmósfera del horno.

En la práctica, estos temores han quedado sin fundamento. En relación con las cifras de mayor consumo de energía el hecho de que en muchos casos no haya sido necesaria una recarga ha conducido a la economía del calor desperdiciado cada vez que había que levantar la bóveda del horno y dejar al descubierto la parte superior, lo que compensa las pérdidas adicionales por una mayor superficie de radiación.

En cuanto al consumo de electrodos, las cifras de un horno moderno se comparan muy favorablemente con las de unidades similares con menor altura de caja. Hasta cierto punto, el consumo de electrodos es una función de la cantidad de oxígeno en la atmósfera del horno y siempre que las puertas del horno estén bien cerradas no hay riesgo de una entrada excesiva de oxígeno.

Las cajas modernas de los hornos incorporan muy frecuentemente un cierre de arena en la parte superior y se hace amplio uso de la refrigeración en este punto. Esto reduce el escape de gases calientes al mínimo y también los efectos de estos gases sobre la misma caja del horno.

Los grandes hornos de 40 toneladas y más, tienen de ordinario dos puertas. La una, para la escoria, está situada opuesta en diámetro a la canal de salida, mientras que la segunda puerta está a ángulo recto con relación a este eje frente al montante de los electrodos. El principal objeto de esta segunda puerta es facilitar al operario la reparación de los puntos vulnerables de la pared lateral que tienen acceso difícil por una sola puerta. La segunda puerta ayuda también al escoriar o cuando se trata de empujar un trozo de chatarra mal situada sobre las paredes del horno.

Uno de los progresos más importantes en la técnica de funcionamiento del horno ha sido la inyección de oxígeno, lo que a su vez ha impuesto mayores exigencias al revestimiento.

En relación con los hornos pequeños de fundición, este problema no se ha agudizado porque la turbulencia del carbono y el período de afino son muy cortos, esto es, el período en que sufre más el revestimiento.

En América, donde se dispone de chatarra baja en fósforo, el horno de fundición tiene usualmente un revestimiento ácido. Sin embargo, en el Reino Unido el horno de revestimiento básico es una necesidad en la mayor parte de los casos. La dolomita, en una u otra forma, es lo que se usa casi exclusivamente para la construcción de la bóveda del horno, las paredes y los taludes. Los taludes se apisonan usualmente con dolomita seca, clasificada y molida recientemente, en tanto que las paredes se construyen, bien con ladrillos de dolomita semi-estabilizados, con ladrillos de molde metálico o se apisonan con una mezcla de dolomita con alquitrán o breá.

La selección del revestimiento depende mucho del usuario que tiene que justificar su selección con el costo por tonelada del acero producido. Es de notar, sin embargo, que el empleo de la pared apisonada parece aumentar.

Los revestimientos para la producción de acero de cantidad están sujetos a un deterioro muy fuerte. Aquí, de nuevo, la selección es una cuestión del usuario en relación con los mismos tipos anteriormente descritos, que son de uso general. Ultimamente se han hecho experiencias amplias con tubos de magnesita de vaina metálica que han mostrado resultados alentadores. Prácticamente todos los grandes hornos de arco del Reino Unido trabajan ahora con este tipo de revestimiento.

11. BÓVEDA

En relación con la bóveda del horno, el principal progreso ha sido el aumento del diámetro del anillo en relación con el correspondiente al de la misma caja del horno. Todos los anillos de bóveda están refrigerados hoy por agua y estas dos circunstancias han alargado mucho la vida del anillo de bóveda.

Con respecto a la obra de ladrillo de la bóveda, ésta se realiza de ordinario con ladrillos silíceos, aun cuando muchas fundiciones prefieren usar ladrillos aluminosos cuando los hornos trabajan en un solo turno de trabajo, porque este tipo de ladrillo resiste mucho mejor a los ciclos repetidos de enfriamiento y calentamiento, sucesivos.

Algunos usuarios de hornos han adoptado ladrillos de silimanita pero el mayor costo de la bóveda no parece justificarse en muchos casos.

El espesor de ladrillo de la bóveda varía de un horno a otro; algunos prefieren ladrillo de 9 a 12 pulgadas, mientras que para hornos de la misma capacidad otros prefieren ladrillo de 15 pulgadas. Es muy dudoso que estas diferencias puedan influir en apreciables variaciones en la duración de la bóveda.

En un tiempo, era corriente construir la bóveda del horno empleando bloques relativamente grandes para conformar la zona alrededor de las puertas. Esta parte de la bóveda se hacía también relativamente plana para dar un buen asiento a las guarniciones de los electrodos. Sin embargo, experiencias realizadas durante la guerra mostraron que los mejores resultados los daban los ladrillos relativamente

pequeños con sección transversal bien uniforme, lo que condujo a la introducción del techo abovedado construido con ladrillos de arco, prácticamente de serie.

12. GUARNICIONES Y GRAMPAS DE ELECTRODO

El objeto de las guarniciones de electrodo es reducir al mínimo el escape de los gases calientes a través de la puerta de electrodos en la bóveda del horno. Esto reduce la erosión de la bóveda de ladrillo en estos puntos relativamente vulnerables y reduce también el desgaste de los electrodos de grafito en el punto en que éstos entran por la bóveda.

Se han fabricado muchos sistemas de guarniciones al cabo de los años; algunas muy grandes y pesadas y otras relativamente pequeñas. Las pesadas necesitan una estructura separada, para la retención, e introducen también el problema de la compensación del peso para una altura variable de la bóveda en relación con la posición de la guarnición fija. Con una guarnición relativamente pequeña es posible disponer ésta de tal modo que sólo descansen sobre la parte superior de la bóveda y quede libre para moverse hacia abajo y hacia arriba con la expansión y contracción naturales de la obra de ladrillo. Este tipo de guarnición ha recibido completa aceptación. Estas guarniciones incorporan ahora el llamado cierre electromagnético de anillo que se hace efectivo tan pronto como pasa corriente por el electrodo, logrando un cierre hermético entre la guarnición y el electrodo. Cuando no pasa corriente por el electrodo el cierre automático se suelta automáticamente.

Lo mismo las guarniciones grandes que las pequeñas han probado su adecuación al propósito, pero en la actualidad se lleva a cabo un trabajo de perfeccionamiento que seguramente habrá de dar resultados notables.

La grampa es, desde luego, una de las partes más importantes de todo horno eléctrico. Su función es la de sujetar mecánicamente el electrodo para asegurar el paso de la corriente del conductor, por el brazo del electrodo, a este mismo, con las pérdidas mínimas. Hay muchos tipos diferentes de construcción, pero la mayoría de los constructores parecen haber tipificado la idea bien firme de que el mando a distancia de la presión de sujeción ofrece ventaja para el operario del horno. De este modo, el electrodo es empujado o traído hacia una zapata de contacto de toma de corriente por medio de un mecanismo de muelle. Tan pronto como se trata de aflojar la presión se admite aire comprimido en un cilindro de trabajo, el cual libera la presión o tensión ejercida por el mecanismo de cierre de muelle. El electrodo puede entonces deslizarse por la grampa y ser sujetado inmediatamente que se corta la entrada del aire comprimido.

Esta mejora ha sido de mucha importancia en el caso de los grandes hornos en los que resulta difícil para el operario suministrar el esfuerzo mecánico necesario para sujetar firmemente un electrodo grande y evitar su deslizamiento durante el funcionamiento normal del horno.

13. REGULACIÓN AUTOMÁTICA DEL ELECTRODO

Hay dos tipos principales de regulación automática del electrodo: el hidráulico y el rotatorio. Todos los métodos hidráulicos de regulación suponen un émbolo principal, que acciona el electrodo, y un servomotor para mover la válvula principal, la cual a su vez regula la presión hidráulica sobre el émbolo principal. Tipos más adelantados de reguladores hidráulicos disponen de un mecanismo servomotor auxiliar, acoplado directamente al citado servomo-

tor principal; el motor auxiliar es el que reacciona para producir los cambios en los valores de la potencia del arco.

En este sentido es interesante hacer notar que el empleo de reguladores hidráulicos en los hornos de arco corresponde exclusivamente al Continente. En el Reino Unido un cierto número de hornos, que habían sido equipados primitivamente con reguladores hidráulicos, se han sustituido por algún tipo de regulador eléctrico rotatorio. La razón principal para esto radica aparentemente en la cuestión de conservación. Desde luego un regulador eléctrico total tiene que ser atendido por un electricista calificado, pero el regulador hidráulico requiere una conservación mecánica y eléctrica y, por lo tanto, dos clases de obreros calificados. Esto es muy importante en el caso de unidades grandes para acero de cantidad que trabajan 24 horas por día. Con el regulador hidráulico este tipo de horno necesita seis hombres para la conservación, sobre la base de tres turnos, mientras que el eléctrico sólo necesita tres.

El segundo sistema es el conocido como regulador rotatorio o amplidino. Con este sistema cada motor de electrodo tiene su propio generador y responde a una señal de regulación del campo del generador, de dirección y velocidad dependiente de la polaridad y fuerza de la señal de regulación. Esta señal se obtiene rectificando y comparando el voltaje del arco y la corriente en un circuito de puente. La polaridad y la magnitud de la señal de salida depende así de los valores relativos de la tensión y corriente del arco. En consecuencia, la velocidad del motor de electrodo es automáticamente proporcional a la cantidad en que la potencia del arco excede o queda por bajo de la cantidad requerida.

Esta se conoce como "regulación proporcional", que hace mucho para eliminar el efecto de inercia de las partes en movimiento y elimina en consecuencia las "sobrepasadas". Así, después de una irregularidad, el motor alcanza rápidamente plena velocidad, pero cuando la corriente se aproxima al valor correcto, el motor se amortigua lentamente y se para antes de sobrepasar su correcta posición, utilizando el principio del frenado regenerador para disponer de la energía almacenada en las partes en movimiento. Hay que hacer notar el punto importante de que se dispone de la energía al aproximarse a su posición final, de modo que no puede ocurrir la "sobrepasada". Un motor regulado por amplidino comenzará a moverse en 0,035 a 0,05 segundos después de haber recibido la señal.

La sensibilidad de la regulación se define usualmente como el porcentaje de la variación desde un valor prefijado requerido para iniciar una acción correctora. En el caso del regulador amplidino esta sensibilidad es del orden del 3 por ciento.

El regulador hidráulico dispone de un gran depósito de energía almacenada y por esto puede ser acelerado a su velocidad límite con mayor rapidez de lo que le es posible a un motor de electrodo de reducida potencia. Esto no siempre es una ventaja, puesto que, con regulación hidráulica de "conectado-desconectado", el electrodo se mueve a alta velocidad tan pronto como el servomotor haya recibido el impulso correspondiente, aun cuando la potencia del arco haya variado solamente en una pequeña cantidad. Así, aun cuando el regulador vuelva rápidamente a la posición de "desconectado", hay peligro de que el movimiento de alta velocidad, transmitido al electrodo, haya sobrepasado la posición, con el resultado de que el regulador tenga que entrar de nuevo en acción para tratar de situar el electrodo correctamente.

Tanto en América como en el Reino Unido parece aceptarse con preferencia el regulador rotatorio. Aparte de las cuestiones de sensibilidad, precisión y ausencia de rectificaciones de posición que proporciona este método, hay que tener también en cuenta los aspectos generales de la simplicidad, facilidad de conservación, necesidades de espacio y costo de inversión que resulten favorables para el regulador rotatorio.

14. AGITADOR MAGNÉTICO

En Suecia se ha utilizado un agitador magnético para hornos de arco, del cual se ha publicado una descripción detallada. En la actualidad sólo existe una unidad en el Reino Unido que trabaja con él en un horno de 60 a 70 toneladas, y algunos otros en Suecia y Estados Unidos.

El agitador magnético del referido horno de 60-70 toneladas ha funcionado unos 15 meses, pero los interesados declaran que es pronto para poder indicar resultados y señalan que se habían manifestado las siguientes circunstancias:

- a) un baño metálico más homogéneo;
- b) obtención de más muestras representativas del baño;
- c) regulación más estricta de temperatura;
- d) regulación química más estricta.

Lo indicado es desde luego alentador, y falta conocer las cifras y lo que significan para poderse dar cuenta de si el costo por tonelada de acero producido y los costos de conservación y de inversión justifican el sistema.

15. RESULTADOS

Los resultados del funcionamiento de los hornos eléctricos de arco son siempre un poco difíciles de interpretar. Las condiciones en las diferentes fábricas y fundiciones varían considerablemente y si no se conocen con precisión todos los detalles es imposible por completo estudiar las cifras que pueden publicarse de tiempo en tiempo. Las que se indican a continuación sólo tienen el propósito de guiar a los usuarios en general y no deben ser estimadas como tipo.

16. HORNO DE FUNDICIÓN

Como ya se ha dicho, el empleo del horno eléctrico de fundición se ha hecho muy popular en el Reino Unido. La razón es que el costo por tonelada es considerablemente menor que el equipo cubilote-convertidor y, en segundo lugar, que las especificaciones para las piezas moldeadas de acero son muy difíciles de alcanzar si no se emplea un horno eléctrico.

La fundición más popular es la de 3 toneladas de capacidad de horno, o bien la de 4 toneladas. La capacidad del transformador es de ordinario de 600 a 700 KVA por tonelada, de tal modo que estos hornos pueden funcionar con ciclos de sangría de 2 a 2½ horas para obtener piezas fundidas de acero básico de calidad.

Los siguientes son los resultados medios de un cierto número de fundiciones de acero del Reino Unido sobre una producción variada de pieza, incluyendo calidades al manganeso y de baja aleación:

Tamaño del horno.....	3 - ton
Potencia indicada.....	1.300 - 2.400 KVA
Ciclo de sangría.....	2 - 3 horas
Consumo de energía.....	600 - 750 KWH/ton
Consumo de electrodos.....	9 - 11 lb
Duración de la bóveda (silicea).....	150 - 250 caldas
Duración de las paredes (dolomita apisonada).....	150 - 250 caldas

Los detalles siguientes de una fundición tipo pequeña para acero indican las ventajas financieras del cambio del equipo cubilote-convertidor por el horno eléctrico.

Equipo cubilote-convertidor

Producción—90 toneladas de acero líquido por semana (52¹/₂ horas).

Número de obreros—16, distribuidos del siguiente modo:

- a) 4 peones en el cubilote
- b) 4 cargadores de chatarra
- c) 2 sopladores del convertidor
- d) 2 para la cuchara
- e) 2 para reparación de la cuchara
- f) 1 para la colada
- g) 1 para la grúa

Lo que representa aproximadamente 9¹/₃ horas-hombre por tonelada de acero líquido.

El costo por tonelada en el sistema cubilote-convertidor varía entre 20 y 21 libras esterlinas por tonelada para acero básico con carga única de chatarra de costo £ 9.1.0 d por tonelada. Este costo tiene en cuenta también una pérdida de metal del orden de 15-17 por ciento, resultado directo de la operación.

Equipo de horno eléctrico

Producción—100 ton de acero líquido por semana (62¹/₂ horas).
Número de obreros—12, distribuidos como sigue:

- a) 4 peones en el horno
- b) 2 cargadores de chatarra
- c) 2 en la cuchara
- d) 2 para reparación de la cuchara
- e) 1 en la colada
- f) 1 en la grúa

Lo que representa aproximadamente 7¹/₂ horas-hombre por tonelada de acero fundido.

Costos de funcionamiento (por tonelada de acero líquido).

- a) Refractarios £ — 10. 0 d
- b) Energía eléctrica £ 3. 0. 0 d (720 KWH @ 1 d p.un.)
- c) Electrodo £ — 18. 4 d (10 lb @ 1/10 d por lb).
- d) Mano de obra £ 1.17. 6 d (7¹/₂ hr/h @ 5/—por hora).
- e) Depreciación £ 2.0. 0 d (20% de £ 50.000 y producción anual de 5.000 ton).
- f) Metal £ 9.10. 0 d (Incluso 5% pérdidas).
- g) Laboratorio £ — 10. 0 d

Total £ 18. 5.10 d.

Lo indicado representa una economía de £2.10.0 d por tonelada de metal caliente o bien £ 5.0.0 d por tonelada de piezas fundidas.

17. PRODUCCIÓN DE ACERO DE CANTIDAD

La primera instalación grande de arco para la producción de acero de cantidad comenzó sus operaciones en agosto

de 1954 en un horno de 15.000 KVA con una capacidad nominal de 60 toneladas de metal fundido.

En la actualidad este horno trabaja a una capacidad de 72 toneladas de lingote por semana y produce unas 1,500 toneladas de lingote por semana de acero estructural de baja aleación obtenido por escoria básica doble con fósforo y azufre por bajo de 0.02 por ciento.

Las siguientes cifras son los resultados medios de 12 meses de marcha:

Producción.....	8 ¹ / ₂ ton por hora
Consumo de energía.....	640 KWH por ton
Consumo de electrodos.....	13 lib ton
Duración de la bóveda.....	80 caldas
Duración de las paredes.....	120 a 160 caldas
Duración de la solera.....	12 meses
Producción anual.....	64.800 ton

Las cifras anteriores se refieren a la producción con doble escoria. Dan sin embargo una buena idea sobre los resultados que se pueden esperar trabajando en un gran horno de arco que produzca acero vivo simple al carbono. Hornos para esta clase de trabajo se construyen en la actualidad en el Reino Unido y se espera que logren los resultados siguientes:

Capacidad.....	75 ton
Potencia indicada.....	20.000 KVA
Producción.....	15 ton por hora
Consumo de energía.....	550 unidades por ton
Consumo de electrodos.....	10 lb ton
Duración de la bóveda.....	80 a 100 caldas
Duración de las paredes.....	150 caldas

18. CONCLUSIONES

El horno eléctrico de arco ha sido considerado durante muchos años como un elemento de equipo particularmente especializado apropiado para la producción de aceros de aleación de alta calidad. Los progresos en el diseño y en la construcción y ciertos factores de economía han contribuido a situar el horno en los dos sectores del acero moldeado y del acero de cantidad. Estos factores económicos son principalmente el costo de la hora-hombre y el aumento, de más rápido crecimiento, del costo del combustible, comparado con el de la energía eléctrica.

En el presente informe se ha tratado también de ciertas características del diseño del horno de arco que han contribuido mucho para afirmar la situación del horno de arco en los dos sectores industriales indicados.

En cuanto al futuro hay que confiar en el horno moderno de arco eléctrico que es ya un instrumento de alta eficacia para la producción de acero. Su ulterior desarrollo se mantendrá indudablemente paralelo al de los procesos metalúrgicos que puedan surgir más adelante.

Consideraciones científicas y técnicas acerca del empleo del oxígeno en la fabricación de acero*

por ROBERT DURRER

En todos los procedimientos para obtención de hierro, tratamiento de minerales y afino de acero, el oxígeno desempeña una función fundamental. El oxígeno ligado al hierro en el mineral, se separa de éste en el tratamiento siderúrgico y con el carbono se transforma en óxido de carbono

y en anhídrido carbónico. En el procedimiento siderúrgico predominante (alto horno) se introduce oxígeno suplementario del exterior y por la combustión del carbono adi-

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.AII-1.

cional (carbono de calentamiento) se transmite el calor necesario para el proceso, función que en el horno eléctrico desempeña la energía eléctrica.

En el tratamiento metalúrgico del alto horno no sólo se introduce y se vuelve a extraer como carga inerte un múltiplo del peso del hierro producido, sino que el oxígeno de la reducción se diluye con una cantidad de nitrógeno. Como el beneficio siderúrgico eléctrico trabaja sin aire, el gas que se produce en el horno no es diluido y, por lo tanto tiene un valor térmico tres veces mayor. La circunstancia de que la cantidad de gas sea 1/6 de la del horno alto permite reducir la altura de carga en algunos metros.

Los inconvenientes de esta forma de trabajo en el alto horno no suelen considerarse, porque se está acostumbrado a ellos. La siderurgia eléctrica los evita, pero no puede sustituir en todas partes el tratamiento en el alto horno, porque la "caloría eléctrica" en relación con la "caloría de carbón" es más cara en la mayoría de las zonas siderúrgicas. Por razones de materia prima y energía, la siderurgia parece desplazarse de los procesos de alto horno a los de bajo horno, cuando la utilización de oxígeno en vez del aire se coloca en primer término entre las soluciones posibles.

En el afino, que hoy es el que solamente se relaciona con el oxígeno, las circunstancias son similares, pues los procedimientos de obtención de acero en cantidad (afino por aire y afino de solera) utilizan también el viento para producir el calor necesario, por lo que se presentan los mismos inconvenientes que en el tratamiento siderúrgico primario, los cuales se evitan empleando oxígeno en lugar de aire. Por esto, el progreso más notable se ha llevado a cabo en la transformación del afino con aire por afino con oxígeno, con lo que la forma de trabajo ha tomado en cierto modo otro carácter. Otros informes presentados a esta Junta se ocupan de sus particularidades. En el presente sólo se tratará del problema en general, examinándolo en conjunto y señalando otras posibilidades de desarrollo interesantes.

El afino por aire es el procedimiento más barato para transformar el arrabio en acero, pero tiene limitaciones en su aplicación. La primera consiste en que sólo pueden soplar con aire determinadas clases de arrabio. Tienen que contener, sobre todo, el combustible necesario: el fósforo en el procedimiento básico, y el silicio en el ácido. El sistema básico, de importancia bien diferente a la del ácido, se relaciona con los minerales de alto contenido en fósforo. Una debilidad adicional del afino por aire es la circunstancia de que con él no se pueden tratar más que cantidades relativamente pequeñas de chatarra. Como la mitad de la producción mundial de acero se basa aproximadamente en chatarra y como el orden de magnitud, unos 9/10 se cargan en el horno de acero, la mayor parte de la chatarra tiene que llevarse a otros hornos, especialmente a los de solera, para poder utilizarla. Finalmente, en cuanto a calidad, el afino por aire era inferior antes al afino en horno de solera para determinados aceros.

Estos inconvenientes se pueden salvar soplando oxígeno en lugar de aire. Una deficiencia de combustible en el arrabio, desde el punto de vista del afino por aire, no ejerce influencia alguna sobre el soplado con oxígeno. Un arrabio con 0,2 a 0,3 por ciento de P, que no se podría soplar en el convertidor Thomas por ser "demasiado frío químicamente", no ofrece dificultad soplando oxígeno, de tal modo que allí donde por esta razón sólo se empleaba el

horno de solera, se puede utilizar ahora el afino con oxígeno.

La reducción de las pérdidas térmicas por el soplado con oxígeno, en relación con el soplado con aire, hace posible el aumento correspondiente en la carga de chatarra. De ese modo, por medio del soplado con oxígeno, se puede utilizar una mayor cantidad de chatarra, que antes había que regenerar en los hornos de solera.

La cuestión de calidad se ha resuelto también, como explican claramente los informes de esta Junta. Las tres deficiencias enunciadas acerca del soplado con aire se han dominado por completo. Industrialmente todavía no se ha resuelto el soplado de arrabio Thomas con oxígeno. En principio, H. Hellbrügge (1) ha llevado a cabo la defosforación del arrabio Thomas en un convertidor de 2,5 toneladas. F. A. Springorum y K. G. Speith (2) han efectuado este soplado en un convertidor de 3 toneladas y en ensayos persistentes han logrado desarrollar su labor en forma notable. Aunque no se puede dudar sobre la posibilidad de la realización económica de este procedimiento, no está todavía maduro.

Los ensayos de Hellbrügge han dado en Austria gran resultado con arrabio de un contenido de fósforo relativamente bajo, como se describe en el informe correspondiente, así como también para el afino del acero en hornos eléctricos, cuyo empleo para la producción en cantidad ha hecho grandes progresos en los últimos tiempos. En el mismo lugar en que Hellbrügge desarrolló los trabajos mencionados, se ha logrado afinar arrabio Thomas, hasta el 70 por ciento en un horno eléctrico de 15 toneladas en condiciones metalúrgicas y económicas satisfactorias, en relación con la duración de la fusión y el consumo de energía.

De las circunstancias locales depende que se pueda trabajar con oxígeno solo, con oxígeno combinado o con ambos. Si se emplea preferentemente oxígeno libre, el consumo de "calor químico" reduce el de la energía eléctrica, de tal modo que el precio de ésta ya no ejerce influencia alguna sobre la economía del procedimiento. Si estos procedimientos de trabajo se pudieran conducir en hornos grandes, lo que todavía es necesario experimentar, se ofrecería quizá un medio para afinar económicamente el arrabio con ayuda de energía eléctrica y con independencia del contenido de fósforo, allí donde la "caloría eléctrica" fuese más cara que la "caloría de combustible".

En relación con el oxígeno solo, el combinado tiene el inconveniente de que, en el horno tiene que separarse del hierro, lo que exige energía y tiempo; sin embargo tiene la ventaja de ser completamente puro y de que, al liberarse, ocasiona combustión de hierro y no se producen humos como en el soplado por oxígeno. Según las experiencias hechas hasta hoy, se puede afinar con ventaja con la adición de "mineral fino", con lo que podrían aprovecharse adecuadamente las menas finas de alta ley que existen en todo el mundo en cantidad relativamente grande. El procedimiento es extraordinariamente versátil en relación con la proporción chatarra/arrabio y con la composición del arrabio. El producto es similar al acero eléctrico.

El empleo de oxígeno en forma de gas de alto contenido está en sus comienzos en siderurgia. Para el tratamiento de minerales está en vías de ensayo, pero en el afino ha con-

(1) "Die Umwandlung von Roheisen in Stahl im Konverter bei Verwendung von reinem Sauerstoff" *Stahl u. Eisen* 70 (1950) S. 1208/10.

(2) "Ueber das Frischen von Thomasroheisen mit reinem Sauerstoff". *Stahl u. Eisen* 73 (1953) S. 6-22.

quistado ya un importante sector industrial. Es indudable que este avance proseguirá, de tal modo que la oxidación con oxígeno del aire, fundamentalmente deficiente, pasará a la historia. Así, el oxígeno puro, obtenido por reducción

no será diluido. Se necesita, naturalmente, un amplio trabajo para desarrollar estos métodos, pero esto se hace necesario al reconocerse que el empleo del oxígeno del aire para la producción del arrabio ha sido totalmente superado.

Suplemento

Las experiencias que se citaban en páginas anteriores (septiembre 1956) relativas al afino con oxígeno combinado, han seguido realizándose y han dado los resultados (febrero 1957) que se resumen a continuación. Las operaciones efectuadas en el horno eléctrico de 15 toneladas han mostrado que, desde el punto de vista metalúrgico, el método de arrabio-mineral puede aplicarse perfectamente en el horno eléctrico. Aun cuando preferentemente se ha trabajado con igual cantidad de arrabio líquido y chatarra, se han utilizado también mayores cantidades de arrabio, de tal modo que las proporciones de la mezcla se pueden adaptar ampliamente a las circunstancias locales. El método de afino se llevará a un horno de 40 toneladas en cuanto se puedan tener las condiciones necesarias de materia prima.

Sin embargo, los resultados no son todavía lo suficientemente explícitos como para poder sacar conclusiones definitivas y válidas, aunque de todos modos se reconocen ya posibilidades fundamentales para guiar adecuadamente la aplicación de este procedimiento.

El método permite el afino de arrabio de prácticamente cualquier composición, hasta el 2 por ciento de fósforo. El mineral de afino no sólo debe ser, sino que tiene que ser de grano fino. La duración de la carga es de unas 3 horas. Según las experiencias, la energía necesaria para la reducción del mineral de afino parece

ser menor que en el beneficio en horno bajo, eléctrico, de cuba. La explicación hay que buscarla en el hecho de que una parte del calor necesario para la reducción del mineral de afino tiene su origen en el calor que se produciría sin esta reducción o, expresado de otro modo, las pérdidas de calor son menores que en los demás métodos; el grado de rendimiento térmico es mejor.

La reducción obtenida esencialmente por el "carbono fluido" del arrabio se puede lograr ampliamente de modo que se puede agregar más carbono en forma de menudo de carbón y la cantidad correspondiente de mineral menudo. Se aumenta así la parte correspondiente al beneficio, en cuanto al método en su totalidad. Si este método se puede llegar a realizar industrialmente y se logra de un 20 a 30 por ciento más de combustión, el centro de gravedad se desplazaría hacia el aspecto del rendimiento y habría la posibilidad de reducir el mineral menudo no solamente con el "carbono fluido", sino también con carbón menudo.

El procedimiento, en la presente etapa de su desarrollo y con algunos de sus objetivos alcanzados ya, constituye uno de los progresos más novedosos en la industria siderúrgica, no sólo en lo que toca a la "hulla blanca" sino también respecto de la "hulla negra". A diferencia del soplado con oxígeno, no se hace en una instalación especial, sino en el propio horno.

Fabricación de acero de convertidor mediante el soplado de superficie*

por HERBERT TRENKLER

I. CARACTERÍSTICAS DEL SISTEMA Y DIFERENCIAS CON LOS DEMÁS

El sistema LD se practica en un crisol basculante de boca recta o inclinada. Para el afino se utiliza oxígeno de 98 por ciento de O_2 , aun cuando es mejor emplear O_2 de 99 por ciento o más. El oxígeno se inyecta o sopla a una presión de 6 a 15 atmósferas, verticalmente, por medio de una lanza enfriada por agua, situada en el eje del crisol, sobre la superficie del baño metálico caliente. Según el tamaño del aparato, la distancia entre el extremo inferior de la lanza y la superficie teórica del baño oscila entre 30 y 100 centímetros. Según sea la composición del metal caliente, el crisol tendrá revestimiento ácido o básico.

La descripción anterior muestra claramente la diferencia entre el sistema LD y los otros sistemas de afino del acero que emplean también oxígeno. En primer término, debe señalarse que el sistema LD no tiene nada que ver con los sistemas que emplean el soplado de fondo, ya se trató de aire enriquecido con oxígeno, de mezclas de oxígeno y vapor o de oxígeno y ácido carbónico. El sistema LD tampoco tiene nada que ver con el empleo del oxígeno en recipientes de lenta rotación ni tampoco lo caracteriza la inmersión de una lanza dentro de la superficie del baño metálico.

a) Características metalúrgicas

El desarrollo de las reacciones químicas en el sistema LD es muy violento. En el foco, en que el chorro de oxí-

geno incide sobre la superficie del baño, se produce una reacción violenta e inmediata entre el oxígeno insuflado y el baño de metal caliente, formando una zona de reacción a alta temperatura (2.500 a 3.000°C). Las diferencias en temperatura, concentración y peso específico en esta zona dan lugar a un gradiente hacia el resto del baño, dando lugar a una violenta agitación de este último. Según la forma del recipiente de afino, el acero se mueve desde la zona de reacción o punto de ignición, primero en dirección vertical, hacia abajo, y después en dirección ascendente, por las paredes del crisol. De este modo el punto de ignición sigue recibiendo nuevas secciones del baño para el afino. El desprendimiento violento de CO , que continúa hasta el final del tratamiento, produce la turbulencia deseada. Esto indica la importancia de la forma del recipiente. Tiene que haber una relación definida entre la presión del oxígeno, la profundidad del baño y el diámetro del recipiente y hay que dejar suficiente espacio de reacción sobre la superficie del baño, para la escoria que flota en gran volumen.

El desarrollo de calor se ha contrastado repetidamente por medio de muestras. La figura I indica los resultados obtenidos. Lo esencial es que el fósforo y el carbono se quemaran simultáneamente, lo que se logra por la pronta formación de la escoria reactiva en el punto de ignición. El hecho de que el contenido de azufre del metal caliente se haya reducido en gran proporción, en un 50 por ciento

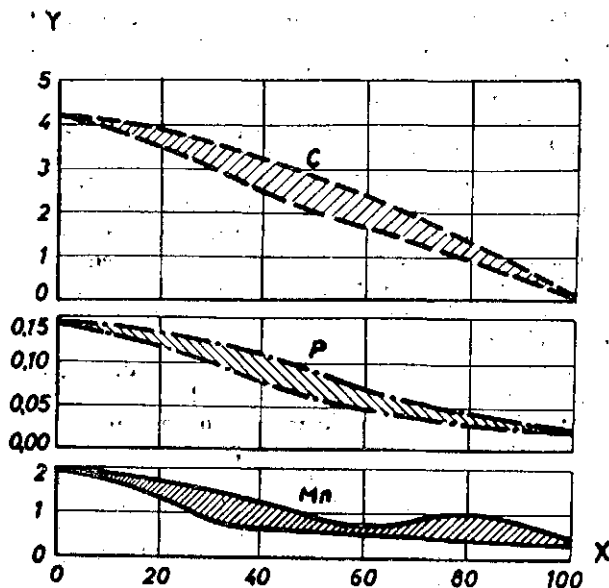
* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L. A II-1.

(que no se indica en la figura I) y que, por lo tanto, el acero afinado tenga un bajo contenido de azufre, constituye una ventaja adicional.

Figura I

ESQUEMAS DE LAS CURVAS DE AFINO

(Escala natural)



Y — C, P y Mn en por ciento
X — Tiempo de soplado en porcientos

Las muestras tomadas durante el soplado han mostrado que el afino no tiene lugar a través del FeO de la escoria. Esta es una de las diferencias principales del sistema LD con el de solera, en el cual la escoria rica en FeO suministra, por difusión, el oxígeno necesario para quemar las impurezas que acompañan al hierro. En el sistema LD el hierro recibe directamente el oxígeno del punto de ignición. Debido a la agitación del baño y a la turbulencia en el crisol, las zonas del baño que contienen oxígeno entran en contacto con las que lo tienen en pequeña cantidad, en forma que el oxígeno actúa rápidamente. En realidad se efectúa una autodesoxidación del baño. Las muestras intermedias que se han tomado indican que hay siempre un equilibrio entre el contenido de oxígeno del baño, el de FeO en la escoria y las impurezas que acompañan al hierro, si se interrumpe el suministro de oxígeno. El afino tiene lugar de acuerdo con las curvas diseñadas por Schenck y otros metalurgistas. Hasta el final de la calda se conserva una cantidad suficiente de carbono que impide una sobreoxidación del baño. Esto explica que, a pesar del empleo de oxígeno puro y del corto período de afino, el contenido de oxígeno del acero LD sea bajo y corresponda a un acero de solera bien afinado.

Debido al empleo de oxígeno puro se obtiene un alto grado de rendimiento térmico, que alcanza del 70 al 75 por ciento, mientras que en el convertidor básico es de 55 por ciento. Este grado de rendimiento térmico es el más alto alcanzado por cualquier sistema de fabricación de acero. La razón se comprende fácilmente si se tiene en cuenta la gran cantidad de nitrógeno del convertidor básico y la cantidad asimismo grande de gases residuales del sistema de solera, que arrastran gran cantidad de calor.

b) Análisis del arrabio

El alto grado de rendimiento térmico del sistema LD permite el empleo de diferentes clases de arrabio. Las composiciones del arrabio empleado en las fábricas actuales que trabajan con el sistema LD difieren mucho.

	Liuz	Donawitz	Dofusco	Mc Louth (Detroit)
	(Porcientos)			
C	4 - 4,2	4 - 4,2	ca 4	ca 4
Si	0,6 - 1,3	0,05 - 0,3	1 - 1,4	1 - 1,4
Mn	1,4 - 2,2	2,0 - 2,8	1,2 - 1,5	0,8 - 1,2
P	0,120-0,250	0,080 - 0,130	ca 0,120	ca 0,120
S	max - 0,045	max - 0,045	max 0,040	max 0,040

Este corto número de ejemplos muestra hasta qué punto difieren los análisis del arrabio utilizado. Para encontrar un cierto tipo de arrabio adecuado al sistema LD sería necesario efectuar un balance térmico a base de la composición. En el supuesto de un balance positivo pueden aplicarse las instrucciones que siguen:

En el caso de arrabio normal, el contenido de C baja raramente del 3 por ciento y entre estos límites no afecta en modo alguno a la aplicabilidad del sistema. El contenido de Si puede variar desde el valor más bajo a 2,5 por ciento y es el factor principal en el cálculo de la carga de chatarra. En el caso de alto contenido de silicio se carga en promedio hasta el 25 por ciento, y si hay exceso hasta el 35 por ciento. Si se usa arrabio bajo en Si, la cantidad de chatarra puede bajarse hasta llegar incluso a cero. Un contenido mayor de silicio reducirá la duración del crisol de revestimiento básico, debido a la mayor cantidad de escoria ácida que se forma en los primeros minutos del soplado.

Desde el punto de vista térmico, el contenido de Mn puede variar entre 0,3 y 3 por ciento. Según sea la calidad del acero que se produzca, así serán necesarias ciertas limitaciones, como ocurre en el caso del acero de solera. Si se da el análisis del arrabio y con él la cantidad de chatarra y cal que ha de cargarse, entonces el contenido de Mn del acero dependerá del arrabio. Como quiera que, aparte del contenido de carbono, el de Mn del acero es decisivo para el contenido de oxígeno del acero, será necesario un mínimo de Mn en la carga para cualquier arrabio. Si no hay Mn en el arrabio será necesario agregarlo por medio de spiegeleisen o mineral de manganeso. Por otra parte, el contenido de Mn del arrabio no debe ser muy alto para la producción de aceros de estirado a fondo o embutición profunda, y si ocurre así, habrá que tomar medidas para hacerlo bajar durante el tratamiento.

La práctica del sistema LD permite el uso de arrabios con fósforo hasta el 0,5 por ciento. El límite primitivo de 0,3 se ha elevado por virtud de un mejoramiento en el sistema de producción. Sin embargo, para producir lo mismo acero de solera que aceros LD —esto es, bajos en fósforo, nitrógeno y oxígeno— con arrabio de mayor contenido de fósforo, hará falta una segunda escoria adicional. En la actualidad se están haciendo experiencias sobre el particular. El contenido de azufre del arrabio no constituye ya problema alguno, porque si no se puede lograr un bajo contenido en el alto horno, es posible desulfurar el arrabio con carbonato sódico.

c) Descripción del sistema

Para hacer el soplado de una calda de LD se carga primero la chatarra y después el metal caliente, manteniendo el crisol en posición inclinada. En seguida se endereza el crisol y se coloca la lanza en su correcta posición a la distancia precisa y se sopla el oxígeno. En unos pocos segundos comienza la ignición e inmediatamente se agrega la cal por una canal vertedera. La llama, que al comienzo es corta, se hace más larga y brillante en cuatro o cinco minutos y se mantiene así hasta el último minuto, antes de terminar la operación. El observador práctico puede calcular el carbono entre 0,05 y 0,12 por ciento, vigilando la longitud de la llama durante los últimos minutos de la operación, lo que hace posible terminar ésta con el contenido deseado de carbono. La extinción total de la llama indica que se ha llegado a un contenido de C de 0,05 por ciento. En el caso de varios tipos de acero es necesario hacer adiciones durante el soplado, y para ello se usan las canales vertederas de la cal.

Después de terminar el soplado se bascula el crisol y se toma una muestra que indica al capataz el contenido de C de la calda. Se recomienda soplar hasta llegar a un contenido de C menor de 0,10 por ciento. Si se desea que el acero contenga más C, se puede recarburar en la cuchara. Siempre que el soplado se haya llevado correctamente el contenido de P habrá llegado al punto más bajo y no se necesitará comprobarlo ulteriormente.

Después del muestreo, se mide la temperatura de la calda por medio de un par termoelectrónico. Se deja correr la escoria lo más lejos posible y se "espuma" debidamente. El resto de la escoria se cuaja con cal o con escoria gruesa LD. Después de esto se procede a la colada. Si el contenido de Mn del metal caliente es correcto no será necesario desoxidarlo con ferromanganeso. En el caso de aceros de alto manganeso la adición de ferromanganeso se hace en el crisol antes de desescoriar. El polvo de electrodo, el ferrosilicio y el aluminio se agregan en la cuchara al hacer la colada.

El sistema LD es un sistema "sin fuego". Dará su mejor resultado cuando las condiciones de trabajo se mantengan lo más uniformes posibles. Para obtener composiciones uniformes de arrabio se recomienda el mezclador de metal caliente. La pesada del metal caliente y de la chatarra es requisito previo para una operación satisfactoria. Por otra parte, el tiempo entre soplado y soplado debe ser siempre igual. La medida de la temperatura de cada calda es un medio valioso de regulación.

d) Aceros producidos

Con el procedimiento LD es posible obtener una gran variedad de aceros. Debido al rápido afinado, el procedimiento es muy apropiado para los aceros dulces. En efecto, para ellos el horno de solera exige mucho tiempo y es de alto costo.

Como se explicó antes, los aceros altos en carbono se obtienen recarburando los aceros duros. Esto no supone ninguna dificultad y de esta manera se difunde uniformemente por todo el metal el contenido de carbono de la cuchara. Así, por ejemplo, durante la producción de pequeños lingotes para acero de tubería con 0,32 a 0,35 por ciento de carbono se tomaron muestras en las diferentes coladas de fondo. La diferencia máxima entre estas muestras y las tomadas en la calda fue de 0,01 por ciento de carbono. Por esta razón es posible obtener con gran resultado

acero al crisol LD para calderas y para construcciones navales, así como acero para tubería y para elementos de máquinas, muy especialmente para carriles.

El procedimiento LD se presta también para la producción de varios aceros especiales. La producción de cualquier calidad "dínamo" hasta un contenido de silicio de 3 por ciento es posible sin necesidad de prevenciones especiales. En el caso de láminas para transformadores, con alto contenido de silicio, en que se requiere un contenido de manganeso muy bajo, son necesarias otras medidas metalúrgicas como, por ejemplo, el empleo de una segunda escoria adicional para reducir el contenido de manganeso.

Hasta hoy no se ha utilizado el procedimiento LD para la producción de aceros de aleación. Es evidente que no puede producir las calidades que hoy se obtienen en el horno eléctrico solamente con escorias reductoras.

En Linz, el contenido de nitrógeno introducido en el acero se cifra entre 0,002 y 0,004 por ciento en el acero vivo y entre 0,003 y 0,007 por ciento en el acero calmado, con tal de que el oxígeno del soplado tenga una pureza de 99 por ciento.

Es evidente que el contenido de oxígeno del acero depende del de carbono y manganeso de la calda terminada. Por el método analítico de extracción en caliente se ha determinado entre 0,020 y 0,050 por ciento. En el caso de 0,05 por ciento de carbono y 0,30 por ciento de manganeso alcanzó, en promedio, 0,035 por ciento, valor característico de las coladas del horno de solera. En el caso del acero básico de convertidor, el contenido de oxígeno es de 0,05 a 0,12 por ciento.

El contenido de fósforo no se reducirá innecesariamente si no se requiere por el análisis. Sin embargo, cuando es necesario un contenido bajo —por ejemplo, para aceros de embutición profunda—, es posible obtener contenidos de fósforo de 0,010 a 0,025 por ciento sin dificultad alguna. Aun en este caso el contenido de hierro de la escoria quedará por debajo del 19 por ciento, lo que difícilmente puede obtenerse en las mismas condiciones en el acero de solera.

e) Calidad del acero LD

El bajo contenido de nitrógeno, oxígeno, fósforo y azufre permite clasificar los aceros LD entre los de alto grado, con independencia de su contenido de carbono y manganeso. Dentro de los límites de este trabajo, no es posible dar una descripción completa de todos los ensayos de calidad que se han hecho; por consiguiente, habrá que limitar la indicación a los grados y propiedades de los aceros típicos. En todos estos ensayos, se comparan los aceros LD con los de solera de igual composición química que se producen en la misma fábrica. Estos últimos se tratan en hornos de solera basculantes de 200 toneladas calentados con petróleo, utilizando el mismo arrabio en la proporción del 60 por ciento de la carga.

En el programa de producción prevalece el acero dulce. A pesar de esto, sólo ha podido hacerse un pequeño número de ensayos comparativos con el horno de solera porque, inmediatamente de comenzada la operación, se encontró que la producción de este tipo de acero era mucho más fácil y mejor en el crisol LD que en el horno de solera. Por esta razón, todos los aceros suaves se producen exclusivamente en el crisol LD, especialmente cuando se requiere acero de embutición profunda. Desde que se puso en marcha la fábrica de acero LD de que se trata, se han sumi-

Cuadro 1

ACERO P 403 DE FABRICACIÓN LD Y DE SOLERA PARA CONSTRUCCIÓN NAVAL: COMPOSICIÓN QUÍMICA Y RESULTADOS DE ENSAYO A LA TRACCIÓN

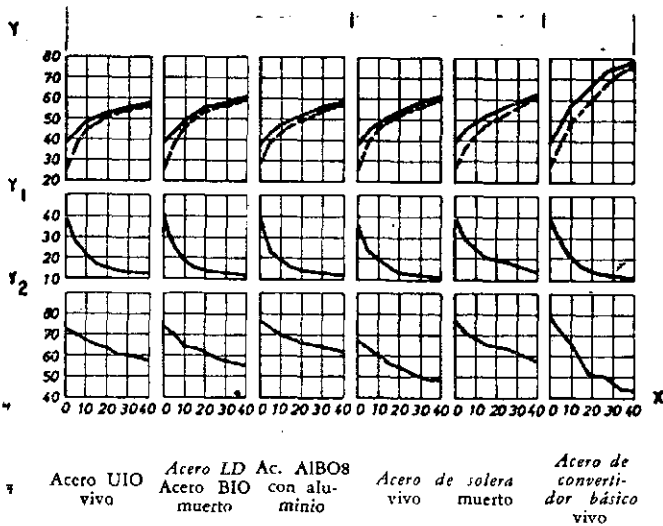
	Análisis en la cuchara (porcientos)	Grueso de la chapa (milímetros)	Propiedades a la tracción			
			Límite de fluencia (kg/mm ²)	Tensión máxima (kg/mm ²)	Alargamiento L ₀ =200mm	Estricción (porcientos)
Acero I LD	0,16 C	38	32,1	48,0	30,0	54
	0,28 Si					
	0,70 Mn 0,026 P 0,020 S	32	32,0	47,0	35,3	57
	0,064 Al	20	32,5	47,5	29,0	56
Acero II solera	0,16 C	38	32,0	46,3	27,5	52
	0,29 Si					
	0,64 Mn 0,017 P 0,039 S	32	30,9	46,7	29,2	54
	0,053 Al	20	32,1	47,2	29,5	52

Figura II

ACEROS LD, DE SOLERA Y DE CONVERTIDOR BÁSICO

(Influencia del estirado en frío sobre las propiedades mecánicas. Barras estiradas de 15 mm, estacionadas 3 días.)

(Escala natural)



A — temperaturas de normalización, enfriados al aire a 30-40° C. p. m.
 Y — Límite de fluencia, en kg/mm². Resistencia a la tracción
 Y₁ — Alargamiento en porcientos
 Y₂ — Estricción en porcientos
 X — Reducción de la sección transversal por el estirado, en porcientos

nistrado varios cientos de miles de toneladas de rollos de chapa negra y de hojalata, así como chapas para embutición profunda que respondieron a todas las especificaciones y satisficieron plenamente a los usuarios.

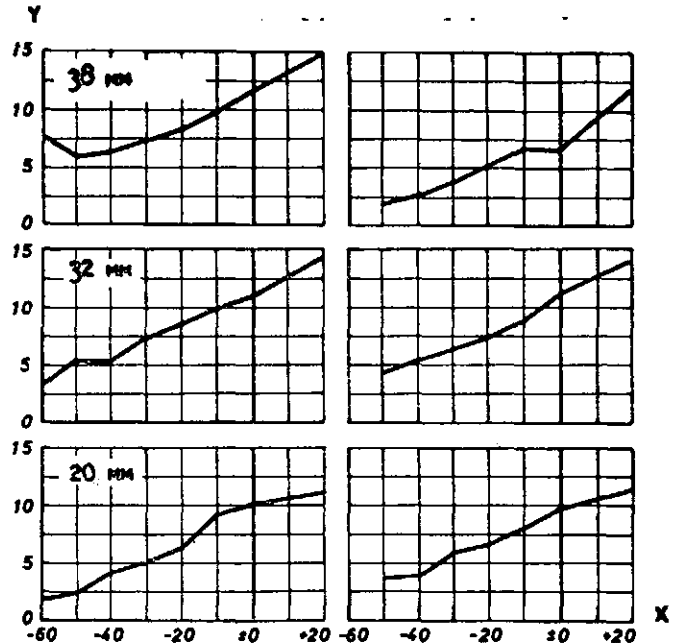
En cuanto al acero vivo LD suave, hay que indicar que

Figura III

ACEROS P 403 DE SOLERA Y LD PARA CONSTRUCCIÓN NAVAL

(Pruebas de barra entallada en probetas charpy, no añejadas)

(Escala natural)



Y — Resiliencia en kgm/cm²
 X — Temperatura de la prueba en °C

ofrece muy poca tendencia a la segregación por sopladuras en razón del poco contenido de gas y de su pureza. En esta

planta, el acero LD es por esto mucho más ventajoso que el acero de solera.

El acero dulce que se trata en frío es interesante, en primer lugar, por su modo de comportarse en este tratamiento. El resultado del ensayo de tracción es un buen indicador a este respecto. La figura II compara el acero LD, el de solera y el de convertidor básico y muestra que el primero, sobre todo el de tipo vivo, se distingue del de solera no sólo por su mayor resistencia, sino también por el menor decrecimiento de los valores relativos a la estricción. Esta última, junto con otros datos, constituye un valor para la deformabilidad que queda en el acero después del estirado y por lo tanto, es un indicador importante respecto al comportamiento del acero en el trabajo en frío. De acuerdo con lo observado en la práctica, es posible manifestar que el comportamiento del acero LD es por completo diferente al del acero afinado en el convertidor básico, y que el acero vivo LD se comporta de una manera similar al acero calmado de solera y es superior en calidad al acero vivo de solera. Resulta evidente, además, que la curva de estricciones es más favorable con el acero LD que contiene aluminio. El ensayo de ensanchamiento de agujero, hecho por el Instituto Alemán de Investigaciones del Hierro y el Acero verificó en una chapa LD laminada en frío, de un milímetro de espesor, una completa expansión del agujero de 12 a 40 milímetros, que es más fácil en el caso del acero LD que en el del acero de solera.

Un sector importante en la producción de planchas lo constituye el acero de construcción naval y el de calderas con una cantidad de carbono entre 0,12 y 0,20 por ciento. El cuadro 1 muestra los resultados de los ensayos de tracción para aceros de solera y acero LD del mismo análisis.

No hay diferencia esencial entre los resultados aislados. Las muestras se tomaron del extremo de la chapa, procedente del centro del lingote y se refieren a muestras transversales. La figura III muestra los resultados de probetas y Charpy, de las mismas chapas normalizadas, sin añejamiento, a diferentes temperaturas de ensayo. La localización de las muestras es la misma que en el caso de la prueba de tracción. Hay muestras longitudinales con la muesca perpendicularmente a la superficie. Con espesor de plancha de 20 a 32 milímetros, ambos tipos de acero muestran los mismos resultados. Con un espesor de 38 milímetros, el acero LD da mejores valores; en efecto, a la misma velocidad de enfriamiento, el acero LD reacciona más favorablemente a esta prueba. Para obtener los mismos valores sería necesario enfriar más rápidamente el acero de solera.

Un ensayo especialmente riguroso de la calidad para una estructura tubular soldada, es la explosión de un tubo lleno de agua. El cuadro 2 contiene los resultados de estos ensayos con chapas de 20, 26 y 40 milímetros de espesor. Las cargas de explosión se escogieron de tal modo que un máximo del 11 por ciento de la expansión circunferencial se obtenía en la soldadura circular. Para el ensayo del acero de solera, sólo había disponible chapas de 20 milímetros. Todos los aceros reaccionaron favorablemente.

El acero LD ha resultado muy satisfactorio en las estructuras soldadas. El puente totalmente soldado —el de Brandö, el más septentrional de Finlandia— está hecho de acero LD. Se ha empleado acero LD tipo ST52 para un total de 1.200 toneladas en las partes más vitales del puente y acero LD tipo 37, para 600 toneladas en los elemen-

Cuadro 2

ENSAYOS DE EXPLOSIÓN EN TUBOS CON ACERO LD Y ACERO DE SOLERA PARA CONSTRUCCIÓN NAVAL

C	Si	Mn	P	S	Al	Límite de fluencia (kg/mm ²)	Tensión máxima (kg/mm ²)	Alargamiento (porcientos)	Estricción (porcientos)	
Acero LD	0,17	0,29	0,70	0,024	0,016	0,050	31	49	30	47
Acero II solera	0,15	0,29	1,00	0,025	0,030	0,059	33	47	30	55

Expansión medida directamente en la soldadura circular (porcientos)

Peso de la carga explosiva (gramos)	Acero de solera		Diámetro del tubo:		Observaciones
	Diámetro del tubo: 500 mm	Grueso pared: 20 mm.	700 mm	Grueso de pared: 26 mm	
625	11,1	—	7,2	4,1	Tubo de acero de solera de 20 mm de grueso, sin grieta inicial.
750	—	—	10,8	0,6	Tubo de acero LD de 26 mm de grueso, sin grieta inicial.
875	—	—	—	11,2	Tubo de acero LD de 40 mm de grueso, sin grieta inicial.

Longitud del tubo: 1400 milímetros, soldadura circular sin recocer. Composición química, peso de la carga de explosión (gelatina donarita I). Expansión circular por la explosión: hasta del 11 por ciento en la soldadura circular.

Cuadro 3

CARRILES DE ACERO LD Y DE ACERO DE SOLERA: COMPOSICIÓN QUÍMICA Y RESULTADOS DE LOS ENSAYOS DE TRACCIÓN Y DOBLADO

	Análisis de la cuchara (porcientos)				Ensayo de tracción ^a				Ensayo de doblado ^b	
					Límite de fluencia	Tensión máxima	Alargamiento	Extricción	Ensayo de temperatura (°C)	Flexión ^c (mm)
Acero LD	0,55 C 1,00 Mn	0,21 Si						+ 20	16,6	
	0,031 P 0,035 Al	0,010 S 0,004 N ₂	45,4	85,5	15,7	33		- 20	17,0	
Acero de solera	0,54 C 0,70 Mn	0,32 Si						+ 20	14,1	
	0,029 P 0,01 Al	0,015 S 0,007 N ₂	41,8	80,2	16,3	36		- 20	12,3	

^a Laminado.^b Matriz fija, distancia entre soportes: 100 mm, longitud de la probeta.^c Valores promedios resultantes de cada 10 ensayos.

tos de menor importancia. El puente se ha comportado admirablemente durante el invierno, extremadamente riguroso, de 1955-56. El acero LD, de una resistencia de 40 a 44 kilogramos por milímetro cuadrado, con un espesor de chapa de 40 milímetros, se ha utilizado para la construcción de armaduras Virendeel de 48 toneladas en Suiza, donde está en uso desde hace dos años. La armadura Virendeel se dió a conocer en el año 1938, en que cierto número de puentes sobre el Canal Alberto, en Bélgica, tuvieron que retirarse debido a roturas. Se trata de una armadura soldada, especial, de grandes tensiones interiores, que suele exigir altas especificaciones. Después de lo ocurrido en 1938, nadie se atrevía a utilizar la armadura en ningún otro lugar. La armadura de acero LD que se utilizó en Suiza es la primera desde entonces.

El acero LD para bastidores de locomotora también resultó muy satisfactorio. Se han construido 250 unidades de espesores comprendidos entre 100 y 120 milímetros, con una resistencia de 44 a 48 kilogramos por milímetro cuadrado. La cantidad de chatarra debida a impurezas y descubierta durante el recorte de ventanas resultó de un por ciento usual más bajo que con el acero de solera. Durante el corte de soplete no se presentó grieta alguna. Se hicieron

pruebas con carriles para probar la adaptabilidad del acero LD para las clases duras. En el cuadro 3 se recogen los resultados de algunas de estas pruebas. El ensayo de doblado ha probado la superioridad del acero LD.

El comportamiento del acero para el agua de mar es de interés para la industria de construcción naval. El cuadro 4 muestra que no hay diferencia esencial entre los dos tipos de acero examinados.

Los resultados fueron excelentes en un ensayo de corrosión de un envase soldado, hecho con acero LD y con acero de solera (diámetro 585 milímetros, altura 695 milímetros y espesor de la plancha 6 milímetros), que se mantuvo durante un año en contacto con una solución de sulfato sódico al 3 por ciento cambiando el baño todos los meses. El análisis de los aceros en la cuchara fue el siguiente:

	C	Si	Mn	P	S
LD	0,19	0,28	0,56	0,014	0,023
Solera	0,20	0,31	0,60	0,013	0,027

Cuadro 4

ENSAYOS DE CORROSIÓN SOBRE ACERO LD Y ACERO DE SOLERA PARA CONSTRUCCIÓN NAVAL: RESULTADOS EN MUESTRAS PULIDAS DE 25 mm DE ESPESOR

(sumergidas en agua de mar artificial)

	Composición química					Pérdida de peso	
	C	Si	Mn	P	S	(g/m ² de superficie) después de:	
						1 mes	2 meses
	(porcientos)						
Acero LD	0,16	0,23	0,53	0,018	0,021	878	1.331
Acero de solera	0,16	0,30	0,61	0,020	0,026	958	1.396

Antes de ser laminadas las chapas se sometieron a normalización, al chorro de arena y a la soldadura con electrodo Böhrer, FOX-DMO. Este ensayo probó también un comportamiento similar en los dos tipos de acero.

Las referencias indicadas muestran que la calidad del acero LD es igual a la del acero de solera en todos los aspectos tocantes a los grados de acero importantes —el acero suave para embutición profunda o estirado a fondo, las chapas para construcción naval y calderas de dureza media, y el acero duro para carriles— y que, en relación con ciertas propiedades, el acero LD es incluso superior al de solera.

f) Rendimiento y balance de materiales

El rendimiento depende, ante todo, de la composición química del arrabio líquido y de la chatarra cargada. Debi-

do a la composición del arrabio de Linz con el que se carga un 17 por ciento de chatarra, la combustión de las impurezas y la escoriación del hierro ocasionan una pérdida del 8,4 por ciento. Las pérdidas mecánicas de hierro, por las escasas proyecciones, por la granulación del metal en la escoria y por la aspersión del hierro durante la colada, se elevan a 0,8 por ciento; otro porcentaje igual se pierde con los humos. El rendimiento alcanza en Linz, por lo tanto un 90 por ciento.

La verificación continua de la temperatura es muy importante para un buen rendimiento. Se logra midiendo la temperatura al final de la calda, después de bascular el crisol. De este modo, la calidad se vigila fácilmente y se pueden evitar los defectos de caldas demasiado calientes o demasiado frías, con su efecto perjudicial sobre el rendimiento.

En relación con el peso de lingotes sanos, el rendimiento depende del método de colada y de la organización de todas las operaciones de la misma. En el caso de lingotes grandes que se cuellan de fondo por grupos, se puede lograr un 97 por ciento; de esa manera, el rendimiento total relacionado con el lingote se eleva aproximadamente a 87 por ciento. Si se emplea la colada por arriba puede conseguirse un 89 por ciento.

El consumo de oxígeno por tonelada de acero también depende de la composición química del metal caliente y de la chatarra que se carga, y puede calcularse fácilmente. Es admisible que el carbón se convierta, casi exclusivamente, en CO. El grado de rendimiento de la cantidad total de oxígeno necesaria es el 95 por ciento de la cifra calculada teóricamente. Debido a las condiciones que concurren en la fábrica de Linz, se necesitan de 55 a 57 metros cúbicos normales por tonelada de acero. Para soplar los crisoles en caliente, para limpiar su boca y para la fosa de colada, se necesita una cifra adicional de 2 a 3 metros cúbicos, de tal manera que el total necesario resulta ser de 57 a 60 metros cúbicos de oxígeno por tonelada de acero.

2. DESCRIPCIÓN DE LA FÁBRICA

a) Descripción general

No es posible dar instrucciones exactas para la construcción de una fábrica de acero LD. Siempre habrá que tener en cuenta las condiciones locales. Por eso, la descripción siguiente de la fábrica de acero LD de Linz debe considerarse sólo como un ejemplo. Sin embargo, esta descripción puede ser interesante, porque la fábrica de acero de Linz ha estado funcionando cuatro años, a plena satisfacción y hace unos pocos meses era la primera fábrica de acero LD del mundo que funcionó con tres crisoles.

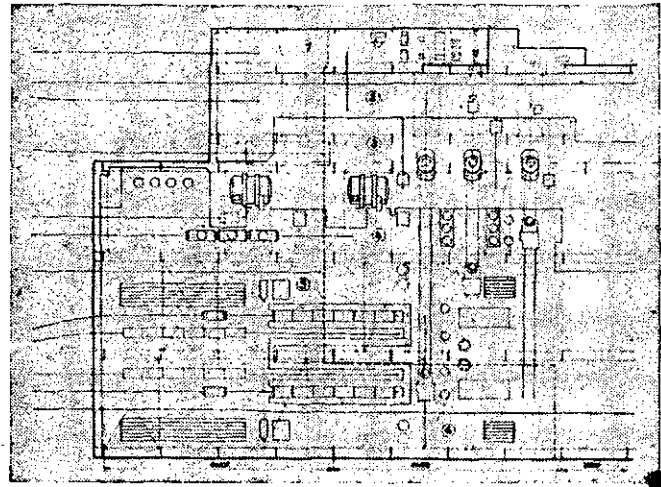
Las figuras IV, V y VI representan, respectivamente, el diseño del plano de la fábrica, la sección transversal de la fábrica de acero en la nave de mezcladores y la sección transversal en la nave de crisoles.

La fábrica de acero se distribuye en cinco naves: la de chatarra y escoria (2); el ala de conductos de humo, incluyendo las tolvas (3); la nave de mezcladores y crisoles (4), y las dos naves de colada (5 y 6). La fábrica de dolomita (1), relativamente pequeña, está situada frente a la nave de chatarra y escoria. Los dibujos muestran claramente la forma de efectuar las operaciones con los puentes grúas.

La grúa de metal caliente lleva el arrabio líquido a los dos mezcladores de 1.000 toneladas. Un segundo puente

Figura IV

DISPOSICIÓN GENERAL DE LA FÁBRICA DE ACERO LD



grúa, que corre por la misma nave, traslada el hierro líquido de los mezcladores a los crisoles. Los carros de transporte del metal caliente corren cerca de la boca del mezclador. La chatarra necesaria se carga en cajas especiales que se pesan en la nave de chatarra. A lo largo de una vía de comunicación transversal, el material llega a la nave de crisoles, donde se carga en el crisol por medio de una tercera grúa. La chatarra que se emplea es la originada exclusivamente en los laminadores de la fábrica. La cal se carga en el crisol por medio de canales vertederas. Se utilizan carros eléctricos de acumuladores para el traslado de la cal de las tolvas a las vertederas. Unos carros de transporte que van de la nave de crisoles a las dos naves de colada, en ángulo recto con el eje de la nave, transportan el acero terminado. La escoria se cuella en calderos, debajo del crisol basculado, y se llevan a la nave de chatarra y escoria; allí un puente-grúa los coloca en la vía por donde se sacan de la nave.

La colada por arriba sobre los carros es la que se usa en principio. Sin embargo, hay una fosa de colada en cada nave, en la cual se pueden colar grandes lingotes, o lingotes que deben estacionarse algún tiempo por razones de calidad. Además, esas fosas actúan en cierto modo de instalaciones auxiliares para el caso de dificultades que pueden ocurrir en las plataformas de colada. Para el deslingotado, los carros se llevan al costado occidental de la nave; desde

Figura V

SECCIÓN TRANSVERSAL DEL TALLER DE ACERO (MEZCLADOR)

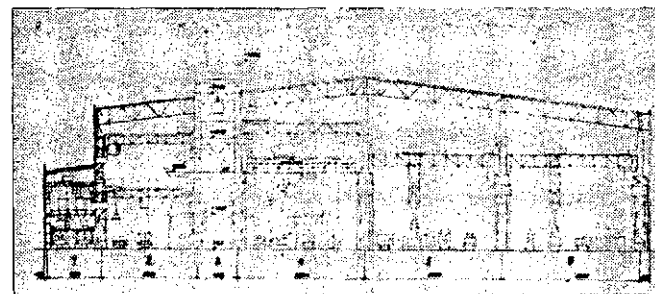
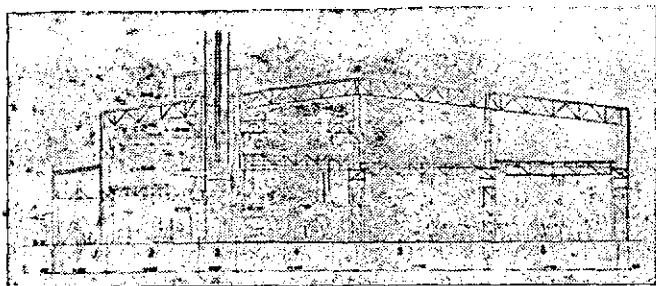


Figura VI

SECCIÓN TRANSVERSAL DEL TALLER DE ACERO
(CRISOL LD)



- 1 — Almacén de dolomita y equipo de alta presión
- 2 — Nave de chatarra
- 3 — Nave de humos
- 4 — Nave de crisol LD
- 5 — Nave de colada No. 1
- 6 — Nave de colada No. 2

allí, con una grúa de deslingotado que corre en cada nave se extrae el lingote y se coloca en los carros que lo llevan a los laminadores, se coloca las lingoteras en las parrillas de enfriamiento y se lleva las lingoteras frías otra vez a los carros para una nueva colada.

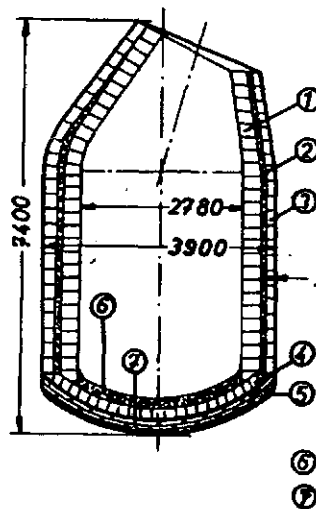
La capacidad del crisol de Linz es de 30 toneladas. Las fábricas americanas emplean unidades mayores. El hecho de que el procedimiento LD permita lo mismo crisoles pequeños de 5 toneladas que los grandes de 70 a 80, significa una gran ventaja.

La boca del crisol de Linz es de forma asimétrica pero en otras fábricas se ha preferido la forma simétrica. Hay que decidir, pues, cuál de las dos formas predominará en el futuro. Teniendo en cuenta la disposición del conducto de humos y la maniobra de la lanza de inyección, parece preferible, la forma asimétrica. El crisol es un simple recipiente con un fondo de forma hemisférica, soldado al cuerpo de aquél. (Véase la figura VII.) Se ha aconsejado el empleo de fondos desmontables, pero esto puede ser desventajoso porque la junta entre el cuerpo del crisol y el fondo, que tiene que cerrarse siempre que se vuelva a revestir el crisol, es una línea de menor resistencia en la sección del baño metálico caliente. No es exacto que el crisol cerrado de una pieza, necesite más tiempo para enfriarse y para su revestimiento. Utilizando potentes ventiladores de simple diseño, el crisol puede ser enfriado mejor que con una corriente natural de aire. El trabajo rápido y un equipo adecuado que existe en la planta permiten introducir rápidamente los ladrillos en el crisol cerrado.

El revestimiento del crisol depende de la composición del arrabio líquido. En la mayoría de los casos se emplea un revestimiento básico. La dolomita, en forma de ladrillos de dolomita con alquitrán, resulta muy adecuada. La figura VII muestra el diagrama del revestimiento de Linz. Puede disponerse también de un revestimiento permanente de ladrillos de magnesita, que rara vez necesita sino una insignificante reparación. El revestimiento de desgaste se compone de ladrillos de dolomita y alquitrán de un grueso de 350 milímetros. Entre estos ladrillos y el revestimiento permanente, se dispone una capa intermedia apisonada. Sólo se utiliza una forma de ladrillo en todo el crisol, lo que es una gran ventaja para la fabricación de los ladrillos y para el revestimiento. Desde luego, es también posible emplear ladrillos de mayor longitud o dos hiladas de ladrillos. Todo ello dependerá del tamaño del

Figura VII

CRISOL DE 30 TONELADAS CON REVESTIMIENTO
SECCIÓN



REVESTIMIENTO:

- 1 — Ladrillos prensados de magnesita y dolomita 350 mm.
- 2 — Arcilla de apisonado 80-200 mm
- 3 — Ladrillos tipo de magnesita 2

CRISOL LD:

- 4 — Ladrillos de magnesita V_k 1
- 5 — 2 hiladas de ladrillo de magnesita
- 6 — Arcilla de apisonado del fondo
- 7 — Chamota

crisol, de la calidad de la dolomita y de las condiciones locales. Los revestimientos de ladrillos de magnesita se han usado también con resultados plenamente satisfactorios. Se estima, sin embargo, que en los lugares donde haya dolomita apropiada debe emplearse ésta, pues ofrece algunas ventajas para el revestimiento, como son a) las piezas que se rompen en el revestimiento pueden usarse de nuevo para la producción de ladrillos de dolomita; b) el ladrillo de dolomita es mucho más barato que el de magnesita calcinada; c) el ladrillo de magnesita transfiere mucho más MgO a la escoria y reduce su reactividad.

Así pues, sólo cuando no haya buena dolomita disponible debe emplearse la magnesita.

La duración de un revestimiento en Linz es de 260 a 350 coladas y se necesitan 0,5 kilogramos de ladrillo de magnesita, 5 kilogramos de dolomita y 0,5 kilogramos de alquitrán por tonelada de acero.

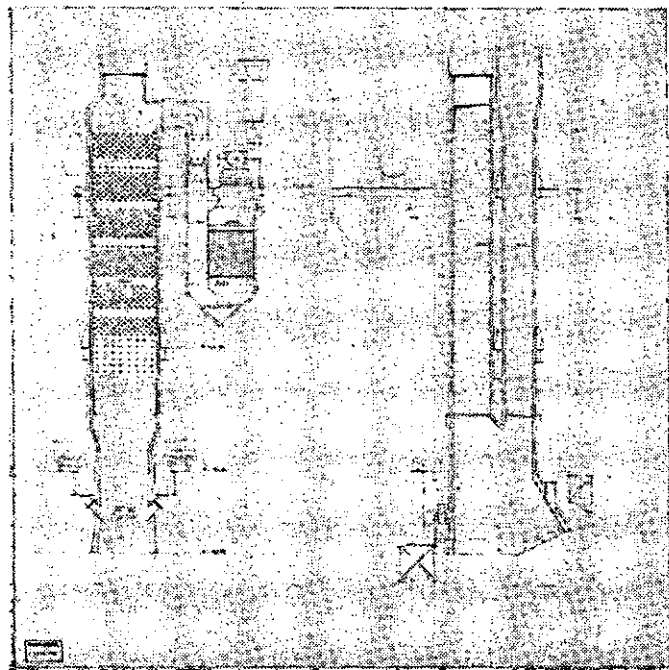
El oxígeno se sopla en el baño de metal caliente por medio de una lanza enfriada por agua cuyo extremo inferior es de cobre. La lanza que se emplea para este propósito, diseñada por Voest, es prácticamente de duración ilimitada. En caso de que la lanza mostrara alguna fuga durante la calda, debido a manipulación errónea, puede reemplazarse en 3 a 5 minutos y llevarse a término la calda sin ningún inconveniente. El tamaño de la lanza depende de la capacidad del crisol, del tiempo de soplado que se desee y de la presión de oxígeno que se utilice.

Un mecanismo de elevación que funciona eléctricamente, baja y sube la lanza por medio de cables que se maniobran desde la plataforma del crisol, donde todos los movimientos se registran con exactitud. Si algún cable se rompe, un mecanismo de seguridad impide su caída y transfiere un

cable de repuesto. La presión de oxígeno y su consumo se registran en el puesto de mando del operador. Completan los mecanismos de regulación, indicadores de presión para el agua de enfriamiento, de temperatura para la misma y de presión de oxígeno. A fin de utilizar plenamente el oxígeno y economizar, en lo posible, el revestimiento del crisol, el oxígeno debe soplar verticalmente en el centro de la superficie del baño de metal caliente. Con esta finalidad, la lanza se mantiene en su posición de funcionamiento mediante un dispositivo de fijación colocado fuera del

Figura VIII

INSTALACIÓN DE DEPURACIÓN DE HUMOS INCLUIDA LA RECUPERACIÓN DEL CALOR RESIDUAL (CONSTRUIDO POR WAAGNER-BIRO Y VOEST)



conducto de humos y no se alza hasta poco antes del fin del soplado.

Hay que poner mucho cuidado en el sistema de extracción de polvos. En la fábrica de Linz se utiliza un equipo especial de una firma antigua, mediante el cual se precipita 95 por ciento del peso de los humos, cumpliendo las exigencias de los reglamentos austríacos sobre la contaminación del aire. El principio de sistema de extracción de polvos se muestra en la figura VIII y es el que se describe a continuación.

Los gases residuales se enfrían a 500° en una caldera de aprovechamiento de calor residual construida dentro del conducto de humos y que suministra de 6 a 7 toneladas de vapor recalentado a 425°, a una presión de 45 atmósferas. El sistema se sigue directamente con agua saturando los gases residuales con vapor. Para forzar el contacto íntimo de las partículas de polvo con el agua, el gas se lleva por lavadores de tubos de agitación, en que el polvo se precipita en forma de lodo.

Los conductos de humos de los crisoles 2 y 3 están diseñados de tal manera que junto al conducto de extracción de polvos hay un conducto normal que no tiene sistema de extracción. Este conducto se puede utilizar sin dificultad

conmutando la dirección por medio de una válvula tan pronto como se produce alguna dificultad en el sistema de extracción de polvo.

Es cierto que la extracción de polvos ocupa espacio y es costosa. Sin embargo, debido a la producción de vapor, aporta créditos considerables, superiores a los costos de funcionamiento y de amortización.

b) Capacidad y producción

Se considera que el alto rendimiento constituye la gran ventaja del convertidor ácido Bessemer y del básico Thomas-Gilchrist. Sin embargo, el método LD es superior al convertidor también en este aspecto. En este último se necesitan cuatro convertidores dispuestos, para poder tener dos en funcionamiento continuo, en tanto que el tercero se está revistiendo y en el cuarto se está cambiando el fondo y limpiando la boca o reparando las toberas. En el caso del acero LD, tres crisoles son suficientes para permitir que haya dos en funcionamiento continuo. La duración de un revestimiento de crisol es de dos veces el tiempo necesario para reemplazar este revestimiento, lo que no supone dificultad de ningún orden. La campaña mínima de Linz es de 260 caldas en seis días de duración del revestimiento, y la renovación de éste dura tres días como máximo.

A base de un tiempo de soplado favorable desde el punto de vista metalúrgico, —esto es, 18 minutos—, se pueden lograr tiempos de "soplado a soplado" de 30 a 40 minutos, lo que significa que en 24 horas es posible lograr de 40 a 45 caldas en cada crisol; en el caso de crisoles de 30 toneladas, esto corresponde de 1.200 a 1.350 toneladas diarias. La fábrica de acero LD, de Voest produjo el año pasado un total de 420.000 toneladas con dos crisoles de 30 toneladas cada uno. Agregado ahora un tercer crisol, cabe esperar por lo menos 800.000 toneladas de acero. Para producir la misma cantidad de acero Martin en hornos de solera se necesitarían de 6 a 7 hornos de 200 toneladas de capacidad. Con tres crisoles de 60 toneladas de capacidad cada uno podrían producirse 1,5 millones de toneladas por año. Para lograr esto con el acero Martin harían falta de 12 a 14 hornos. Esto demuestra que son mucho menores los costos de inversión para una fábrica de acero LD. Su importe es del 40 al 60 por ciento de los correspondientes al acero Martin de horno de solera.

c) Economía

La calidad del acero producido por el sistema LD no sólo iguala al acero Martin de solera, sino que en algunos casos lo supera. Por esto, es necesario comparar los costos de ambos. El siguiente examen contiene las cifras comparativas del costo considerando los valores promedio de varios meses en la fábrica de Linz:

	Solera (Porcientos)	LD
Costo total de funcionamiento	100,0	53,0
Salarios y sueldos	12,5	8,0
Combustible y fuerza	28,0	12,5
Herramientas y lingoteras	13,0	13,0
Material refractario y otros materiales		
auxiliares, mantenimiento, revestimientos	32,0	10,0
Gastos generales y costos especiales, etc.	6,0	5,0
Reserva de capital	8,5	4,5

Los costos de funcionamiento del acero de solera se dan en 100 por ciento. El examen de las cifras anteriores revela el costo total de funcionamiento del acero LD en la fábrica de Linz, que equivale sólo al 53 por ciento del del horno de solera. Los rubros en que más se economiza son los siguientes:

i) Combustible y fuerza: el principal rubro es el de 1 a 1,2 millones de unidades térmicas del horno de solera, comparado con 60 metros cúbicos normales de oxígeno que corresponden a 250.000 unidades térmicas.

ii) Material refractario y mantenimiento: los principales conceptos son 16 a 20 kilogramos de ladrillos y 25 de dolomita para el horno de solera contra 5 kilogramos de dolomita, 0,5 de ladrillos y 1 de alquitrán para el horno de crisol LD. Debe tenerse asimismo en cuenta la gran diferencia entre los salarios de unos y otros obreros.

iii) Las favorables condiciones de la fábrica de Linz han mejorado notablemente con el tercer crisol y, por lo tanto, el importe de los salarios será desde ahora la mitad del correspondiente al horno de solera.

iv) Costo de capital: es ligeramente superior al 50 por ciento del horno de solera. La razón de ello es que hay que comparar la tonelada anual de acero LD, instalada, con solamente media tonelada para el horno de solera.

En los diversos países, como es natural, serán diferentes las economías del sistema Linz, puesto que dependen de los precios del combustible, del material refractario, de la energía eléctrica, de los salarios y de las condiciones de capitalización. Sin embargo, la interpretación de los datos técnicos muestra que la comparación es, sin duda alguna, favorable al sistema LD.

Es imposible discutir las cuestiones referentes a los costos de la carga, analizando una sola situación, porque en el caso de chatarra y arrabio las cargas dependen de las cantidades disponibles y de los precios. En los países en que el acero se produce principalmente con arrabio (hay algunos en que sucede así) es posible utilizar chatarra de recuperación para ambos tipos de producción de acero. En tal caso, los costos de las cargas del acero de solera son inferiores, puesto que el hierro del sistema "arrabio-mineral" es más barato que el hierro del sistema en que sólo se emplea arrabio. Sin embargo, debe tenerse en cuenta

el menor rendimiento del sistema de solera con arrabio y mineral. No obstante, en todos los casos, un cálculo correcto permite comprobar que las economías del horno de solera (sistema arrabio-mineral) no alcanzan las economías que se logran por el sistema LD, de tal modo que siempre hay un saldo a favor del último. Dada la situación de precios, puede asegurarse una economía total de 2,5 a 5 dólares por tonelada de acero. En las zonas en que se dispone de chatarra barata en cantidad suficiente, es posible que los costos del horno de solera sean inferiores. Por esta razón puede llegarse a un punto en que unas y otras cifras se compensen y ambos tipos de acero lleguen al mismo nivel de costos. Antes de planear una fábrica de acero hay que analizar con cuidado, por lo tanto, las condiciones locales y comparar minuciosamente todas las conclusiones que se deduzcan de este análisis.

Para terminar, debe señalarse que la fábrica de acero LD ayuda también a reducir los costos de laminación. El crisol de 30 toneladas produce esta cantidad cada 35 minutos y el suministro de lingotes para laminación resulta continuo. Los grandes hornos de solera, por el contrario, producen de 200 a 250 toneladas de acero para los hornos de foso, solamente cada 10 a 12 horas. Con el sistema LD es posible trabajar mucho mejor, lo que indudablemente conduce a economías en las instalaciones y en la potencia térmica.

3. CONCLUSIONES

Los datos indicados muestran que el sistema LD de Voest ha dado buenos resultados durante los pasados cuatro años en que ha estado funcionando. Lo mismo puede decirse de las fábricas de Donawitz y Hamilton y de la de Detroit. Tanto en calidad como en economía, se han obtenido resultados que han satisfecho todas las esperanzas e incluso las han superado en algunos aspectos.

El gran interés que el sistema LD ha despertado en todas partes y el hecho de que se hayan proyectado en muchos países un gran número de fábricas para obtener acero LD, es razón suficiente para creer que en un próximo futuro se obtengan anualmente varios millones de toneladas por este procedimiento.

Resumen del debate

El general MACEDO SOARES E SILVA rinde homenaje a Bessemer con motivo del centenario de su patente de invención.

Hornos eléctricos de arco para fundiciones de acero en cantidad, *presentado por el autor*

El señor VILLARES plantea tres cuestiones sobre este estudio. En primer lugar, desea saber más sobre la eliminación de los humos; en segundo, qué ventajas relativas tienen los reguladores eléctricos frente a los hidráulicos desde el punto de vista de la rapidez de reacción y, por último, quiere conocer más detalles en lo que se refiere al tipo de mecanismo usado para levantar la bóveda del horno en el momento de la carga.

El señor LEIGH contesta que como la eliminación de los humos es obligatoria, hay en el Reino Unido diversos sistemas en uso para recogerlos, entre los cuales son los más conocidos: a) una campana sobre la bóveda del horno; b) canales sobre cada una de las principales abertu-

ras del horno, y c) aberturas y canales especiales. Recogidos los humos pasan al sistema de captación y depuración.

En lo que toca al segundo punto señala que no hay gran diferencia entre el tiempo de reacción de los reguladores eléctricos e hidráulicos, y que los primeros reaccionan con la misma rapidez que los segundos.

En relación con el sistema de carga manifiesta que la bóveda oscilante es la que se usa con mayor frecuencia, porque ocupa menos espacio, lo que es importante tratándose de hornos de gran tamaño.

El señor LEWIS hace algunos comentarios sobre el estudio y dice que en los Estados Unidos los hornos de arco modernos son de caja más alta y se les asigna mayor po-

tencia. Por ejemplo, a un horno de una tonelada se le asignan 800 KVA en lugar de 500 como se hacía antes. En cuanto a la prevención contra los humos, que es de mucho interés en Los Angeles, se resuelve recogidos por una campana o por conductos especiales y llevándolos a un sistema de precipitación electrostática. Por lo que toca al problema del desplazamiento de electrodos por cabrestantes de motor o por sistema hidráulico de aceite

señala que de los 200 instalados recientemente sólo 7 son del segundo tipo. Por último, en relación con la carga la elección entre los dos mecanismos de alzamiento y desplazamiento debe hacerse de modo que permita un montaje separado del cuerpo del horno para evitar todo choque contra la estructura del horno y sobre todo contra su bóveda, cuando la carga se vierte desde la cuba al fondo del horno.

Consideraciones científicas y técnicas acerca del empleo del oxígeno en la fabricación de acero, *presentado por el señor Hellbrügge en ausencia del autor*

El señor ALLARD dice que está de acuerdo en general con el contenido de este trabajo, pero que hay algunos puntos en que difiere. Al parecer, y según la experiencia adquirida, no es necesario usar oxígeno en los hornos bajos. La ventaja del soplado con oxígeno (en comparación con el soplado en el convertidor convencional) para la regeneración de la chatarra adquirió menos importancia debido a la escasez de este material. Está de acuerdo con el señor Durrer en que los minerales ricos pueden afinarse mejor mediante el empleo de oxígeno puro, pero estima que la afirmación de que "industrialmente todavía no se ha resuelto el soplado de arrabio Thomas con oxígeno" es un poco prematura, por cuanto este problema se ha resuelto ya en forma muy satisfactoria, y además va a ser discutido durante la Junta.

Es indudable que el soplado con oxígeno es muy útil para ciertos minerales, pero el entusiasmo que despierta un nuevo método no debe conducir a su adopción en todos los casos.

El señor HELLBRÜGGE reconoce que, en cuanto al arrabio, el alto horno es el mejor aparato de reducción, pero que necesita combustible de buena calidad. En caso de que no se cuente con combustible apropiado es aconsejable emplear oxígeno. La dificultad en el Brasil ha sido el precio de la energía eléctrica. Sus propios experimentos en el uso del oxígeno puro en un convertidor Thomas se han limitado a un horno de 2,5 toneladas usando dos escorias. Este método, que dio buenos resultados en la producción en pequeña escala, fue de aplicación muy difícil en hornos de gran tamaño.

El señor HARRISON se refiere al problema de los minerales con alto contenido de fósforo y su tratamiento final en el horno eléctrico. En el Reino Unido esos minerales suelen sufrir un tratamiento previo para extraer el silicio, el cual se efectúa en cucharas de 20 toneladas, sopladas con oxígeno puro. En seguida se desfosforan en cucharas por medio de cal. A las escorias semi-silícicas se les agrega nuevas cantidades de cal y oxígeno puro o enriquecido con aire, a fin de controlar la temperatura. De este modo se ha podido obtener hierro con 2 por ciento de carbono aun cuando el contenido de fósforo era de 1,2 por ciento. Se usaron alrededor de 1.600 metros cúbicos de oxígeno por tonelada.

Estima que debe prestarse atención a este aspecto del empleo del oxígeno y en que este proceso adquirirá mucha importancia en el futuro, sobre todo en los países en que hay escasez de chatarra y en que la industria tiene que trabajar con una gran proporción de arrabio utilizando minerales de alto contenido fosforoso.

El señor HELLBRÜGGE insiste en que la cuestión más

importante es la de los costos relativos del carbón y la energía eléctrica, y dice que en el Brasil un horno eléctrico consume 2.000-2.200 KWH por tonelada de arrabio.

El PRESIDENTE estima que ese consumo de combustible podría ser inferior a 2.000 KWH, y posiblemente sólo de 1.800.

El general MACEDO SOARES E SILVA manifiesta que en el Brasil se tiene todavía muy poca experiencia en el empleo de los hornos eléctricos de reducción, de modo que no se pueden hacer comparaciones en cuanto al costo del combustible para hornos eléctricos y altos hornos. Agrega que en el cálculo de los costos de combustible hay que considerar otros usos de la leña que no sea para la fabricación de carbón vegetal.

El señor COHEUR apoya lo manifestado por el señor Allard sobre el enriquecimiento con oxígeno. La experiencia adquirida muestra que el enriquecimiento del aire en los altos hornos resulta en un aumento de la producción, pero a expensas de un mayor consumo de coque. Se trata principalmente de un problema económico y aun cree que pueda no ser necesario en algunos casos enriquecer el aire, sino por el contrario empobrecerlo, de modo que el oxígeno se use en la acería y el nitrógeno en la reducción del horno.

El señor KALLING destaca la importancia del oxígeno en la producción directa de hierro esponja con varios productos y gases como hidrógeno, óxido de carbono, etc.

El PRESIDENTE pregunta cuál es la ventaja de usar nitrógeno y si no es mejor emplear vapor.

El señor COHEUR manifiesta que el empleo del nitrógeno significa una economía de coque debido al mejor aprovechamiento calórico, en tanto que el vapor se usa —en la URSS especialmente— para regularizar el funcionamiento del horno. El consumo disminuye sólo debido a la regularidad de la marcha. Por lo que toca al hidrógeno, su empleo, aunque se presta a controversias, podría ser útil según su opinión personal.

El señor ROCCA indica que en su opinión, y de acuerdo con los estudios realizados en los Estados Unidos, el enriquecimiento del aire del alto horno con oxígeno debiera conducir a un menor consumo de coque cuando el contenido de oxígeno del aire fuera del 22 al 30 por ciento. En los Estados Unidos, sin embargo, las mismas ventajas pueden obtenerse más fácilmente aumentando la presión del aire.

Para un enriquecimiento mayor en oxígeno el balance económico ha de tener en cuenta no sólo el mayor consumo de coque, sino también el mayor valor de los gases de tragante, pues su valor es más que directamente proporcional al contenido calorífico.

El problema de la reducción eléctrica con respecto a la reducción en horno alto, sólo se puede resolver de acuerdo con cada fábrica, individualmente, tomando en cuenta la capacidad deseada de producción, el importe de la inversión y los costos de funcionamiento. Desde el último punto de vista, el consumo de 2.200 KWH por tonelada se compensa con un menor consumo de coque de unos 500 kilogramos por tonelada y además por el carbón más barato del horno eléctrico.

Fabricación de acero del convertidor mediante el soplado de superficie, presentado por el autor, que resume los principales puntos del informe

El señor HAENEL manifiesta que, en el supuesto de una escasez de chatarra, los factores económicos son muy importantes en la selección del sistema LD o del Martin-Siemens. La relación de precios entre el mineral de hierro y la chatarra resulta en el Brasil de 3,3, y de 2,2 en los Estados Unidos; según el informe presentado por el señor Krebs en Bogotá y con un precio supuesto para el arrabio, sólo se ha considerado 1,33. Estos factores tienen que ser tenidos todos en cuenta, junto con el rendimiento en lingote para una determinada carga metálica; en el mismo informe de Krebs se ha fijado el rendimiento en 87 por ciento para el sistema LD y 88 por ciento para el Martin-Siemens, considerando en el cálculo el mineral de hierro o hasta 97 por ciento sin tener en cuenta que el rendimiento de este último puede llegar a 103 por ciento conforme a la práctica usual.

El señor TRENKLER señala que cuando la chatarra es demasiado costosa se puede emplear el mineral de hierro en lugar de aquella. La cifra para el rendimiento dada en el informe no tiene en cuenta las adiciones de mineral.

El señor HELLBRÜGGE desea saber la proporción de sustitución de chatarra y mineral de hierro.

El señor TRENKLER contesta que es de 2 a 1, de modo que por cada 170 kilogramos de chatarra se pueden usar 85 kilogramos de mineral de hierro.

El señor TRENTINI desea saber el efecto del silicio en la formación de escoria, pues aunque el contenido de éste fluctúa entre 0,1 y 2,4 ó 2,5 por ciento, tiene gran influencia en la formación de escoria en efervescencia. También desea saber cuánto acero se pierde cuando la escoria desborda.

El señor TRENKLER explica que para evitar el desborde se agrega cal en trozos no muy pequeños, pero que cuando el contenido del silicio alcanza a no más de 2,5 por ciento no se produce efervescencia y, por lo tanto, no es necesario prolongar el procedimiento.

El señor TRENTINI desea saber qué efectos produce un alto contenido de manganeso en el procedimiento LD. En el procedimiento clásico ese alto contenido puede ser ventajoso, ya que permite una rápida oxidación tanto del manganeso como del hierro.

El señor TRENKLER indica que no se requiere un contenido tan alto como un 3 por ciento, que sólo se obtiene cuando el mineral tiene mucho manganeso. Hay relación entre el manganeso del arrabio y el del acero. Con el sistema LD, utilizando arrabio con 1,5 por ciento de manganeso, se pueden obtener aceros de 0,3 a 0,35 por ciento de manganeso. Cuando el manganeso del arrabio queda tan bajo se adiciona ferromanganeso en la cuchara,

El señor WARING destaca la cuestión del costo del oxígeno.

El señor CANGUILHEM solicita al señor Clark que agregue algunos datos sobre el costo del oxígeno al estudio que presentará más tarde.

El señor ALLARD propone la creación de un comité para estudiar a fondo el problema de los costos relativos.

El PRESIDENTE decide que el comité sea designado en la próxima reunión.

no para desoxidación, sino para obtener el manganeso deseado.

El señor TRENTINI pregunta si tan alto contenido de manganeso hace posible lograr el contenido de carbón requerido.

El señor TRENKLER responde que el contenido alto de carbón se obtiene, si es necesario, por recarburación.

El señor TRENTINI pregunta qué método se usa para rebajar el azufre, pues con un contenido de silicio hay peligro de pasar a la escoria mucho SiO_2 .

El señor TRENKLER manifiesta que un 50 por ciento del azufre queda eliminado y, si es necesario, se agrega carbonato sódico en la cuchara del arrabio, y que se puede siempre garantizar un contenido de azufre de 0,015 a 0,025 por ciento.

El señor TRENTINI desea saber la influencia del fósforo sobre la temperatura final, pues entiende que la temperatura final es difícil de regular en el sistema LD.

El señor TRENKLER contesta que no hay dificultad alguna en obtener la temperatura correcta cuando el fósforo no pasa del 0,5 por ciento. El baño se puede enfriar con caliza o chatarra menuda y la temperatura se puede regular por la inspección de la llama.

El señor MERCIER desea saber con mayor detalle las inversiones del sistema LD, pues no parece suficiente dar los porcentos. El sistema LD es, desde luego, menos costoso pero no deben omitirse el precio del oxígeno puro y las instalaciones de depuración de humos, que presentan un problema delicado.

Aunque el señor TRENKLER no dispone de esos datos, dice que el porcentaje citado en su estudio —de 40 a 60 por ciento del costo del procedimiento en hornos Siemens-Martin— se refiere a toda la fábrica.

El señor ALLARD destaca la importancia de los factores económicos en la utilización del oxígeno y agrega que el soplado con oxígeno sólo resulta económico cuando la producción de éste se efectúa en gran escala para abastecer a numerosas acerías que funcionan en la jornada completa.

El señor TRENKLER contesta que el costo de la producción de oxígeno, como sucede en los procedimientos de solera, disminuye a medida que aumenta el tamaño de la fábrica, pero que se ha visto que el procedimiento LD puede trabajar en forma económica aun con crisoles de 5 y 10 toneladas.

El señor HELLBRÜGGE desea saber la diferencia del costo de fabricación, por ejemplo, en una fábrica de 200 toneladas entre los dos procedimientos, comparando los casos de Austria y el Brasil.

El señor TRENKLER dice que no está en condiciones de proporcionar las cifras exactas, pero señala que los

costos de conversión del procedimiento LD alcanzan sólo a 53 por ciento de los costos correspondientes en los procedimientos corrientes.

El general MACEDO SOARES E SILVA pregunta si este nuevo método se encuentra ya en su etapa final o si todavía puede perfeccionarse.

El señor TRENKLER insiste en que el procedimiento LD fue ideado sólo hace cuatro años, de manera que todavía puede perfeccionarse.

El señor WARING apoya la opinión del señor Allard sobre la importancia de la producción de oxígeno. Aun la instalación más pequeña produce 12 toneladas diarias y cree que la relación entre el costo del oxígeno envasado y el oxígeno a granel es de 5 a 1. El elevado costo de la producción de oxígeno podría compensarse usando el calor residual para generar vapor, pero para ello se necesitarían grandes cantidades de agua. Existe, al parecer, otra instalación que usa el procedimiento LD y que aplica un sistema para extraer los humos diferente al descrito en el estudio.

El señor TRENKLER manifiesta que el problema de los humos fue de difícil solución en los primeros dos años, pero que actualmente la eficacia de esta operación alcanza a 98 por ciento. Se usa agua o electricidad, y en ambos casos es necesario enfriar el gas del crisol. De todos modos el costo de precipitación es más bajo que las utilidades obtenidas con la recuperación de hierro. Desde luego, cuando el vapor generado no tiene empleo en la planta, la eliminación del polvo en el humo resulta onerosa.

El señor COHEUR insiste en que el soplado con oxígeno en el convertidor convencional no produce humos y que la calidad del acero resultante es igualmente buena. Desea hacer una aclaración a la afirmación de que "la armadura Virandeel se conoció en el año 1938, cuando un cierto número de puentes sobre el Canal Alberto, en Bélgica, tuvieron que ser retirados debido a roturas de la armadura". Esto no se debió a la calidad, sino al grado del acero empleado en la construcción de los puentes, y, en consecuencia, no tiene que ver con la bondad del procedimiento.

EMPLEO DEL OXIGENO EN LA FABRICACION DE ACERO (Continuación)

16 de octubre de 1956 — Tarde

Presidente honorario:

General Edmundo de MACEDO SOARES E SILVA, presidente de la Cía. Acos Especiais Acesita y la Cía. Siderúrgica Nacional, Volta Redonda, Brasil

Presidente:

Roberto N. JAFET, presidente de Mineração Geral do Brasil, São Paulo, Brasil

Trabajos presentados:

Procedimiento Stora Kal-Do de fabricación de acero con oxígeno en aparato rotatorio

Bo KALLING, director, y Folke JOHANNSON, del Departamento de Investigaciones, en la Stora Kopparbergs, Bergslags Aktiebolag, Domnarvet, Suecia

Aspectos técnico-económicos del empleo de oxígeno en la fabricación de acero, especialmente en el caso del convertidor ordinario

A: M. CLARK y J. L. HARRISON, de The British Oxygen Company Ltd., Londres, Reino Unido

Cualidades de los aceros obtenidos en convertidores con soplado de oxígeno

KARL G. SPEITH, director de la fábrica de la Mannesmann-Hüttenwerke A. G., Duisburg, República Federal de Alemania

El empleo del oxígeno para fabricar acero en hornos eléctricos

W. E. LEWIS, Pittsburgh Lctromelt Furnace Corporation, Pittsburgh, Pa. Estados Unidos de América

El convertidor, soplado con oxígeno, en América Latina

Georg BULLE, director de Gutehoffnungshütte, Mulheim-Ruhr-Broich, República Federal de Alemania

Nuevos instrumentos de regulación para la fabricación de acero en el convertidor

P. LEROY, del Institut de Recherches de la Sidérurgie, Saint-Germain-en-Laye (S & O), Francia

Resumen de los debates:

Participantes: Señores KALLING, HARRISON, SPEITH, TRENTINI, COEUR, TRENKLER, JOAQUÍN PRIETO, ALLARD, SUÁREZ, WARING, STAKHOVITCH, LEWIS y LEROY

Director de debates:

Héctor CANGUILHEM

Secretarios:

Alexandre STAKHOVITCH

J. B. DA SILVA JARDIM

Procedimiento Stora Kal-Do de fabricación de acero con oxígeno en aparato rotatorio*

por BO KALLING y FOLKE JOHANSSON

En la decarburación del metal caliente (arrabio) con oxígeno puro se ha hecho necesario soplar el oxígeno por medio de toberas orientadas directamente contra la superficie del baño y hacia dentro de él. Este procedimiento se ha empleado hasta hoy en convertidores similares a los utilizados en los sistemas Bessemer y Thomas. El convertidor llamado LD, basado en este principio, se ha aceptado ya para la producción ordinaria en varias empresas de Europa y de los Estados Unidos. El horno funciona en posición erecta y no es rotatorio.

Sin embargo, un horno fijo suministra un medio muy poco eficaz de agitación del baño, aunque el oxígeno se sople usualmente a alta presión dentro de aquél. El resultado de la operación es un fuerte aumento local de la temperatura en la zona en que el chorro de oxígeno incide en el baño metálico y esto causa una eliminación considerable de hierro. Este hierro —que, en forma de óxidos, acompaña a los gases de escape— representa una pérdida cuantiosa, que puede llegar al 1 por ciento del peso de la carga.

La falta de agitación también hace difícil bajar el contenido de hierro en la escoria, especialmente cuando se afina arrabio alto en fósforo.

Las dificultades mencionadas, entre otras, se han salvado utilizando el sistema de soplado de oxígeno desarrollado por la Domnarvet Steel Works, de la empresa Stora Kopparbergs Bergslags A/B de Suecia, que ha conducido al empleo de un horno rotatorio rápido. El oxígeno se introduce en el horno a través de un orificio central en uno de sus extremos y que también sirve de salida para los gases. (Véase la figura I.) De este modo se logra una agitación continua del baño, independientemente de la manera de introducir el oxígeno. La agitación será suficiente, aunque el oxígeno no se sople dentro del baño, sino que se introduzca en la superficie con una baja sobrepresión. De ello resulta una evolución del calor con localizaciones menos intensas, lo que permite mantener a un bajo nivel la formación de humos. Al mismo tiempo el procedimiento es más flexible y pueden regularse más favorablemente las reacciones químicas haciendo variar la velocidad de rotación y la forma de inyección del oxígeno.

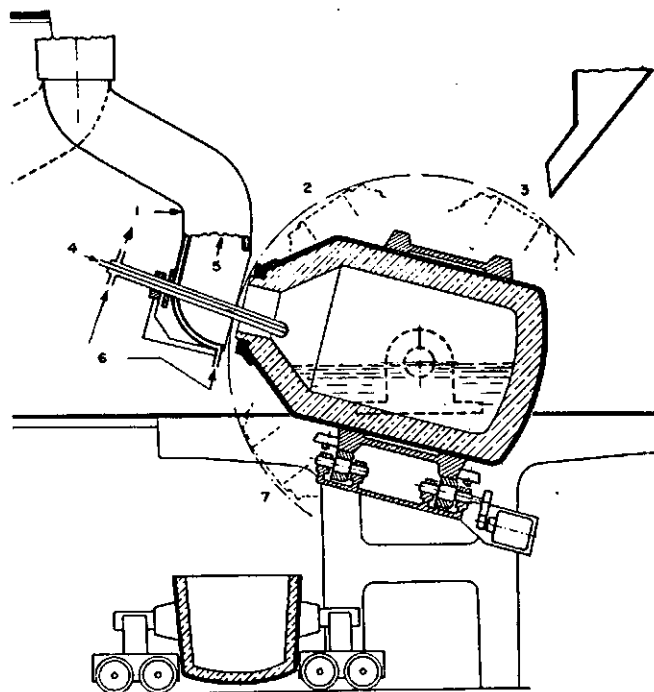
Las primeras experiencias en este sentido se llevaron a cabo en 1948, en un horno de ensayo rotatorio de tres toneladas.

Se han publicado ya algunos resultados de estas pruebas, que ofrecen perspectivas favorables. Se han hecho desde caldas adicionales de prueba en el mismo horno para investigar la influencia de varios factores metalúrgicos. Sin embargo, hasta 1954, no se construyó un horno grande para la producción, en Domnarvet, incluyéndolo como parte del programa actual de ampliaciones para esta fábrica. Se fijó la capacidad del horno en 30 toneladas, lo que corresponde a la misma magnitud de los convertidores y de los hornos eléctricos de la fábrica.

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.AII-6.

Figura I

CONVERTIDOR ROTATORIO DE OXÍGENO STORA KALDO (HORNO DE 30 TONELADAS EN POSICIÓN DE SOPLADO)



- 1 — Campana oscilante
- 2 — Posición de carga
- 3 — Cal
- 4 — Oxígeno
- 5 — Gases de escoria
- 6 — Agua de enfriamiento
- 7 — Colada

El horno rotatorio comenzó a funcionar en mayo de 1956 y desde entonces ha prestado un servicio continuo comercial, aunque desde luego a un ritmo bajo de producción durante los primeros meses. El método de trabajo no se ha elaborado en detalle para los objetivos diferentes, pero los resultados obtenidos hasta hoy permiten abrigar esperanzas fundadas sobre sus exelencias.

La idea principal y el método de manipular el horno se muestran en la figura I. La velocidad de rotación se puede variar hasta 30 revoluciones por minuto, velocidad que se mantiene durante la parte principal del soplado.

El horno Domnarvet se utilizó para afinar arrabio alto en fósforo y funciona del siguiente modo: C, 3,5 por ciento; P, 1,8 a 2,0 por ciento; Si, 0,2 a 0,3 por ciento; V, 0,1 por ciento. Como medio de enfriamiento se ha empleado principalmente mineral, aun cuando se han realizado caldas utilizando chatarra. El mineral que se utilizó fue la fracción más fina del conglomerado usual o *sinter* de la fábrica, con 55 por ciento de hierro. Empleando sólo mineral, la adición fue de 12 a 14 por ciento del peso

del arrabio. En una operación continua, el 14 por ciento puede ser una cifra normal.

Empleando chatarra en vez de mineral, el efecto de enfriamiento no es mucho más de un tercio correspondiente al mineral, esto es, aproximadamente un 40 por ciento de chatarra. Sin embargo, en la fábrica de Dornarvet no se han tomado medidas para adicionar una cantidad tan grande.

La cantidad necesaria de cal es la misma que requiere el método de convertidor básico, esto es, aproximadamente de 13 a 14 por ciento.

La duración eficaz del soplado ha sido de 35 a 40 minutos con el arrabio ordinario de alto fósforo y enfriado con mineral. El tiempo entre colada y colada ha sido, desde luego, considerablemente mayor pues en esta primera etapa de trabajo ha habido interrupciones para muestreo, medición de temperatura, adiciones, etc.

El consumo de oxígeno se puede hacer variar entre grandes límites que dependen de la forma de efectuar el soplado. Será mayor si se quiere quemar una mayor cantidad de óxido de carbono dentro del horno, lo que en este caso es posible a fin de mejorar la economía térmica. Tal como se hace hoy el soplado, el consumo es de 2.300 a 2.500 pies cúbicos por tonelada de arrabio. El soplado se hace ahora normal y tranquilamente, sin turbulencia.

Una característica de este proceso es que el fósforo puede oxidarse más rápidamente que el carbono y si se desea se puede hacer bajar, por ejemplo, a un 0,025 por ciento, con un contenido de carbón de 0,5 por ciento o aún mayor, utilizando el arrabio arriba mencionado. Como en este procedimiento no hay dificultad alguna en llevar el carbón a la proporción deseada, no hay el mismo riesgo de sobreoxidación que en los otros sistemas de soplado.

Ha resultado ventajoso volver a escorificar por lo menos una vez durante el proceso, cuando se ha oxidado la parte principal del fósforo. Como la escoria previa tiene un contenido muy bajo en hierro —aproximadamente 3 a 4 por ciento—, la pérdida total de hierro en la escoria es extremadamente baja. (Véase la figura II.)¹

La cantidad de hierro en los gases de escape es muy baja en comparación con el soplado en un horno fijo y no es necesario tener una instalación de depuración de gases. Esto es importante, puesto que una instalación efectiva de esa clase es complicada y costosa en su funcionamiento a causa del óxido de hierro de fina granulación que se forma en el polvo cuando se sopla con oxígeno.

La información referida muestra que el rendimiento en acero del sistema es muy elevado, y los resultados lo han probado así. Calculado en relación con la carga de arrabio, el acero fundido producido es un 92 por ciento en las operaciones actuales. A esto hay que añadir un 7 por ciento de hierro, aproximadamente, reducido procedente del mineral cargado.

¹ Los datos de carga para esta figura son los siguientes:

Peso del metal caliente	30.0 toneladas netas				
Análisis del metal caliente	C	Si	Mn	P	S
	3,54	0,12	0,49	1,84	0,058
Adición de cal	13,8 por ciento del metal caliente				
Adición de mineral	11,6 por ciento del metal caliente				
Consumo de oxígeno	2.300 pies cúbicos por tonelada neta del metal caliente.				

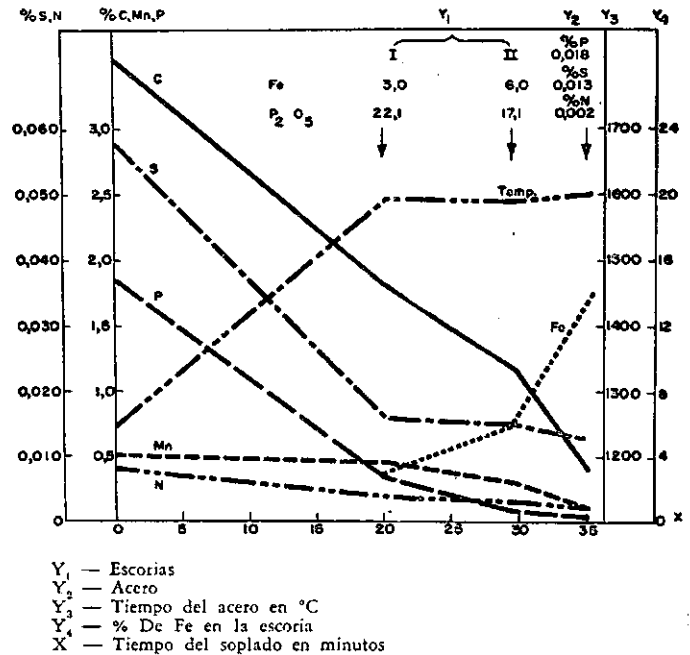
Figura II

CONVERTIDOR ROTATORIO DE OXÍGENO STORA KAL-DO

(Caldá típica)

(Ver datos de carga en el Cuadro 1)

(Escala natural)



Normalmente el contenido de azufre es muy bajo. Con un 0,060 por ciento de azufre en el arrabio, el azufre en el acero sería solamente de 0,010 a 0,015 por ciento.

El contenido de nitrógeno es inusualmente bajo: de aproximadamente 0,002 por ciento con un gas de 97 por ciento de O₂ y depende de la manera de inyectar el oxígeno.

Hasta hoy el horno se ha revestido con dolomita alquitranada, ordinaria. La duración del revestimiento ha sido de 50 caldas, lo que resulta satisfactorio en las condiciones del caso. El revestimiento interior tiene solamente 14 pulgadas y el desgaste se ha limitado así a unas 12 pulgadas, que corresponden a 1/4 de pulgada por calda. Esto resulta aceptable considerando la larga duración relativa del soplado, al utilizar arrabio alto en fósforo. El consumo neto de dolomita por tonelada de acero es de unas 45 libras y corresponde a un 4 por ciento de MgO en la escoria. Se tiene el propósito, desde luego, de ensayar también el revestimiento de magnesita, que aumentará mucho la resistencia. La experiencia es todavía corta para que puedan darse cifras definitivas sobre la duración futura del revestimiento. La alta velocidad de rotación no ha causado reducción alguna.

Las propiedades del acero han resultado tan buenas como las de cualquier acero de solera o acero eléctrico de los tipos correspondientes. En algunos aspectos, puede esperarse una mejor calidad debido a que a) el contenido bajo de azufre facilita la soldadura y produce menor segregación y menos inclusiones de escoria así como propiedades mejores en el sentido transversal y una mayor homogeneidad; b) el contenido bajo de nitrógeno

mejora las propiedades de embutición profunda con una menor tendencia al añejamiento, y especialmente, en comparación con otros metales soplados, y c) el contenido más bajo de oxígeno en el acero, al final del soplado, da un mejor punto de arranque para la desoxidación y un acero más limpio.

En la relación con los costos de la instalación, cabe afirmar que el aumento para un horno rotatorio es insignificante en comparación con el costo total de la fábrica. Aun cuando la ventaja más evidente del método en Europa sea la de poder decarburar arrabio alto en fósforo, la fuerte agitación ofrece tantas ventajas en todos los aspectos, que se espera que el método resulte eficaz cuando se utilicen otras clases de arrabio.

Hay que señalar, además, que el método es muy apropiado para el afino previo del hierro con objeto de emplear el sistema duplex y otros. Las ventajas del sistema pueden resumirse como sigue:

1. La economía de calor es excelente debido en parte a la posibilidad de transformar la mayor parte del óxido de carbono en anhídrido carbónico, dentro del horno. De

este modo se puede fundir mayor cantidad de mineral y de chatarra.

2. Gran flexibilidad en las operaciones. Estas pueden variar mucho con los cambios de la velocidad de rotación y la orientación del chorro de oxígeno. Si se desea, el proceso puede terminar sin adición de oxígeno, por ejemplo, durante la aleación del acero.

3. Se puede obtener acero de alto contenido en carbono dejando éste en su punto deseado.

4. El contenido de fósforo del arrabio puede bajarse eficazmente hasta valores muy inferiores, manteniendo todavía relativamente alto el de carbono.

5. El contenido de azufre puede reducirse a valores muy bajos.

6. El contenido de nitrógeno en el acero será extremadamente bajo aunque no sea de gran pureza el oxígeno.

7. La pérdida de hierro, tanto en la escoria como en los gases, es inusitadamente baja y da lugar a un excelente rendimiento. No es necesaria una instalación depuradora de gas.

Aspectos técnico-económicos del empleo del oxígeno en la fabricación de acero, especialmente en el caso del convertidor ordinario*

por A. M. CLARK y J. L. HARRISON

I. INTRODUCCIÓN

En toda industria, la calidad del producto y el costo de su fabricación dependen mucho de la calidad de las materias primas. No todas las materias primas disponibles pueden lograrse con facilidad en la calidad más alta posible y hay que contentarse frecuentemente compensando las condiciones poco satisfactorias de un material con las mejores que ofrezcan otros.

Las materias primas básicas para la fabricación de acero son mineral de hierro, chatarra de acero, combustible y oxígeno. Cuando se dispone de mineral de alta ley, de chatarra y de combustible igualmente de alto grado, se puede producir acero de alta calidad empleando aire como fuente de oxígeno sin enriquecerlo en este último elemento. El aire por sí mismo, sin embargo, sólo puede ser considerado como una fuente pobre de oxígeno pues no contiene más del 20 por ciento de la materia prima esencial. Aun en el caso en que mineral y combustible sean de la mejor calidad posible, puede esperarse que un aumento de oxígeno en el viento empleando oxígeno en vez de aire, conferirá ventajas al sistema tanto por aumento de producción como por mejora del producto. Esto se ha comprobado en muchos casos y el uso del oxígeno en el horno eléctrico se ha hecho práctica habitual en Inglaterra. No obstante, esto no significa que todos los sistemas de producción de acero puedan mejorarse por una sustitución indiscriminada del aire por el oxígeno. En primer lugar, el oxígeno tiene que ser separado del aire y el costo de esta operación ha de tenerse en cuenta en relación con las economías que el empleo del oxígeno aporta al sistema. En segundo lugar, el empleo del oxígeno eleva la temperatura de la operación y aun cuando esto en general es una ventaja, hay que asegurarse de

que los refractarios y otros materiales de que está construída la instalación son capaces de resistir las condiciones más severas de trabajo. El efecto del aumento en la temperatura puede dar lugar también a una reducción en la calidad del producto final que exija la introducción de medios de regulación para obtener la plena ventaja de su empleo. Puede también suceder que las materias primas disponibles queden por bajo del tipo más elevado que se desea, pero esta pérdida puede compensarse frecuentemente por el empleo de oxígeno o de aire enriquecido. Por lo tanto, en la aplicación regulada es donde el oxígeno aporta los mayores beneficios a la industria del acero.

En todos los casos, el empleo ventajoso del oxígeno es una cuestión de aspecto económico que ha de ser estudiada con cuidado junto con todos los demás aspectos del caso particular. Naturalmente, el costo del oxígeno es una consideración importante y, aun cuando queda fuera del alcance de este informe, unas pocas palabras sobre el tema no estarán fuera de lugar.

Como en el caso de todos los productos comerciales en gran escala, el costo del oxígeno varía en todas partes con la escala de producción. Cuando la demanda es relativamente pequeña, esto es, en los límites de unas pocas toneladas diarias, el suministro más barato y más conveniente es el del oxígeno líquido que puede hacerse en grandes centros de fabricación y distribuirse fácilmente para atender demandas locales. El sistema de suministrar oxígeno líquido en cantidad se ha desarrollado mucho en Inglaterra y en los Estados Unidos. Aun cuando el oxígeno líquido es más caro de fabricación que el oxígeno gaseoso

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.AII-2.

a la misma escala, puede ser distribuido a bajo costo en cantidades acordes con la demanda. Puede ser almacenado en los talleres consumidores y se puede evaporar a presión para suministrar automáticamente oxígeno gaseoso comprimido a un ritmo requerido. El empleo de oxígeno líquido facilita un medio muy conveniente para atender la demanda normal de una fábrica de acero que es de ordinario intermitente y muy irregular. Evita la necesidad de emplear grandes baterías de almacenamiento a alta presión y conserva las ventajas de una producción en gran escala. Para los usos menores, tal como la operación de un horno eléctrico, la limpieza de tochos y palanquillas y la práctica general de la ingeniería mecánica, el oxígeno líquido es la forma más satisfactoria de suministro. Hoy la demanda de acero es tal que muchas fábricas están tratando de obtener una producción por encima de su capacidad prevista y están empleando oxígeno suministrado en forma líquida para aumentar su producción por un tratamiento previo del metal bruto y activando la operación de sus hornos de solera. Muchas fábricas de acero nuevas, sin embargo, basan su práctica en sistemas en que el oxígeno ocupa el lugar del aire y que requieren oxígeno en cantidades de varios cientos de toneladas por día. Una demanda de esta naturaleza no puede ser satisfecha económicamente con oxígeno "importado" y la planta productora de oxígeno tiene que formar parte integral de la acería. En estas circunstancias, la fabricación de oxígeno en forma líquida no es económica y las fábricas de "oxígeno en toneladas" que abastecen estas grandes demandas individuales se diseñan invariablemente para fabricar tan sólo oxígeno gaseoso. Una fábrica de oxígeno, sin embargo, trabaja a un ritmo uniforme en tanto que la demanda es inevitablemente irregular puesto que la producción de acero depende todavía, casi por completo, de sistemas intermitentes. Por ejemplo, un convertidor de acero con un ciclo de una hora será soplado con oxígeno tan sólo durante un período de 7 a 12 minutos por ciclo. Para enfrentar esta demanda irregular, partiendo de un suministro uniforme hay que disponer de una gran batería de almacenamiento en la que el oxígeno debe mantenerse con un exceso de presión para estar en disponibilidad inmediata. La fábrica de oxígeno de la acería tiene que disponer, por lo tanto, de medios para la compresión y almacenaje del oxígeno, lo que carga apreciablemente el costo básico de la producción de este elemento. Para reducir al mínimo el costo del oxígeno el diseño de la acería y su modo de funcionar deben coordinarse cuidadosamente con la capacidad de la fábrica de oxígeno y con sus dispositivos de almacenamiento. Cuanto mayor sea el número de las unidades consumidoras de oxígeno atendidas por una fábrica de este elemento, tanto más uniforme será la demanda y por esto resulta económicamente atractivo construir una fábrica única de oxígeno "en tonelaje," en un centro conveniente para satisfacer las demandas de las acerías vecinas. El oxígeno se distribuye por un gasoducto a la presión apropiada y la capacidad de la línea que puede extenderse a varias millas, sirve como medio utilísimo de almacenaje. Este sistema se ha desarrollado recientemente en el Reino Unido con gran éxito.

Se puede apreciar que no hay respuesta simple a la pregunta: ¿Cuál es el costo del oxígeno "en tonelada"? Esto depende de la escala de producción, la regularidad y la uniformidad de la demanda, la presión de trabajo y otros factores aparte de las consideraciones básicas de los

costos de inversión, de energía y mano de obra. Sin embargo, la economía del oxígeno en cantidad, se ha comprobado en casos individuales por un cierto número de grandes acerías y el hecho de que casi todas las acerías nuevas en curso actual de construcción incorporen una fábrica de oxígeno en cantidad o su suministro pone de manifiesto la fe de los fabricantes de acero en las ventajas de la nueva técnica.

En este informe se estudiará el empleo del oxígeno en los tres casos principales siguientes de producción de acero y se considerará en amplios términos la economía del sistema en relación con las condiciones latinoamericanas: a) el convertidor; b) el horno de solera, y c) el horno eléctrico.

Estos sistemas se estudiarán en el orden expuesto, de acuerdo con su importancia desde el punto de vista del empleo del oxígeno, aun cuando el orden inverso sería históricamente más adecuado.

El estudio sobre la práctica del convertidor no incluirá, sin embargo, el procedimiento Linz-Donawitz, o de soplado de superficie, del que se trata ya en otros informes.

2. EL PROCEDIMIENTO DEL CONVERTIDOR

Según las materias primas de que se dispone, el procedimiento del convertidor se lleva a cabo en condiciones ácidas (Bessemer) o en básicas (Thomas).

El convertidor Bessemer se originó en Gran Bretaña y durante muchos años fue el gran productor de acero tratando los hierros hematites bajos en fósforo. El convertidor básico, o Thomas, se introdujo más tarde, pero encontró mayor aceptación en los países del continente europeo en que pasó a ser el mayor productor de acero. En la actualidad, casi el 100 por ciento del acero de Luxemburgo procede de ese convertidor; Bélgica produce en él un 83 por ciento, Francia un 60 y Alemania un 45 por ciento. En el Reino Unido el convertidor fue sustituido por el horno de solera hasta el punto de que en 1926 no había ya convertidores básicos y sólo una fábrica trabajaba con los ácidos. Estos últimos declinaron desde un 48 por ciento de la total producción del país en 1890 hasta un 2 por ciento en la actualidad. Es dudoso que el convertidor ácido subsista en el Reino Unido. El sistema Thomas revivió en 1934 en que se construyeron dos fábricas que producen en la actualidad un 4 por ciento de la total producción de acero. Hay una tercera fábrica en construcción y una cuarta más en proyecto.

En América, el convertidor ácido se emplea como productor único de acero o como parte del duplex combinado con el horno de solera. La producción de lingote por este sistema no pasa del 5 por ciento de la producción total del país.

3. EL CONVERTIDOR BÁSICO O THOMAS

La continuación del sistema Thomas en el continente europeo y su declinación en el Reino Unido fueron debidas a la cantidad y calidad de los minerales, combustible y chatarra, disponibles en los diferentes países. En el Reino Unido, las disponibilidades de chatarra eran abundantes, así como los carbones bituminosos para la producción de gas, lo que aseguraba el desarrollo económico de los hornos de solera. Otros países europeos no poseían carbón de gas en el mismo grado, ni la cantidad de chatarra era satisfactoria. Por otra parte, se disponía de

hierro con 1,8 a 2,0 por ciento de fósforo y como éste se podía convertir en acero sin combustible o con poca cantidad, el sistema se afirmó. Económicamente, el sistema logró éxito en parte por la pequeña diferencia entre los precios del hierro y la chatarra y la práctica adoptada en el continente, de trabajar en el convertidor Thomas en combinación con hornos de solera. Estos últimos emplean hierros de fósforo medio y la chatarra procedente del Thomas. De este modo, se lograba un equilibrio económico y de materia prima. Técnicamente, el principal inconveniente del acero Thomas es el alto nitrógeno residual que restringe su uso sobre todo, especialmente, en el Reino Unido para el estirado a fondo.

Los cambios de materias primas y la creciente demanda de acero condujo a investigaciones respecto a métodos para producir acero Thomas con un contenido de nitrógeno comparable al del horno de solera. La fábrica de convertidores necesita menos capital que la del horno de solera para una producción similar, lo que significa una mayor rentabilidad para una inversión similar y aún más pequeña. El ritmo de producción es mayor, en particular comparado con fábricas que emplean arrabio caliente de alto fósforo o fósforo medio y en consecuencia, los costos de funcionamiento son menores. El contenido de nitrógeno del acero Thomas soplado con aire oscila entre 0,010 y 0,018 por ciento. Los anteriores intentos para reducir la cantidad de este elemento consistían en adicionar al metal líquido otros gases, agregar sustancias para formar nitruros o calentar el acero sólido en una atmósfera de hidrógeno. Otros métodos que tuvieron éxito hasta cierto punto introdujeron un baño de poco fondo en el convertidor y un menor contacto entre el aire y el metal. Se estudió el efecto de la temperatura y se encontró que el contenido de nitrógeno mejoraba cuando al final de la operación bajaba la temperatura. Se introdujeron, entonces, métodos para bajar la temperatura enfriando con adiciones de chatarra, batiduras y mineral de hierro. Se empleó también calisa en vez de cal para lograr un mayor descenso de temperatura por el efecto de disociación endotérmica. Las batiduras y el mineral de hierro suministraban además oxígeno. Con estas adiciones, solas o en combinación, se lograba un acero de 0,0075 por ciento de nitrógeno con tal de que la temperatura final no excediera de 1590°C. Sin embargo, aun cuando se lograba una reducción de nitrógeno, no se llegaba al 0,0045 y 0,0050 por ciento del acero de solera.

La etapa siguiente se orientó hacia la sustitución del

nitrógeno insuflado. El reemplazamiento parcial del nitrógeno se intentó primero reduciendo la corriente de aire y agregando oxígeno. Un incentivo ulterior para el desarrollo del sistema fue la posibilidad de hacer uso de la mayor temperatura de trabajo para agregar una mayor proporción de chatarra de acero o mineral de hierro durante el soplado. En 1936 y 1938 Eiländer y Roesner (1) utilizaron aire con 28 y 35 por ciento de oxígeno, mejorando la situación en las muestras preliminares pero el nitrógeno todavía era alto comparado con el del acero de solera. Empleando oxígeno en un 28 por ciento, el tiempo de soplado disminuía en un 16 por ciento y se agregaba un 7 por ciento de chatarra suplementario. Se calculó que con el 35 por ciento de oxígeno en el aire el soplado podría acortarse en un 25 por ciento. Se podría entonces soplar con éxito hierro más bajo en fósforo.

En 1947 y 1949 se hicieron ensayos en la fábrica de la Société Métallurgique de Senelle, en Manbeunge, Francia, en colaboración con el I.R.S.I.D. Husson (2), Leroy y Devernay (3) informaron sobre los resultados en convertidores de 19 toneladas. Después de estas pruebas preliminares con 24, 29 y 39 por ciento de oxígeno, Husson dedujo que un mínimo de 30 por ciento junto con el enfriamiento por medio de chatarra era aconsejable para acero bajo en nitrógeno. La mayoría de las pruebas se hicieron con 28 a 32,5 de oxígeno, y con un 30 por ciento el tiempo de soplado se reducía en 3 ó 5 minutos, esto es, 30 por ciento, permitiendo una adición de chatarra de 100 a 150 kg por ton. El contenido de nitrógeno oscilaba entre 0,005 y 0,010 por ciento con una media de 0,0073 por ciento comparado con los soplados de verificación entre 0,008 y 0,013 con un promedio de 0,0098 por ciento. Leroy y Devernay experimentaron con enriquecimientos en oxígeno del 30 y 40 por ciento, junto con adiciones de chatarra, batiduras y mineral con los resultados del cuadro 1.

Se dedujo que 30 por ciento de oxígeno era lo más conveniente para el convertidor Thomas y que el tiempo de soplado tanto como el contenido de nitrógeno se podrían reducir apreciablemente. Se estableció que: a) cada m³ de oxígeno adicional permite refundir de 5 a 6 kg de chatarra; b) cada m³ de nitrógeno en la mezcla insuflada extrae calor suficiente para refundir 1,45 kg de chatarra, y c) cada kg de batiduras o de mineral absorbe la misma cantidad de calor que 2,7 a 2,8 kg de chatarra.

El aumento de producción que resulte de la fusión solamente de la chatarra adicional justificaría el enriqueci-

Cuadro 1

EFFECTO DEL ENRIQUECIMIENTO EN OXÍGENO Y DE VARIAS ADICIONES DE ENFRIAMIENTO EN RELACIÓN CON EL CONTENIDO DE NITRÓGENO Y FÓSFORO EN OPERACIONES DEL CONVERTIDOR THOMAS

Agentes de enfriamiento	Soplado	Nº de caldas	Promedio de N ₂ (porcientos)	Promedio de P (porcientos)
1. Chatarra	Comprobaciones	17	0,0107	0,041
	30 % Oxígeno	11	0,0079	0,039
2. Batiduras	Comprobaciones	12	0,0107	0,043
	30 % Oxígeno	5	0,0053	0,040
3. Batiduras y chatarra	Comprobaciones	5	0,0088	0,034
	30% Oxígeno	4	0,0070	0,040
4. Mineral	Comprobaciones	5	0,0104	0,037
	30% Oxígeno	4	0,0060	0,053
5. Chatarra	Comprobaciones	3	0,0125	0,047
	40 % Oxígeno	2	0,0070	0,064
6. Batiduras	Comprobaciones	3	0,0104	0,044
	40 % Oxígeno	2	0,0051	0,036

miento en oxígeno sobre la base de un suministro a un precio equivalente al costo de 1,2 a 1,3 KWH y de chatarra a la mitad de precio del arrabio. El punto de equilibrio del costo se alcanzaría cuando el precio de la chatarra subiera al 90 por ciento del arrabio básico.

Al mismo tiempo, el profesor Coheur (4) dio cuenta de los resultados de pruebas realizadas en Bélgica con aire enriquecido en oxígeno y con cal y mineral de hierro como agentes de enfriamiento. Los resultados señalaron también como proporción económica y práctica el 30 por ciento de oxígeno. Dedujo también que el enfriamiento por chatarra reducía el nitrógeno en 20 por ciento, el mineral sólo lograba un 40 por ciento, cifra similar a la que se obtenía en conjunto con chatarra y caliza. Empleando caliza para la formación de la escoria y mineral para el enfriamiento, se lograba una reducción del nitrógeno del 60 por ciento. Este aspecto es muy importante al considerar el sistema en relación con América Latina, debido a la escasez de chatarra. El cuadro 2 resume los resultados.

3. PROGRESOS EN EUROPA EN EL EMPLEO DEL SOPLADO CON MEZCLAS DE OXÍGENO

Aun cuando es práctica corriente en muchos convertidores Thomas del continente, regular el nitrógeno del acero utilizando el efecto de dilución del aire enriquecido con oxígeno en asociación con varios agentes de enfriamiento, se hizo evidente que si se quería aún menos nitrógeno, éste debía eliminarse del aire por lo menos durante el período de absorción.

La figura I (5) indica el progreso de la eliminación de los metaloides y el aumento del nitrógeno conforme se realiza el soplado con aire en el convertidor Thomas. Se observará que el nitrógeno no aumenta hasta que el carbón se elimina casi por completo. Del mismo modo la figura II (6) muestra el aumento del nitrógeno durante el soplado con el enriquecimiento del oxígeno.

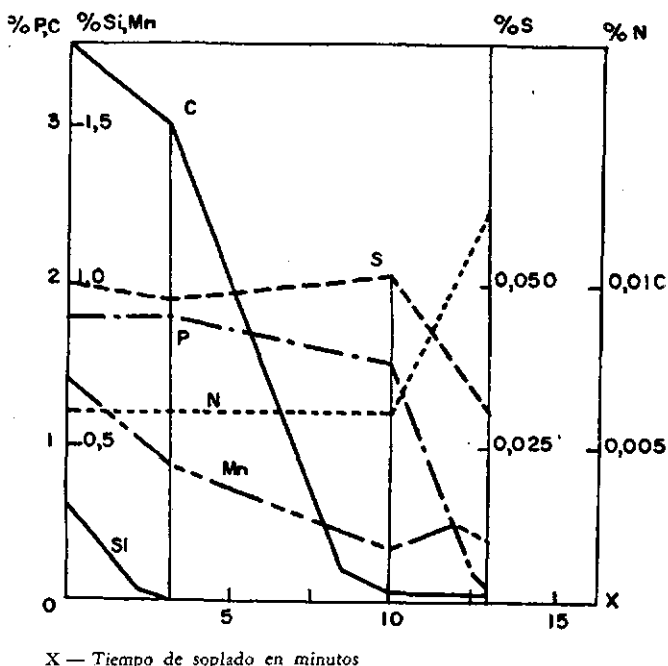
Una explicación de éste fenómeno se puede encontrar en un estudio de la ley de Sievert en relación con la presión parcial del nitrógeno. La solubilidad de éste en el hierro líquido se rige por la ecuación $N_2 = K\sqrt{pN_2}$ en que N_2 es el nitrógeno en solución en el acero, K un coeficiente que depende de la temperatura y pN_2 la presión parcial del nitrógeno que pasa a través del metal.

Cuando se elimina el carbono hacia la terminación del soplado, la cantidad del CO que se desprende disminuye y al mismo tiempo, el oxígeno del soplado forma P_2O_5 . Los gases de salida se componen principalmente de nitrógeno y en consecuencia, su presión parcial se conserva alta. Como la solubilidad del nitrógeno está en relación con la presión parcial del mismo en los gases de salida,

Figura I

GRÁFICO QUE MUESTRA LA ELIMINACIÓN DE METALOIDES Y EL INCREMENTO DE NITRÓGENO EN CONVERTIDORES THOMAS SOPLADOS CON OXÍGENO

(Escala natural)



es evidente que si la cantidad se reduce por el enriquecimiento del aire en oxígeno se verificará la absorción del nitrógeno. En consecuencia, es esencial para prevenir la absorción del nitrógeno, la eliminación de éste durante las últimas fases del soplado.

Después de este descubrimiento, se hicieron investigaciones con mezclas apropiadas de gas libres de nitrógeno que tuvieran el mismo efecto térmico sobre el hierro líquido que el aire. Se encontró que las mezclas de oxígeno vapor en la proporción de 63 a 37 en peso y las de oxígeno-anhidrido carbónico en la relación de 1 a 1 en volumen eran apropiadas de acuerdo con los cálculos.

En la fábrica belga citada se ha llevado a cabo una labor considerable bajo la dirección del Profesor Coheur del Centre National de Recherches Metallurgiques, en Francia, por Leroy de l'Institut de Recherches de la Sidérurgie y en Alemania por Kosmider y Hardt. La cuestión se ha resumido por Coheur y Kosmider (6), donde se indica el efecto de las mezclas de oxígeno-vapor sobre el contenido de nitrógeno del metal durante el soplado.

Cuadro 2

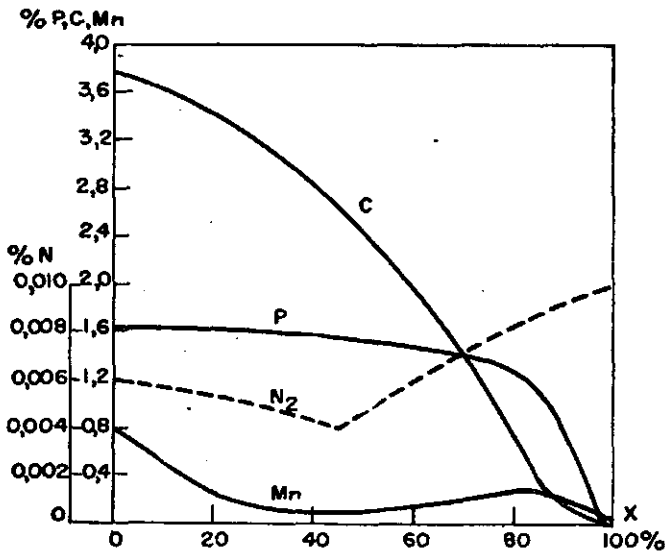
COMPARACIÓN DEL SOPLADO NORMAL Y EL ENRIQUECIDO CON OXÍGENO EN EL CONVERTIDOR THOMAS EMPLEANDO COMO AGENTE DE ENFRIAMIENTO CHATARRA, MINERAL Y CALIZA (COHEUR)

Agentes de enfriamiento	Soplado	N ₂ P S		
		(porcientos)		
Chatarra	Comprobaciones	0,0100	0,049	0,031
Mineral	30% de oxígeno	0,0083	0,041	0,030
Chatarra y caliza	Idem	0,0060	0,037	0,032
Mineral y caliza	Idem	0,0060	0,037	0,027
	Idem	0,0040	0,032	0,027

Figura II

EVOLUCIÓN DEL SOPLADO EN UN CONVERTIDOR THOMAS EMPLEANDO AIRE ENRIQUECIDO CON OXÍGENO

(Escala natural)



X — Tiempo de soplado en minutos

La figura III, tomada de ese trabajo, muestra el progreso de un soplado típico.

Se observará que el contenido de nitrógeno muestra un descenso progresivo durante el soplado, opuesto al aumento que ocurre al final del soplado con aire solo o enriquecido con oxígeno. Los autores han comparado el nitrógeno y fósforo del acero en el convertidor Thomas empleando aire atmosférico, aire con 30 por ciento de oxígeno y mezcla de oxígeno-vapor. Se ha empleado la técnica de dos escorias cuando se deseaba fósforo muy bajo. La práctica es la de detener el soplado al llegar a 0,060 ó 0,080 por ciento de fósforo y extraer la escoria; se hace entonces una adición de 11 libras de carbonato sódico por tonelada corta del metal y se sopla con aire otros 15 ó 20 segundos, con lo que el fósforo baja a 0,015 y 0,025 por ciento.

El cuadro 3 muestra los valores del nitrógeno, del fósforo y del azufre por técnicas diferentes de soplado y escoriado.

Cuadro 3

ANÁLISIS DE LOS ACEROS OBTENIDOS EN EL CONVERTIDOR THOMAS CON SOPLADO DE AIRE ATMOSFÉRICO, AIRE ENRIQUECIDO EN OXÍGENO Y MEZCLAS DE OXÍGENO-VAPOR (COHEUR Y KOSMIDER)

(En porcientos)

	Aire atmosférico	Aire enriquecido con 30% de oxígeno			Mezclas de oxígeno-vapor
		1	2	3	
Nitrógeno	M 0,0110	0,0082	0,0063	0,0049	0,00225
Fósforo	O 0,0025	0,0015	0,00125	0,0010	0,0004
	M 0,046	0,046	0,034		
Fósforo una escoria	O 0,0125	0,0125	0,0075		
	M			0,019	0,0195
Fósforo dos escorias	O			0,007	0,005
	M 0,034	0,034	0,023	0,024	0,020
Azufre	O 0,0065	0,0065	0,0045	0,0055	0,003

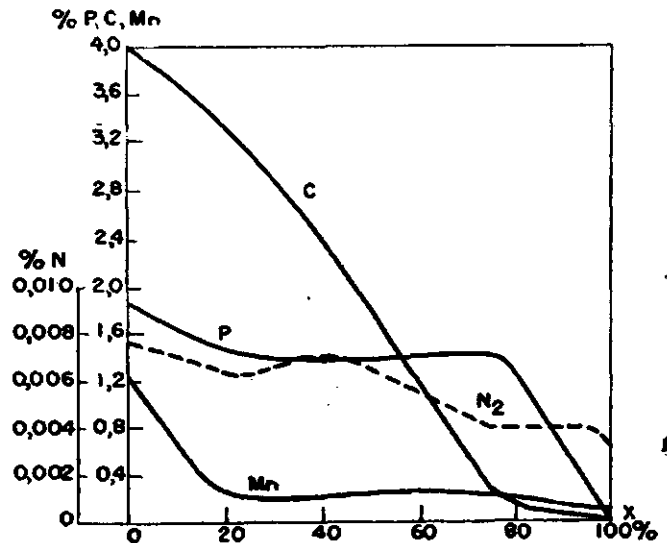
M = Valor medio

O = Desviación standard

Figura III

EVOLUCIÓN DEL SOPLADO EN UN CONVERTIDOR THOMAS EMPLEANDO UNA MEZCLA DE OXÍGENO Y VAPOR

(Escala natural)



X — Tiempo de soplado en minutos

Como el nitrógeno se elimina de la mezcla del soplado durante el período en que aquél sería absorbido, hay mucha más amplitud para la temperatura de la operación. En consecuencia, la primera parte del soplado se puede hacer con aire enriquecido con oxígeno y sacar ventaja del calor generado para fundir chatarra y mineral de hierro. La cantidad no es tan grande como la que se podría lograr con el soplado total de aire enriquecido.

En las fábricas del continente, se practican diversas formas de trabajo según las condiciones locales conforme a los suministros de chatarra, a la disponibilidad de oxígeno, a las demandas del consumidor y a los aspectos económicos. En general, se trata de modificar la técnica para producir la calidad requerida de acero, medida por su contenido de nitrógeno o por las pruebas de estirado a fondo, empleando los medios más ventajosos. El soplado se puede hacer de las siguientes formas:

- aire atmosférico durante todo el tiempo;
- aire enriquecido en oxígeno todo el tiempo utili-

Cuadro 4

MATERIAS PRIMAS UTILIZADAS PARA LA PRODUCCIÓN EN EL CONVERTIDOR BÁSICO DE ACERO EN EUROPA
(COHEUR Y KOSMIDER)

	Aire atmosférico	Aire enriquecido con 30% de oxígeno			Oxígeno-vapor
		1	2	3	
Chatarra ^a	3 a 9	15 a 20	5,5 a 7,5	—	6 a 9
Mineral ^a	—	—	2 a 3	3 a 4	—
Cal ^a	13 a 15	13 a 15	13 a 15	11 a 13	13 a 15
Caliza ^a	—	—	—	3,5	—
Velocidad de conversión, toneladas-minuto en un convertidor de 16 toneladas	1,1	1,5	1,5	1,5	1,9
Consumo de oxígeno: Pies cúbicos/tonelada	—	730	730	730	1.755

^a Porcentaje del hierro líquido.

zando chatarra, mineral o caliza como agentes de enfriamiento;

- c) aire enriquecido en oxígeno primero, concluyendo con oxígeno-vapor y utilizando chatarra como agente de enfriamiento;
- d) mezcla de oxígeno-vapor todo el tiempo con o sin chatarra como agente de enfriamiento;
- e) aire atmosférico al comienzo seguido de adiciones de oxígeno-vapor y concluyendo con una mezcla de oxígeno-vapor, utilizando chatarra como agente de enfriamiento.

Coheur y Kosmider (6) resumieron las materias primas utilizadas en la práctica continental. Las cifras correspondientes se dan en el cuadro 4.

Aun cuando la cantidad de chatarra fundida con el soplado oxígeno-vapor no es tan elevada como con aire enriquecido en oxígeno, es mayor que con aire atmosférico. La cantidad puede aumentarse recurriendo al empleo de aire enriquecido al comienzo del soplado y no parece haber razón para no usar mineral para el enfriamiento. Muchas de las fábricas europeas con convertidores Thomas trabajan en combinación con hornos de solera para los que resulta económico reservar la chatarra.

Soplado con aire atmosférico el desborde se produce si el silicio del hierro pasa del 0,60 por ciento, pero empleando aire enriquecido o bien oxígeno-vapor hay mayor amplitud y no se produce gran pérdida aun llegando el hierro al 1 por ciento de silicio. Este factor es muy importante al considerar los tipos de minerales de que se dispone en un país y la práctica del alto horno que hay que seguir. La posibilidad de trabajar con hierro alto en silicio permite también trabajar con metal menos fosforoso, destinado a obtener un incremento de temperatura comparable.

Coheur (8) recientemente dio a conocer un cuadro que muestra los equivalentes térmicos de 0,10 por ciento de P, Si, Mn y C y las cantidades de chatarra que absorberían con soplado de aire atmosférico o aire de 30 ó 40 por ciento de oxígeno. Se da también la cantidad de cal necesaria en el supuesto de que la cantidad agregada para combinar con el fósforo y el silicio sea el duplo de la necesaria químicamente. Las cifras se refieren a un convertidor que contiene de 15 a 20 toneladas métricas de hierro inicialmente a 1.250°C y que se eleva a 1.625°C durante el soplado. El cuadro 5 muestra las cifras teóricas calculadas por Coheur, basadas en el trabajo de Senfleben y otros.

Cuadro 5

LIBERACIÓN TEÓRICA DE CALOR, ADICIONES DE CHATARRA Y NECESIDADES DE CAL PARA LOS DIFERENTES ELEMENTOS EMPLEANDO AIRE ENRIQUECIDO CON OXÍGENO (COHEUR)

0,10% de elemento	Enriquecimiento con oxígeno %	Liberación de calor kg cal/ton	Chatarra kg/ton	Cal kg/ton
Fósforo	21	1,682	5,5	5,5
	30	2,427	8,0	
	40	2,849	9,3	
Silicio	21	1,815	6,0	8,0
	30	2,304	7,6	
	40	2,601	8,5	
Manganeso	21	0,979	3,2	
	30	1,117	3,7	
	40	1,196	3,9	
Carbono	21	0,985	3,2	
	30	1,710	5,6	
	40	2,138	7,0	

En la práctica, un arrabio Thomas de la composición del cuadro 6 necesitaría 13,5 por ciento de cal y 4,5 por ciento de chatarra. Sobre esta base, el arrabio para solera tiene, en teoría, capacidad de producción de calor para el soplado con aire. Se necesitaría una adición de 10 por ciento de cal para la escoria y, para obtener la misma temperatura final que en el arrabio Thomas, una adición de 3,5 por ciento. Con 30 por ciento de oxígeno en el aire, la necesidad de chatarra sería de 18 por ciento y de 27 por ciento para el 40 por ciento de oxígeno. Estas predicciones teóricas se han confirmado en la práctica en tres fábricas diferentes.

Cuadro 6

ADICIONES DE CHATARRA Y CAL PREVISTAS PARA ARRABIOS DE SOLERA BÁSICA, EMPLEANDO AIRE ENRIQUECIDO CON OXÍGENO, BASADAS EN LA PRÁCTICA DEL CONVERTIDOR THOMAS (SEGÚN COHEUR)

Arrabio	Composición					Cal kg/ton	Chatarra kg/ton		
	C	P	S	Mn	Si		21%	30%	40%
Thomas	3,7	1,80	0,060	0,80	0,40	135	45	200	290
Solera	4,2	0,50	0,040	1,20	1,00	100	35	180	270
Básico	4,2	0,20	0,040	2,00	0,75	65	30	165	250

Kosmider y otros (7) soplaron arrabio con 0,60 por ciento de fósforo y 0,95 por ciento de silicio empleando aire con 30 por ciento de oxígeno. A pesar de una temperatura baja inicial del hierro fue posible una adición de 8,5 por ciento de chatarra. La flexibilidad en la selección del arrabio resultante del empleo del oxígeno se ilustra ampliamente. Coheur indicó también por medio de un gráfico el porcentaje de chatarra que puede agregarse con varias proporciones de oxígeno-vapor. El cuadro 7 da los resultados.

Cuadro 7

RELACIÓN ENTRE LOS PORCIENTOS DE CHATARRA Y LAS PROPORCIONES DE OXÍGENO-VAPOR EN LA PRÁCTICA THOMAS (SEGUN COHEUR)

<i>Proporción de oxígeno-vapor</i>	<i>Chatarra en por ciento del arrabio líquido</i>
1:1,0	9,5
1:1,1	8,8
1:1,2	7,2
1:1,3	5,2
1:1,4	3,0

Aun cuando el cuadro 7 indica que la chatarra puede fundirse con mezclas de oxígeno-vapor, el sistema no puede consumir la misma cantidad que la práctica normal del convertidor Thomas y depende por entero de arrabio alto en fósforo para la necesaria liberación de calor. Tampoco puede compararse con la capacidad de consumo de chatarra del método austríaco de soplado superficial. Por otra parte, tiene una mayor productividad que otro método cualquiera por razón del tiempo más corto de soplado.

Recientemente se han hecho ensayos en escala individual en Bélgica bajo la dirección del profesor Coheur que han demostrado un método de operación en convertidor que no depende de la composición del arrabio. Ofrece una alta productividad y puede absorber más chatarra para una determinada composición de arrabio que el del soplado con oxígeno-vapor. El método utiliza la mezcla oxígeno-vapor o el aire enriquecido en oxígeno a través de las toberas y también una boquilla enfriada con agua inserta en la boca del convertidor que se utiliza para oxidar el CO y el H₂ y, en consecuencia, generar el máximo de calor dentro del convertidor. El método se basa en ideas propuestas por H. Bansen en 1926. Teóricamente un metro cúbico de oxígeno se combina con el óxido de carbono o con el hidrógeno produciendo 6.000 calorías que —suponiendo un incremento de 100°C en la temperatura de los gases de salida— permitirá fundir aproximadamente 14 kg de chatarra adicional.

En la práctica, la cifra fue de 12 kilogramos. En experiencias en un convertidor de 17 toneladas de capacidad utilizando oxígeno a razón de 20 metros cúbicos por minuto, la adición de chatarra se aumentó en 70 kg por tonelada. No se consideró que esto fuera el máximo con arrabio Thomas. El oxígeno no estaba en contacto con el baño y se utilizaba solamente para quemar el óxido de carbono y el hidrógeno y, en consecuencia, no se producían los humos rojos del óxido de hierro. El método combina, por esto, las ventajas del soplado con oxígeno-vapor, para producir acero de bajo nitrógeno, con la capacidad del convertidor de soplado de super-

ficie de absorber chatarra, junto con una mayor flexibilidad en la composición del arrabio que se utilice.

Esta mejora puede ser de gran interés en América Latina por la clase de arrabio y por los suministros de chatarra así como por poderse emplear una mayor cantidad de mineral que de chatarra.

4. MODIFICACIONES DE LA INSTALACIÓN PARA EL SOPLADO CON ENRIQUECIMIENTO EN OXÍGENO O CON MEZCLAS

La introducción del aire enriquecido con oxígeno en el convertidor no presenta dificultad alguna ni se requieren otras variaciones en el equipo que la adición de la tubería de oxígeno con entrada en la principal de admisión. La de las mezclas exige ya algunas modificaciones. Se necesitan los medios para dosificar y regular las proporciones de los dos componentes y es esencial alguna forma de precalentamiento del oxígeno y del vapor. El área de la tobera debe reducirse, puesto que el volumen total del viento es menor y hay que disponer la protección del fondo de refractario básico contra la hidratación. La instalación debe estar dispuesta para operar en todo momento con aire, con aire enriquecido, con oxígeno-vapor o con combinaciones de uno y otro sistema, sin retardos en el cambio, y se necesitan instrumentos precisos para verificación y regulación. Existen varios dispositivos para la mezcla; la forma más simple es aquella en que el oxígeno a presión y recalentado pasa por una tubería y se encuentra con vapor, recalentado a una presión ligeramente inferior, que entra en el circuito por una boquilla dirigida hacia la corriente de oxígeno. La tubería de oxígeno-vapor se conecta entonces con la tubería principal en los muñones del convertidor. La tubería principal tiene una de oxígeno separada y preparada para las mezclas de oxígeno-aire. El método es simple y se puede instalar fácilmente. El inconveniente principal es que no sería posible una buena mezcla si se necesitaran mezclas de aire y oxígeno-vapor puesto que entonces los componentes entrarían demasiado cerca de la caja de viento. Un segundo método utiliza una cámara de mezcla en la tubería principal. La cámara es, en efecto, una expansión de la tubería principal en la que entran las tuberías de vapor y de oxígeno. Este entra en ángulo recto con la corriente de aire mientras que el vapor se dirige por una boquilla al centro y en la misma dirección que la corriente de aire, también en ángulo recto con la de oxígeno. Este medio faculta el empleo de mezclas de aire, oxígeno y vapor en todas proporciones. El convertidor Thomas del Continente depende del vapor suministrado por calderas de calor residual que se recoge a temperaturas entre 250 y 270°C y entre 10 y 14 atmósferas de presión. El oxígeno se obtiene de fábricas de "tonelaje" a 95 por ciento de pureza, aun cuando la tendencia es la del empleo de oxígeno con 99,5 por ciento. La temperatura es la del ambiente pero la presión puede variar según el sistema de almacenamiento y distribución. La presión de la mezcla se regula para tener la presión normal de soplado que varía según las diferentes fábricas entre 1,70 y 2,5 atmósferas. La temperatura de la mezcla tiene que ser mayor que el punto de rocío, que en el caso de oxígeno-vapor a razón de 63 a 37, es de 109,3°C a una presión de 1,70 atmósferas.

Para compensar las pérdidas de temperatura en las toberas y caja de viento se requiere un cierto grado de sobrecalentamiento. En la práctica, es frecuentemente mayor del necesario, puesto que se usan las diversas fuentes

disponibles de calor y la tendencia es la de quedar del lado de la seguridad. Usualmente se recalienta sólo el oxígeno pero en algunas acerías en que el vapor puede llegar húmedo, se recalientan ambos. En algunos casos en que esto sucede así el recalentamiento se logra haciendo pasar los dos componentes por serpentines independientes en una cámara calentada por gas. Si sólo se calienta el oxígeno, éste se hace pasar por tubos de cobre rodeados por vapor a presión, recalentado o húmedo. Se han utilizado diferentes diseños, todos ellos adecuados y que suministran oxígeno a una temperatura de 100°C a 170°C.

Las temperaturas de mezcla van de 140°C a 190°C y las presiones de 1,7 a 2,5 atmósferas. Se toman precauciones contra la condensación con tuberías aisladas y en casos por medio de elementos eléctricos incorporados al aislamiento.

Las presiones y caudales de oxígeno y vapor se regulan automáticamente así como las proporciones de los componentes. Las instalaciones Thomas que trabajan con oxígeno-vapor están bien equipadas de instrumentos de unificación, registro e integración. Las temperaturas, presiones y caudales de cada componente se miden y se registran además de las de las mezclas.

Cuando se usan mezclas de oxígeno-vapor el volumen total del viento es considerablemente menor que con el aire. Es necesario, por lo tanto, reducir la superficie del área de la tobera para mantener una presión similar. Esto se logra reduciendo el número de agujeros al 60 por ciento de lo usual.

Las mezclas de oxígeno-vapor dan lugar a menor duración del fondo del convertidor pero el inconveniente se ha evitado, usando tubos de cobre como forro de los orificios de tobera.

Una cuestión importante en relación con el problema de los métodos de producción es lo relacionado con la contaminación del aire. Los métodos de soplado con oxígeno, desgraciadamente producen volúmenes grandes de humos pardos oscuros de óxido de hierro como resultado del trabajo a altas temperaturas. La depuración de los humos es posible como se ha probado en las fábricas del sistema L-D de Dofasco y McLouth, pero debido al pequeño tamaño de la partícula de óxido de hierro es sumamente costoso. Por fortuna, el método de oxígeno-vapor no produce la misma cantidad de humos pardos y es aceptado mejor en las zonas pobladas.

5. MEZCLAS DE OXÍGENO-ANHIDRIDO CARBÓNICO

Como ya se ha indicado antes, las mezclas de oxígeno-anhidrido carbónico en la proporción de 1 a 1 se emplean en el convertidor Thomas en vez de aire para producir aceros bajos en nitrógeno. El método se ha descrito por Mayer y otros (9) y por Kalling (10). El primero hizo ensayos en convertidores de 25/30 toneladas de capacidad con áreas de tobera reducidas en un 50 por ciento para asegurar la presión normal de soplado. El tiempo de soplado no era apreciablemente más corto que con aire. Aun cuando el nitrógeno alcanzaba de 0,002 a 0,006 por ciento, era más alto que el cálculo teórico debido a la presencia de 0,5 por ciento de nitrógeno en los gases de salida a pesar de utilizar gases de pureza 99,7 por ciento. Kalling obtuvo contenidos de nitrógeno de 0,0055 por ciento que eran los mismos de las operaciones de comprobación con soplado de aire y dedujo también que

esto era debido a un anhidrido carbónico impuro. Empleando oxígeno y anhidrido carbónico a razón de 55 a 45, el consumo promedio de oxígeno era de 630 pies cúbicos y el de CO₂ de 525.

6. EL MÉTODO DEL CONVERTIDOR ÁCIDO O BESSEMER

Aun cuando el método primitivo del convertidor era con revestimiento ácido, se fabrica hoy con él muy poca cantidad de acero. Se usa principalmente en los Estados Unidos como medio de afino previo al tratamiento en horno de solera. Se han hecho ensayos con aire enriquecido en oxígeno por McDonough (11), Rogers y Sánchez (12). McDonough demostró que para la obtención de acero Bessemer (ácido) la adición de chatarra de acero se podía aumentar de 10 hasta 18,3 por ciento con soplado de aire, empleando 1.000 pies cúbicos de oxígeno por minuto en los seis minutos finales. La chatarra adicional por 1.000 pies cúbicos de oxígeno fue de 8.333 lb en una carga total de 60.000 lb. El enriquecimiento alcanzaba 22,5 por ciento de oxígeno. Rogers y Sánchez investigaron el efecto de agregar 1.000 pies por minuto en los cuatro minutos finales del soplado, empleando cargas con un 0,90 y 1,90 por ciento de silicio. Con soplado normal de aire y con 1,4 por ciento de silicio en el arrabio se podía agregar 6 por ciento de chatarra, pero ésta aumentaba a 9,0/17,9 por ciento con el aumento de silicio y 4.000 pies cúbicos de oxígeno.

No parece haberse hecho ensayos con mineral de hierro. Con arrabio alto en silicio no parece haber razón para que no se pueda usar mineral de hierro en vez de chatarra si se utiliza aire enriquecido. Sobre la base de los efectos de enfriamiento con mineral y chatarra indicados por Leroy y Devernay (3), un convertidor de 67.000 libras de capacidad debe absorber de 2.180 a 4.360 libras de mineral con arrabio de 0,90 a 1,90 de silicio. Se obtendrá un menor tiempo de soplado y se recuperará el hierro del mineral.

No es posible esperar que se pueda producir acero bajo en nitrógeno sin la sustitución del aire por un soplado libre de nitrógeno. No hay referencia de fábrica alguna que emplee mezclas de oxígeno-vapor en el convertidor ácido, pero no hay razón alguna en contra cuando existan arrabios bajos en fósforo junto con abastecimientos limitados de combustible y de chatarra.

7. LA APLICACIÓN DEL OXÍGENO A LA PRÁCTICA DEL HORNO BÁSICO DE SOLERA

El oxígeno está encontrando creciente aceptación en el método básico del horno de solera con el objeto de a) tratamiento previo del arrabio antes de llevarlo al horno de solera; b) ayuda a la fusión por enriquecimiento de la llama en oxígeno, y c) decarburación en la producción de acero de bajo carbono.

8. TRATAMIENTO PREVIO

Como medio de disminuir la carga metalúrgica en el horno de solera, se ha establecido en muchas acerías la previa desiliciación. La práctica es inyectar oxígeno en el metal bien por medio de una lanza que se inutiliza o por una tobera enfriada por agua en la presencia de escoria caliza. El silicio se oxida con un aumento de la temperatura del metal. Puede agregarse un 25 por ciento de chatarra, según el contenido original de silicios y la can-

tividad eliminada. Para eliminar el silicio de 1,20 por ciento a 0,40 por ciento se necesitan 225 pies cúbicos de oxígeno por tonelada corta de arrabio y una adición de caliza del 2,5 por ciento para formar una escoria monobásica. El oxígeno se agrega a razón de 7 a 10 pies cúbicos por minuto y por tonelada. Los ciclos del horno de solera son con esto más cortos y menor el consumo de combustible, fundentes y refractarios.

Este método se ha extendido a una cierta eliminación de fósforo. Se ha obtenido acero de 1,50 por ciento de carbono con 0,10 por ciento de fósforo por tratamiento previo en la cuchara y empleando dos escorias. El horno Rotor se ha desarrollado en Suecia y Alemania con objeto de producir arrabio de contenido bajo en metales para un afino final en horno de solera.

9. AYUDA A LA FUSIÓN POR EL ENRIQUECIMIENTO DE LA LLAMA

En el Reino Unido se ha desarrollado gran actividad en los últimos años aplicando el oxígeno para enriquecer la llama en el horno de solera, con todos los tipos de combustible. Como era de esperar, el mayor beneficio se obtuvo con los combustibles de alto valor calorífico utilizados en los hornos con una elevada proporción de metal frío. El efecto fue menos pronunciado en hornos con cámaras de emparrillado de ladrillo y conductos de capacidad limitada.

Utilizando gas mixto o gas de horno de coque con alquitrán en un horno basculante de 300 toneladas de capacidad con 80 por ciento de metal caliente, Jackson y otros (13) mostraron que, aumentando la proporción de combustible durante la carga y la fusión, e introduciendo oxígeno para quemar el combustible adicional, se podía obtener un aumento de 5 a 6 por ciento, comprobándose una reducción global de 2,5 *therms** por tonelada. Los hornos con una proporción de combustible líquido tienen dos quemadores y el oxígeno se introduce por dos tubos de 3/4 de pulgada de diámetro en la camisa de agua por debajo del orificio del gas de horno de cok. Se emplean toberas enfriadas con agua calentando con gas mixto. El oxígeno se emplea a razón de 22.000 a 25.000 pies cúbicos por hora en periodos de hasta 2 horas y el consumo es de 150 a 170 pies cúbicos por tonelada.

En la Consett Iron Co. Ltd. se adoptó el oxígeno para enriquecer la llama en hornos de 175 toneladas con carga de 70 por ciento de chatarra, calentados con gas de horno de coque y alquitrán. Debido a la capacidad limitada del emparrillado de ladrillos de las cámaras, el volumen del gas residual tenía que mantenerse en la cifra normal y, en consecuencia, la proporción de aire se reducía empleando combustible en exceso con el oxígeno. El aporte térmico se aumentó en 20 por ciento durante la fusión incrementando la proporción de alquitrán y añadiendo oxígeno. Este se agrega a razón de 30.000 a 35.000 pies cúbicos por hora durante 3 a 4 horas, lo que aumenta la productividad en un 15 por ciento. La vida útil del horno se prolonga, pues el oxígeno se puede emplear hacia el fin de la campaña para enriquecer el volumen reducido del aire debido a limitaciones del emparrillado de ladrillo. Está en vías de construcción una fábrica de oxígeno de 100 toneladas por día para atender la demanda de la acería.

* 1-therm = 100.000 B. T. U.

Un trabajo igual se está llevando a cabo en hornos de 90 toneladas con calentamiento de aceite que cargan una proporción de 45 a 50 por ciento de metal caliente. Los resultados señalan aumentos de productividad de 12 a 15 por ciento.

10. DECARBURACIÓN EN LA FABRICACIÓN DE ACEROS DE BAJO CARBONO

Para la producción de aceros por debajo de 0,10 por ciento, la decarburación por oxígeno se ha hecho práctica habitual en los hornos de solera. El oxígeno se puede introducir por medio de una lanza que se consume o por boquillas enfriadas por agua a través de la bóveda o de la puerta del horno. La lanza da mayor rendimiento en oxígeno que la boquilla, pero en algunas de las modernas fábricas, con sistemas frontales de carga y cargadores de piso, esto no es practicable. La boquilla de bóveda enfriada por agua es independiente de las condiciones del piso y se puede gobernar a distancia. Es necesario un espacio razonable por debajo de la bóveda del horno.

El efecto del oxígeno es una aceleración en la eliminación del carbono, un aumento más rápido de la temperatura del baño y la obtención de un carbono más bajo final.

En la práctica habitual con mineral hay que suministrar carbón para fundir éste en una fase del proceso en que hay una transferencia reducida del calor al metal debido a la presencia de un gran volumen de escoria. El punto de fusión del metal se eleva conforme se va eliminando el carbono. Existen, en consecuencia, siempre problemas térmicos cuando se produce acero de bajo carbono y el proceso se prolonga usualmente con graves efectos para los refractarios. La decarburación por oxígeno logra el resultado en un tiempo más corto, una temperatura final mayor, menor hierro en la escoria y menor desgaste en los refractarios. La temperatura de la bóveda no se afecta con esto.

Isaacs (14) ha dado los resultados en un horno de 110 toneladas, en que el carbono se redujo de 0,22 a 0,24 por ciento en 21 minutos, utilizando lanzas y resultando una economía de tiempo de 1 hora a 1 1/2 hora con un consumo de oxígeno de 109 pies cúbicos por tonelada. El combustible se redujo durante la inyección con alguna economía y la temperatura de la bóveda descendió. Al obtener acero con 0,03 por ciento de carbono por los procedimientos habituales el hierro en la escoria alcanzaba 30 por ciento, mientras que empelando oxígeno era de 15 por ciento.

Kesterton (15) mostró que empleando una tubería enfriada con agua en un horno de 200 toneladas, el carbono se redujo de 0,35 a 0,07 por ciento a razón de 42 puntos por hora comparado con 14 puntos empleando mineral. Del mismo modo, el carbono del baño se reduce a 0,07 en 45 minutos comparado con 140 minutos si se emplea mineral. Se comprobó una reducción de 20 minutos en el tiempo del reacondicionamiento del horno y una economía de 100 a 150 galones imperiales de combustible. La duración de la bóveda se prolongó en una o dos semanas. El oxígeno se introdujo a razón de 46.000 pies cúbicos por hora a una presión de 210 p. s. i. El consumo fue de 150 pies cúbicos por tonelada. Una fábrica de oxígeno de 100 toneladas diarias suministrará el oxígeno para esta aplicación.

II. EL EMPLEO DEL OXÍGENO PARA LA DECARBURACIÓN EN LOS HORNOS ELÉCTRICOS DE ARCO

El horno eléctrico de arco se utiliza principalmente para la fabricación de aceros de aleación y para fundición de acero. El oxígeno por medio de lanzas y de toberas se utiliza para eliminar en estos aceros una gran proporción de carbono. La fabricación de aceros inoxidable con cargas de 100 por ciento de chatarra se ha hecho posible por el hecho de que el óxido de carbono es más estable a altas temperaturas que el óxido crómico. Por esto, cuando se emplea oxígeno para eliminar el carbono, el aumento de temperatura asegura que el carbono se oxide con preferencia y se obtiene un acero de bajo carbono aun en la presencia de elevadas proporciones de cromo. Este se oxida en parte, pero el óxido presente en la escoria hasta el 90 por ciento puede reducirse a cromo metálico sin la ayuda de reductores apropiados. El consumo de oxígeno varía entre 600 y 1.000 pies cúbicos por tonelada, lo que debido a las ventajas que se obtienen y al alto costo del producto es una pequeña parte de los costos de producción.

La reducción del carbono se practica también en aceros al carbono de aleaciones bajas y medianas con reducción en los costos de energía, refractarios, mano de obra y materias primas.

El oxígeno se introduce a razón de 60 a 100 pies cúbicos por minuto, por tonelada al fabricar aceros inoxidables y de 30 a 50 pies cúbicos por minuto y tonelada para aceros al carbono. Las cifras se aplican a hornos de capacidad entre 2 y 20 toneladas. Las proporciones específicas son menores para hornos más grandes. El oxígeno se suministra habitualmente en forma de gas licuado.

Para la fabricación de grados comerciales de acero se han utilizado hornos eléctricos grandes que llegan a las 200 toneladas de capacidad. En la actualidad funcionan con cargas de chatarra aun cuando se han realizado intentos para cargar con arrabio caliente. Los costos menores de inversión y la mayor productividad hacen atractivo el horno eléctrico, pero éste no ha probado en la práctica resultados apropiados cuando se utiliza una proporción elevada de metal caliente.

Una posibilidad interesante radica en el empleo de alguna forma de tratamiento previo con oxígeno, bien en una cuchara, en horno rotativo o en mezclador activo a fin de obtener un hierro de carbono medio de bajo fósforo junto con el afino final en horno eléctrico. La chatarra y el mineral podrían utilizarse para el enfriamiento para la fase de previo afino y la chatarra podría agregarse también en el horno eléctrico. Sería posible entonces una productividad comparable con la de los métodos modernos neumáticos. Los costos de inversión serían razonables puesto que no serían necesarios los transformadores de gran potencia ya que no intervendrían en el período de fusión.

12. ASPECTOS ECONÓMICOS

La selección del método o métodos para la fabricación de acero en cada lugar, en particular, depende por entero de un número de factores económicos entre los cuales están:

- a) materias primas disponibles;
- b) combustibles y refractarios disponibles;
- c) chatarra devuelta por el consumidor;

- d) costos de capital y de funcionamiento;
- e) mercados potenciales de consumo;
- f) distancia entre las fuentes de materia prima, centros de producción y mercados consumidores;
- g) distancias a otros centros de producción de acero de alta efectividad;
- h) proximidad de servicios auxiliares, electricidad, agua, etcétera.

Todos estos factores deben considerarse atentamente y efectuar la comparación de las posibilidades económicas de cada procedimiento.

Los países latinoamericanos poseen en conjunto grandes recursos de mineral de hierro de alta ley y extensos depósitos que no han sido investigados totalmente. Los minerales de alto grado contienen de 40 a 68 por ciento de hierro y se presentan en forma de magnetitas y hematitas de bajo azufre y fósforo. Los depósitos —todavía no estudiados en parte— tienen de 20 a 60 por ciento de hierro. La producción de mineral en 1956 (16) se estimó en 9 millones de toneladas con un 60 por ciento de hierro, procedentes principalmente del Brasil, Chile y Venezuela. La producción brasileña aumentará probablemente de $3\frac{1}{2}$ a 6 millones de toneladas y la venezolana de $2\frac{1}{2}$ a 18 millones en un próximo futuro. En la actualidad, la mayoría del mineral se exporta a los Estados Unidos ya que la producción de acero en América Latina es relativamente baja y se estimaba en 1955 en 2,14 millones de toneladas. El cuadro 8 (16) resume las principales reservas del mineral de hierro.

La mayoría de las reservas cubicadas apenas requieren preparación previa y no presentan serios problemas en los altos hornos ordinarios. En el Brasil y en Venezuela existen grandes depósitos de minerales de bajo fósforo muy apropiados para el convertidor L-D e incluso para el convertidor ácido (Bessemer). Los minerales más altos en fósforo se prestan para el horno de solera básico o el convertidor Thomas con soplado de oxígeno-vapor.

Los depósitos de carbón son desgraciadamente limitados y de bajo poder de coquización. La mezcla con carbones importados mejora la calidad, pero el transporte tiene que realizarse a grandes distancias. Estos inconvenientes indican que serían económicamente aceptables aquellos sistemas que no consuman combustible o lo consuman en corta cantidad.

Chile posee depósitos de bajo fósforo apropiados para el convertidor ácido y grandes depósitos de alto fósforo más apropiados para el horno de solera. Estos últimos tipos podrían tratarse, sin embargo, en convertidores Thomas de oxígeno-vapor y, en particular, con soplado parcial de superficie. La actual industria de acero se basa en el convertidor de acero y en el horno de solera.

La industria argentina del acero se basa, en la actualidad, en la fusión de chatarra, en hornos de solera o en hornos eléctricos aun cuando hay en construcción una nueva fábrica siderúrgica. Los recursos de mineral son limitados y no existe carbón apropiado. Resulta, pues, que la mayoría del mineral disponible tendrá que seguir exportándose. El depósito mayor de mineral de hierro es muy alto en fósforo, lo que exigirá una mezcla con minerales importados para poder realizar un tratamiento en el convertidor Thomas.

Colombia posee depósitos y reservas de mineral apropiados para el convertidor Thomas y hay carbones disponibles. Funciona en la actualidad una acería de conver-

Cuadro 8

RECURSOS DE MINERAL DE HIERRO DE LOS PAÍSES LATINOAMERICANOS (SEGÚN VALDÉS) (16)

País	Mineral	Contenido				Reservas	
		Fe	SiO ₂	O	S	(millones de toneladas)	
						cubicadas	posibles
Brasil	Hematita	66	0,14	0,02	0,01	1.250	
	Hematita	50	6,00	0,14	0,01	500	14.500
	Itabirita	30/50	0,05	0,05	0,01		36.300
Venezuela	Hematita	68	0,30	0,03	0,03	100	150
	Hematita	63	0,70	0,15	0,01	400	1.000
	Hematita	65/64	0,80/0,90	0,10/0,15	0,01/0,02		550
	Itabirita	45	50,0/53,0				520
Perú	Hematita	56	4,0	0,03	0,50	40	630
	Hematita	46/60	4,0/8,0	0,20	0,40/0,60		96
Chile	Hematita	61	4,5	0,22	0,14	47	60
	Magnetita	64	4,0	0,02	0,40	5	10
		60	3,5	0,17	0,02		10
		56	10,0	0,06	0,06	5	
		63	5,0	0,25	0,12	20	
	Taconita	40	35,0	0,02	0,30		200
	Magnetita	25	70,0	0,02	0,15		300
Otros	53/64	3,5/8,0			0,43	37,8	
Argentina	Hematita	50	4,0	1,50	0,50	20	60
	Limonita	40	35,0	0,30	0,15	6	100
Bolivia	Hematita	50	13,00	0,01	0,16		500
Colombia	Hematita	48	10,0	1,00	0,05	19	82
	Limonita	20/30					380

tidor Thomas y sin duda alguna se están estudiando las últimas técnicas del soplado.

En términos generales —y con la excepción de Colombia— los países latinoamericanos no poseen grandes depósitos de carbono y los que existen no se prestan para la fabricación de coque. Como estos países no ofrecen una alta industrialización, la disponibilidad de chatarra para las acerías sería costosa y limitada en cantidad. Se requieren, por lo tanto, sistemas de producción que exijan la mínima cantidad de combustible y de chatarra.

Aun cuando el capital necesario para la fabricación de acero es sólo una fracción del total que exige una fábrica siderúrgica integrada, es de la mayor importancia en los países de recursos financieros limitados, pero en desarrollo industrial, considerar la creación de una fábrica que exija el equipo mínimo puesto que en la industria del acero, la relación del capital invertido con la producción es relativamente baja y la economía es esencial en esta dirección. Una consideración igualmente importante es la de los costos de funcionamiento. La fusión representa una proporción elevada de los costos totales del funcionamiento de una fábrica siderúrgica. En consecuencia, la selección del sistema de producción de acero debe basarse principalmente en la menor inversión de capital con los costos de funcionamiento dentro de las limitaciones impuestas por el mineral, la chatarra y los combustibles disponibles.

Los costos comparativos de inversión para los diferentes medios de producción de acero basados en fábricas diseñadas para Latinoamérica se trataron en un informe presentado a la CEPAL por C. F. Ramseyer (17). Aun cuando el trabajo se preparó en 1942 los costos relativos se han matenido no obstante la tendencia creciente de los

precios. Ramseyer señaló costos de inversión para 6 métodos diferentes de producción de acero en el supuesto de que la acería formara parte de una siderúrgica integrada que dispusiera del suministro adecuado de arrabio líquido y que adquiriera solamente el 10% de chatarra, suplementando esta proporción con el resto disponible en la propia fábrica. Los costos se cifraron sobre la base de dólares por tonelada de lingote y se señalaron para acerías de 100.000, 250.000, 500.000 y 1.000.000 de toneladas anuales de capacidad. Las fábricas con hornos eléctricos solamente o con convertidores ácidos y hornos eléctricos básicos, bien como unidades auxiliares de fusión o para el afino del metal del convertidor, presentaban los costos más bajos de inversión. Seguía el convertidor Thomas con hornos eléctricos para refundir el exceso de chatarra. El horno básico de solera resultaba de costo más alto siendo la diferencia más marcada en los niveles de alta producción. El horno de solera en Duplex daba el costo más alto. El cuadro 9 muestra los costos relativos de cada método.

El horno eléctrico básico tendría que depender de suministros exteriores de chatarra y, por lo tanto, tiene que eliminarse como la unidad de fusión mayor en una siderúrgica integrada.

El convertidor ácido ofrece posibilidades desde el punto de vista de inversión de capital y muchos minerales de Latinoamérica se prestan a este método. El principal inconveniente sería el contenido alto de nitrógeno del acero. No se han indicado ensayos para utilizar técnicas de soplado de mezclas, aun cuando en Estados Unidos (11 y 12) se ha señalado el aumento del uso de chatarra con el soplado de aire enriquecido en oxígeno. No parece ha-

Cuadro 9

COSTO CALCULADO DE INVERSIÓN PARA ACERIAS DE 100.000, 250.000, 500.000 Y 1.000.000 DE TONELADAS ANUALES DE LINGOTE (SEGÚN RAMSEYER)

Método	Producción anual y costos de inversión en dólares por tonelada de lingote			
	100.000 ton	250.000 ton	500.000 ton	1.000.000 ton
Horno eléctrico básico	33,03	19,93	20,01	17,63
Convertidor ácido con hornos eléctricos auxiliares	39,64	23,78	16,74	
Convertidor ácido con Duplex básico eléctrico	46,73	27,36	22,82	18,50
Convertidor básico con hornos eléctricos auxiliares	59,18	36,42	24,93	19,81
Horno de solera básico fijo tradicional	46,76	37,71	30,58	28,02
Convertidor ácido y horno de solera básico Duplex		46,25	34,09	31,16

ber razón fundamental para que no se empleen las mezclas de oxígeno-vapor o bien oxígeno-CO₂.

El convertidor Thomas ofrece después el menor costo de inversión excepto en los niveles bajos de producción. Muchos de los minerales latinoamericanos son apropiados a la producción de arrabio tipo Thomas y los de bajo contenido de fósforo se podrían tratar en convertidor por medio del soplado por aire enriquecido, por el soplado de oxígeno-vapor o por el combinado de oxígeno-vapor y soplado de superficie. Los hornos eléctricos auxiliares proveerían el medio para refundir la chatarra necesaria y el mineral de hierro se utilizaría en caso necesario para el enfriamiento. El convertidor Thomas es adecuado muy especialmente porque no requiere combustible adicional. La producción es muy favorable en relación con el capital invertido y se pueden obtener aceros de alta calidad. Las instalaciones de horno de solera no parecen adecuadas en este caso desde el punto de vista de inversión de capital.

Krebs, en un informe a la misma Conferencia (18), trata de los costos de funcionamiento y de materiales aun cuando las cifras se refieren a la práctica alemana. Los procesos más atractivos en cuanto al costo de funcionamiento son los del convertidor L D seguidos muy de cerca por el convertidor Thomas. El Duplex con horno de solera da una cifra doble que el Thomas y el de horno de solera la da aún mayor. Los costos de los materiales son los más bajos para el horno eléctrico como había de esperarse de un país con abundante chatarra; en las mismas condiciones el horno de solera es favorable. Los del convertidor Thomas son más altos que los del horno de solera, pero tan sólo en lo que se refiere a la disponibilidad de chatarra de acero. Cuando hay poca chatarra disponible el convertidor Thomas ofrece ventajas sobre el horno de solera. En el conjunto combinado de los costos de materiales y de funcionamiento el convertidor Thomas es el mé-

todo más barato para la producción de acero y esto se aplicaría también al convertidor ácido o Bessemer.

Todos estos puntos tienen que ser estudiados en relación con circunstancias locales. Con la situación dominante en cuanto a materiales, el método más apropiado sería el del convertidor modificado Thomas, o bien el convertidor Bessemer, como más barato y más satisfactorio para la producción de acero junto con hornos básicos de solera o eléctricos para utilizar el excedente de chatarra y obtener aceros de alto carbono. Se observará que el horno eléctrico no se desecha en una planta integrada, pero su funcionamiento puede dificultarse en los lugares en que haya escasez de energía y de chatarra. La introducción de energía eléctrica más barata obtenida por la energía atómica es una posibilidad importante que haría más atractivo el horno eléctrico como unidad auxiliar de fusión.

Son factores de la mayor importancia para la decisión sobre el tamaño y el emplazamiento de una acería los mercados potenciales consumidores así como la distancia de otros centros de producción de acero de alta efectividad. Mientras que técnicamente una acería puede ser posible en una localidad debido a la disponibilidad de materias primas puede no tener un gran mercado potencial consumidor en una distancia económica en que pueda competir con las importaciones de países de más alto nivel industrial.

BIBLIOGRAFIA

- (1) W. Eilander y W. Roesner, *Stahl u. Eisen*, vol. 59, 21 septiembre de 1939.
- (2) G. Hudson, L'Institut de Recherches de la Siderurgie, Publicación A. 5, marzo 1949.
- (3) P. Leroy y E. Devernay, *Revue Metallurgie*, 1951, vol. 48, 1 y 2.
- (4) P. Coheur, *Revue Metallurgie*, 1951, vol. 48, No. 1.
- (5) Kalling, Johannsson y Lindskog, "The Use of Oxygen Carbon Dioxide instead of Air in the Final Stages of the Basic Bessemer Process", *Journal of the Iron & Steel Institute*, agosto 1951.
- (6) P. Coheur y H. Kosmider "On the Basic Bessemer Process", *Journal of Metals*, julio 1954.
- (7) H. Kosmider, H. Neuhas y A. Weyel, *Stahl u. Eisen*, vol. 74, 1954.
- (8) P. Coheur, *Revue Universelle des Mines*, 1955, vol. 10.
- (9) K. Mayer, H. Knuppel y H. J. Darmann, *Stahl u. Eisen*, vol. 72, 1952 y K. Mayer, H. Knuppel y H. Pottgiesser, *Stahl u. Eisen*, vol. 72, 1952.
- (10) B. Kalling, *Iron & Coal Trades Review*, vol. 167, 1951.
- (11) W. G. McDonough, *Yearbook of American Iron & Steel Institute*, 1951.
- (12) T. Rogers y L. T. Sánchez, *Journal of Metals*, vol. 4, 1952.
- (13) W. Jackson, R. Wogin y R. Johnson, *Iron & Coal Trades Review*, 14 de octubre de 1955.
- (14) S. R. Isaacs, BISRA Steelmaking Conference, mayo 1954.
- (15) A. J. Kesterton BISRA Steelmaking Conference, mayo 1954.
- (16) *Survey of World Iron Ore Resources*, United Nations Department of Economic & Social Affairs, 1955.
- (17) C. F. Ramseyer, "Comparative investment cost for different steel making processes", *A Study of the Iron and Steel Industry in Latin America*, Publicación de las Naciones Unidas, No. de venta: 1954. II G. 3, vol. II, p. 316.
- (18) Ernst Krebs, "The balance of materials and the economic comparison of the different steelmaking processes," *op. cit.* (17), p. 303.

Cualidades de los aceros obtenidos en convertidores con soplado de oxígeno*

por KARL G. SPEITH

El creciente nivel de vida de los países ha estimulado una gran demanda de hierro y acero que ya no puede satisfacerse plenamente con los suministros de que se dispone. A fin de obtener mejoras económicas y de calidad se está tratando de utilizar al máximo todas las ventajas que derivan del empleo del oxígeno puro en la producción de acero. Tal vez ahora puedan resumirse las posibilidades que se presentan a tal efecto, como asimismo sus limitaciones, y comparar la producción y las propiedades de los aceros afinados con oxígeno y las de los aceros "clásicos", conviene anticipar que, dado el gran número de aceros producidos por este procedimiento, el presente estudio no podrá ser completo; se limitará, pues, a exponer lo más importante.

Como es bien sabido, todos los procedimientos para la producción de acero en gran escala son procesos de oxidación, es decir, que en el curso del afino las impurezas del arrabio o del acero se eliminan por este medio hasta obtener los porcentajes definitivos que se necesitan. La idea, un tanto evidente, de emplear también oxígeno puro para el afino del acero se concibió hace mucho. Por ejemplo, Henry Bessemer, en su patente del año 1856,¹ menciona ya la posibilidad de convertir arrabio en acero empleando oxígeno puro. Sin embargo, ha pasado mucho tiempo antes de que pudiera realizarse tal idea. Sólo cuando fue posible producir oxígeno puro en forma económica y en gran escala industrial —esto es, a un costo razonable— se despejó el camino para emplearlo también en la industria siderúrgica. Los años recientes revelan un aumento continuo en el consumo de oxígeno puro. Las fábricas habituales de oxígeno, con una producción de alrededor de 5.000 Nm³/h, proporcionan oxígeno con un grado de pureza de hasta 99,5 por ciento a un costo de producción que sigue siendo razonable. Este costo depende sobre todo del de la energía. La cantidad de energía necesaria varía de 0,55 a 0,6 KWH por Nm³ de oxígeno.

Por el progreso registrado desde 1945 puede verse que en especial los procedimientos de afino (convertidor) —y sobre todo los del convertidor Thomas o básico— emplean el aire enriquecido en oxígeno para obtener ventajas cualitativas y económicas. Además, se han ideado procedimientos especiales, que emplean como medio de afino, ya sea mezclas de vapor y oxígeno (o de anhídrido carbónico y oxígeno) utilizando una inyección de fondo —tal como en el sistema clásico de afino del convertidor—, u oxígeno técnicamente puro, soplado sobre el baño o dentro de él.

En un principio se cifraron grandes esperanzas en aplicar el sistema a los hornos de solera, pero se vieron defraudadas en medida considerable a causa de la poca duración del revestimiento refractario. El soplado de oxígeno en el baño, con lanzas de inyección, ha resultado en cambio satisfactorio, especialmente en la producción de acero dulce.

La mayor parte del acero que hoy se produce se obtiene mediante los procedimientos de horno de solera o convertidor, pero este último se ha ampliado hoy con el empleo exclusivo de oxígeno puro. La diferencia funda-

mental entre estos dos procedimientos puede apreciarse por el hecho de que el método de horno de solera utiliza calor externo adicional (de gas o petróleo en el horno Martin-Siemens o de energía eléctrica, en los hornos de arco para la fusión), mientras que el procedimiento del convertidor no requiere este calor externo adicional, pues el calor necesario se obtiene por oxidación de las impurezas del arrabio. En los procedimientos que utilizan oxígeno puro como medio de afino, las reacciones se intensifican de manera considerable, debido a la ausencia de nitrógeno y es posible obtener enormes cantidades adicionales de hierro añadiendo chatarra o mineral. También existe la posibilidad de un aumento adicional de temperatura oxidando el monóxido de carbono en anhídrido carbónico, obtenido en el horno y el convertidor.

Si se estudian debidamente estas diferencias fundamentales entre los procedimientos de horno de solera y el convertidor, será fácil descubrir las formas más adecuadas de recipiente. En los procedimientos que emplean oxígeno puro como medio de afino —por ejemplo el procedimiento LD— se ha mantenido el convertidor en forma de recipiente o depósito, aunque se han hecho ciertas adaptaciones sobre el particular, tales como el horno de solera basculante (1), el horno de B. Kalling, de tipo de tambor rotatorio (2) y el sistema Oberhausen de "rotor". Hasta ahora estos últimos procedimientos y medios de afino no han sufrido las necesarias pruebas industriales en gran escala, y a la luz de los acontecimientos futuros se verá cuál posibilidad será la más conveniente. En todo caso, los primeros resultados han sido alentadores.

Antes de comparar los diversos procedimientos de fabricación y los tipos de acero que se obtiene con ellos, procede formular algunas consideraciones fundamentales. Las propiedades mecánicas del acero —y en consecuencia el empleo a que se destina— están determinadas en gran medida por su composición química y su estructura. También hay que considerar el contenido de oxígeno, nitrógeno, hidrógeno y aluminio, así como los elementos en "trazas". Considerando asimismo el grado de impurezas de las inclusiones no metálicas, es posible afirmar, sobre la base del conocimiento y la experiencia, que un acero del mismo análisis e igual grado de pureza presenta siempre idénticas propiedades, cualquiera que sea el método de producción.

Cualquiera otra influencia del proceso de producción, sólo tiene un valor secundario. Todo procedimiento tiene necesariamente sus limitaciones en la producción normal. Por ejemplo, en cierto grado, el contenido final que se logre de carbono, fósforo, azufre y nitrógeno determina la amplitud de aplicación de un procedimiento, puesto que de esto se deducirá qué aceros pueden producirse económicamente por tales procedimientos.

La influencia perjudicial del alto contenido de fósforo y nitrógeno se descubrió hace ya mucho tiempo. Sigue siendo válida la fórmula establecida en 1910 por Strome-
yer (3), es decir: $P + 5N = 0,090$. No expresa otra cosa que el contenido total de fósforo en un acero no calmado más 5 veces el contenido de nitrógeno nunca debe exce-

¹ Patente británica No. 1292 del 31 de mayo de 1856.

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L. AII-5.

der de 0,090 por ciento, si la resiliencia en condiciones de añejamiento ha de dar un valor satisfactorio. Los aceros de embutición profunda están en una posición especial, puesto que les corresponde, además de su resiliencia, un bajo límite de fluencia. En los aceros calmados el contenido de fósforo y nitrógeno no produce los mismos efectos perjudiciales. En los aceros de más resistencia se aprovecha a veces el efecto del mayor contenido de fósforo y de nitrógeno en relación con el aumento del límite de fluencia.

Para los aceros calmados, el contenido de oxígeno antes de la colada es de importancia esencial, puesto que tiene que ajustarse por adiciones desoxidantes. Cuanto mayor sea el contenido de oxígeno, tanto mayor será también la cantidad de residuos de desoxidación no metálica, formados primariamente, lo que afecta el grado de pureza del acero. Esto ocurre en particular si se usa para el calmado gran cantidad de aluminio, puesto que se formará alúmina sólida que ascenderá con relativa lentitud en el baño metálico.

La cantidad de oxígeno disuelto en el acero se determina, primero, por su correspondiente contenido en carbono (4). Se ha probado que las cantidades de oxígeno en los aceros líquidos están contenidas en una banda relativamente estrecha de dispersión por encima de los valores de equilibrio del carbón-oxígeno (5). Los procedimientos en que se puede conservar un cierto contenido de carbono al efectuar la sangría son más favorables, en lo que se refiere al contenido de oxígeno de los aceros, que aquellos otros en que el carbono se afina por entero fuera del horno y en los que, aun después de la completa descarburación, hay que realizar un trabajo ulterior de afino. En el primer caso, que incluye todos los sistemas de solera y todos los que se basan en el empleo exclusivo de oxígeno puro, es posible obtener —por medio de las isoterms $[C] \times [O]$ de Vacher-Hamilton (6)— una buena regulación respecto al contenido aproximado de oxígeno en lo que no influye esencialmente la temperatura ni el contenido de hierro de la escoria.

En el último caso —en el que se incluyen los sistemas de convertidor, en particular el sistema básico o Thomas con todas sus posibilidades o variaciones (soplado con aire normal o enriquecido con oxígeno, así como con mezclas de oxígeno y vapor y de oxígeno y anhídrido carbónico, respectivamente)—, se necesita un afino ulterior después de completar la oxidación del carbono (defosforación sobre la escoria). En este procedimiento la influencia del carbono, que dificulta la recepción o absorción del oxígeno, favorece una acción directa recíproca entre el baño metálico y la escoria. El contenido de hierro de la escoria y la temperatura tendrán entonces gran influencia con respecto a la cantidad de oxígeno disuelto en el acero líquido (4).

Al comparar los procedimientos de fabricación del acero conviene también tener presente la importancia de precisar la correcta temperatura de sangría. En este aspecto los procedimientos de afino de solera son superiores a los del convertidor, aun cuando se emplee oxígeno puro como medio de afino. En el Martin-Siemens, o en el horno eléctrico, es posible mantener la temperatura final que se necesite entre $\pm 10^\circ\text{C}$. En el convertidor hay que contar con mayores variaciones de temperatura. Las variaciones en el análisis del arrabio, en las adiciones de chatarra y mineral, en los tiempos de soplado, etc., influirán conjuntamente en la temperatura final y sólo con cierta dificultad

pueden compensarse a falta del calentamiento externo, dada la velocidad a que se desarrolla el proceso. Igual cosa puede decirse de los procedimientos en que el aire se enriquece con oxígeno o en los que se emplean mezclas de oxígeno y vapor o anhídrido carbónico como medios de afino, y también de los que utilizan el oxígeno puro sopándolo en la superficie del baño o sobre ella (por ejemplo, el sistema LD). Otro inconveniente que afecta de modo general al afino en convertidor, en comparación con el afino en hornos de solera, es la prematura corrida de la escoria al colar el acero en la cuchara. Mientras que en el horno de solera el agujero de sangría se practica profundamente, de manera que el acero corre a la cuchara, y sólo después le sigue la escoria, en los convertidores no se puede evitar en la práctica que se descarguen pequeñas cantidades de escoria al mismo tiempo que se cuela el acero, ni evitar que alguna cantidad de escoria corra prematuramente con el acero. En este caso, se procura descargar previamente en la colada una gran parte de la escoria y retener la porción remanente, pero, como es natural no se puede precisar demasiado esta maniobra. En el soplado de tipos de arrabio con alto fósforo, la escoria que corre junto con el metal líquido puede dar lugar a reacciones improcedentes, como la refosforación del acero, lo que adquiere considerable importancia, en particular con los aceros enteramente calmados. De este modo, puede suceder que no se alcancen las especificaciones de bajo fósforo y que, por esta razón, el tipo de acero deseado no se pueda obtener en el convertidor. También el oxígeno de la escoria, al mezclarse con el acero en la cuchara, puede perjudicar sus propiedades. Por esto, hay que tener muy en cuenta todas las consideraciones anteriores al comparar los procedimientos en sus posibilidades económicas y metalúrgicas.

En los procedimientos de solera y de horno eléctrico el oxígeno se agrega por lo general durante el período de ebullición. Además, en el caso de los hornos de solera el aire de combustión se enriquece con oxígeno para acortar el tiempo de fusión y, si es necesario, utilizar gases más pobres. La adición del oxígeno al baño se efectúa por medio de lanzas inyectoras de oxígeno, esto es por medio de tubos de acero desnudos o con camisa que se introducen en el baño y que tienen que ser empujados hasta que se queman en el punto de inmersión. La ayuda prestada a la operación de afino por medio de la adición de oxígeno actúa en el sentido de acortar el período de ebullición. Además, tiene especial interés en la producción de aceros dulces —por ejemplo, para embutición profunda— o para la producción de aceros inoxidables de bajo carbono y de alta aleación (cromo-níquel) obtenidos en hornos eléctricos. Por regla general, sin embargo, hay que señalar que en la gran cantidad de aceros eléctricos y de solera —con excepción de los aceros muy bajos en carbono— no influye, en cuanto concierne a la calidad, el hecho de que el acero haya sido producido por un sistema normal de afino o que se haya agregado oxígeno, siempre que no se hayan efectuado errores metalúrgicos.

Los procedimientos tradicionales o "clásicos" de afino por medio del soplado son los de Bessemer y Thomas. En ambos casos, el arrabio se afina para convertirlo en acero mediante soplado de aire libre a través del baño. El afino se hace en convertidores provistos en su parte inferior de un fondo con orificios de inyección y que en un caso lleva un revestimiento ácido (Bessemer) y en el otro el básico

(Thomas). La gran cantidad de nitrógeno que obligadamente entra en contacto con el baño da lugar a un contenido final de nitrógeno muy elevado en el acero terminado. Este alto contenido de nitrógeno en los aceros "clásicos" purificados con aire —combinado con el alto contenido de fósforo— ha conducido a una calidad inferior de los aceros purificados con aire en comparación con los aceros afinados en horno de solera. Las imperfecciones en el acero purificado con aire motivaron cierta aversión por parte de los consumidores, lo cual se sigue manteniendo erróneamente aun en la actualidad.

Sólo empleando aire enriquecido con oxígeno, el contenido de nitrógeno —junto con otras medidas útiles— puede mantenerse tan bajo como el que corresponde al sistema de solera o Martin-Siemens (7). Aparte de esto, se obtienen ventajas económicas por este enriquecimiento de oxígeno como consecuencia del menor tiempo de soplado y del aumento en las adiciones de chatarra y mineral. Además del bajo contenido de nitrógeno, se puede obtener un contenido bajo de fósforo.

Respecto a la duración del convertidor y de los fondos, el aire no puede enriquecerse más que hasta un cierto límite, que se puede fijar en un 38 por ciento.

El contenido muy bajo de nitrógeno, que resulta ya inferior al del acero ordinario de solera (aproximadamente 0,002 por ciento) puede obtenerse con gas y vapor libres de nitrógeno (8). A este respecto se han seguido diversas orientaciones. Continuando con el soplado de fondo, hay en la actualidad tipos de arrabio fosforoso (arrabio Thomas) afinados en convertidores básicos con mezclas de oxígeno puro y vapor o bien de oxígeno y anhídrido carbónico. Las proporciones de la mezcla de oxígeno y vapor o anhídrido carbónico se mantienen por lo general entre 1:1 hasta 1:1,2. La economía de calor empleando estas proporciones de mezcla se compensa por la necesidad muy limitada de las adiciones de chatarra fría. Las variaciones importantes en las proporciones que se mencionan no deben admitirse en razón de la duración del convertidor y de su fondo. Al efectuar el soplado con mezclas de oxígeno a vapor, la mezcla tiene que ser calentada de 200 a 300°C para evitar la condensación de vapor.

Cuando como medio de afino se emplea tan sólo oxígeno técnicamente puro, no se puede soplarlo por el fondo pues éste se destruiría en breve tiempo. El oxígeno se inyecta por medio de boquillas enfriadas por agua sobre la superficie del baño. En Austria el soplado del arrabio para la conversión del acero por medio de oxígeno puro se ha desarrollado ya como operación industrial y ha producido hasta hoy unos 100.000 toneladas de acero anuales por el sistema llamado LD (9). Se han puesto en marcha después otras fábricas de acero por este sistema y otras más se hallan en construcción.

En principio es también posible tratar los arrabios ricos en fósforo soplando con oxígeno puro (10). Hasta un 0,5 por ciento de fósforo en el arrabio, la técnica del soplado del sistema LD se puede mantener esencialmente, esto es, con presiones de oxígeno y amplio suministro de este gas: El contenido de carbono se puede eliminar por completo y al hacerlo, el fósforo y el azufre quedan reducidos a una proporción muy baja. Si se emplea la misma forma de trabajo con mayores contenidos de fósforo, quedarán más importantes proporciones de éste en el baño metálico después de terminada la combustión del carbón, lo que exigirá un afino suplementario. Este sistema se

practicará en la misma forma en el convertidor básico soplando a través del fondo, pero ello ofrecerá dificultades por el hecho de que, después de completar la decarburación del metal, las reacciones de la escoria se verificarían más lentamente y pasarían a ella mayores cantidades de hierro por falta de agitación del baño. Por esta razón, en el caso de arrabios ricos en fósforo, el tratamiento se verifica de modo que se forme rápidamente la escoria para que el fósforo pase a ella simultáneamente con el carbono. La defosforación se puede efectuar en el momento preciso en que el contenido de fósforo se haya eliminado prácticamente, pero aún subsista un contenido apreciable de carbono en el baño metálico. Esta forma de operar tiene la ventaja de que la combustión del carbono se mantiene hasta el momento de la sangría, proporcionando el necesario movimiento al baño. Además, el baño se puede mantener con un contenido mayor de carbono. El período de reacción es similar al del horno de solera, pero dura mucho menos.

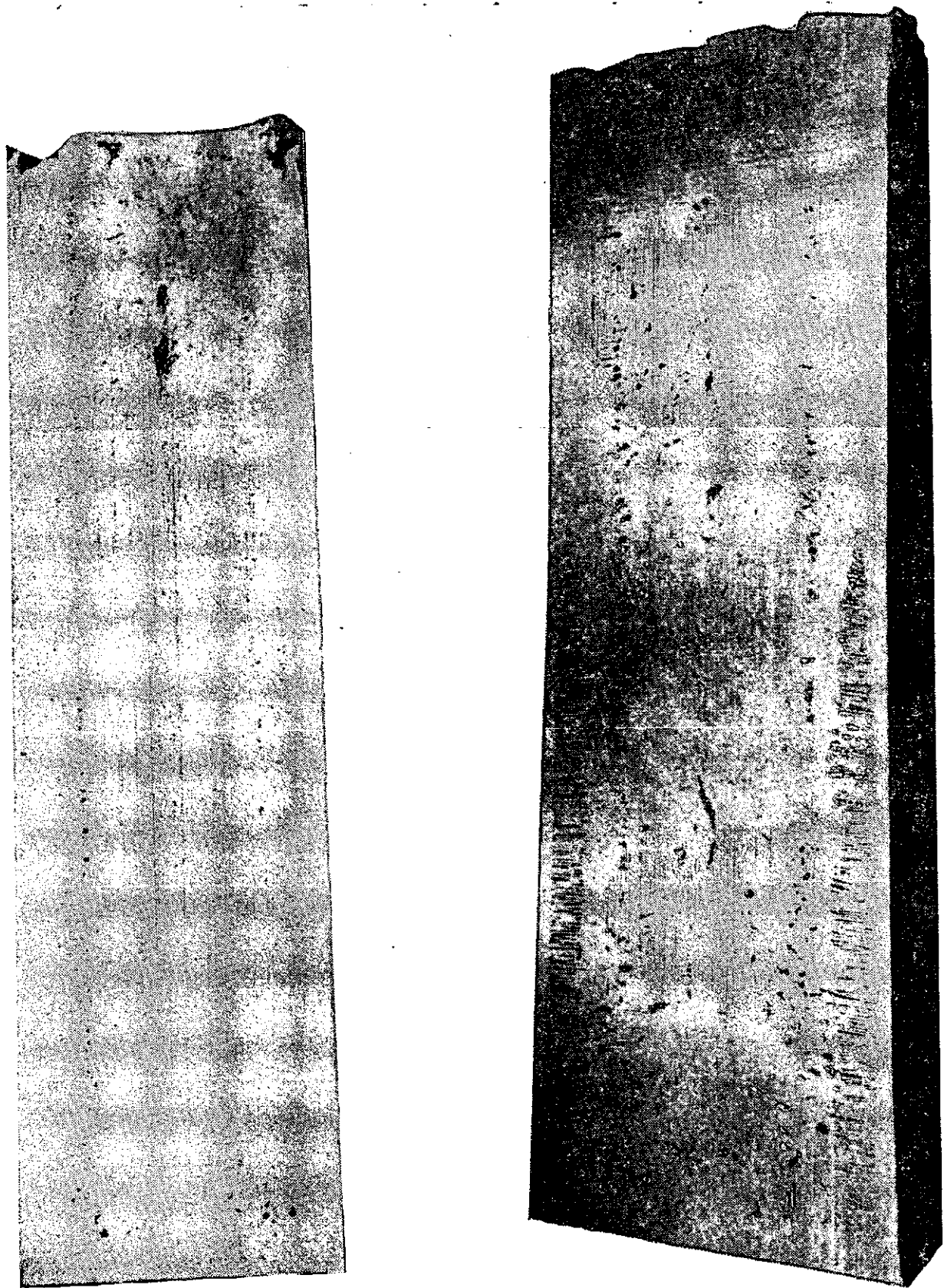
En el cuadro 1 se enumeran los análisis y los límites de temperatura de los diversos sistemas de fabricación de acero con o sin adición de oxígeno. Se trata de un problema más bien difícil, pero que debe afrontarse. Tanto el sistema de solera básica como el de horno eléctrico, por ejemplo, se adaptan muy en especial para la producción de aceros duros y calmados, lo que no se expresa en el cuadro. Sin embargo, teniendo presente las anteriores explicaciones, este cuadro puede ser útil. Los valores enumerados en él se refieren a las últimas muestras tomadas del horno o del convertidor. Puede agregarse aún, que en todos los aceros no calmados el contenido de oxígeno del acero solidificado en el lingote es siempre el mismo. Los valores consignados en este cuadro son el resultado de los ensayos realizados, pero es posible que deban corregirse para otros casos.

Se comprende fácilmente que los métodos de afino con oxígeno puro ofrezcan bastante interés para América Latina, porque sus minerales tienen en gran parte un bajo contenido de fósforo. La capacidad de producción de estos procedimientos es elevada y, además, los costos de inversión son más bajos en comparación con los del horno de solera. En este informe sólo se tratará de la calidad de los aceros. No hay duda alguna de que el afino con oxígeno puro produce un material excelente, no calmado, con bajo contenido de carbono, fósforo, azufre y nitrógeno. La mayor parte de la carga se compone de arrabio y apenas hay que temer la infiltración, ni aun en "trazas", de elementos perturbadores —cromo, cobre o níquel— si el arrabio muestra la necesaria pureza; por el contrario, es inevitable la presencia de estos elementos en los sistemas de solera y de horno eléctrico con carga sólida de chatarra. Al producir aceros calmados, es naturalmente más importante respetar la temperatura correcta. Si es posible disponer el baño metálico con una regulación notable de temperatura, se pueden también obtener buenos resultados en este caso. El contenido de oxígeno en el acero, como se vió, está determinado por otros factores, principalmente por el carbono del baño metálico y, en los aceros dulces, por el hierro de la escoria.

Antes de discutir las propiedades técnicas de los aceros, es aconsejable decir algo sobre la segregación de los elementos accesorios durante la solidificación del lingote en la lingotera. Esto se refiere en especial a los aceros no calmados, pues al aumentar el grado de calmado va reduciéndose la segregación del lingote. Como ejemplo se conside-

Figura 1

SECCIÓN LONGITUDINAL DE LINGOTES DE ACERO LD Y DE SOLERA, NO CALMADOS
(Aproximadamente 1/10 del tamaño natural)



ACERO LD, NO CALMADO:

0,09 % C, 0,45 % Mn, 0,016 % P, 0,02 % S, 0,003 % N

ACERO DE SOLERA, NO CALMADO:

0,11 % C, 0,43 % Mn, 0,020 % P, 0,027 % S, 0,005 % N

ANÁLISIS Y LÍMITES DE TEMPERATURA EN LOS DIVERSOS SISTEMAS DE PRODUCCIÓN DE ACERO

Método	Ultimo ensayo del convertidor y del horno, respectivamente						Variaciones que pueden esperarse en relación con la temperatura de colada en funcionamiento ordinario (\pm °C)
	C	Mn	P	S	N	O	
Básico							
Convertidor, soplado normal	<0,02	0,15/0,25	0,040/0,100	0,025/0,035	>0,010	0,060/0,100	$\pm 40^\circ$
Convertidor, enriquecimiento con O ₂	<0,02	0,10/0,20	0,030/0,070	0,020/0,030	0,006/0,012	0,060/0,100	$\pm 40^\circ$
Convertidor, mezclas de O ₂ /H ₂ O-vapor	<0,02	0,05/0,15	0,020/0,040	0,015/0,025	<0,004	0,060/0,100	$\pm 40^\circ$
Convertidor, mezclas de O ₂ /CO ₂	<0,02	0,05/0,15	0,020/0,040	0,015/0,025	<0,004	0,060/0,100	$\pm 40^\circ$
Convertidor, O ₂ , arrabio para fabricación de acero	>0,03	0,50/0,60	0,015/0,040	0,010/0,020	<0,005	0,010/0,050*	$\pm 40^\circ$
Convertidor, O ₂ , para convertidor básico	>0,03	0,10/0,20	0,020/0,050	0,015/0,025	<0,005	0,010/0,050*	$\pm 40^\circ$
Básico de horno de solera sin usar oxígeno	>0,05	0,15/0,50	0,020/0,040	0,025/0,040	<0,005	0,010/0,050*	$\pm 10^\circ$
Básico de horno de solera usando oxígeno	>0,02	0,08/0,50	0,015/0,030	0,012/0,030	<0,005	0,010/0,050*	$\pm 10^\circ$

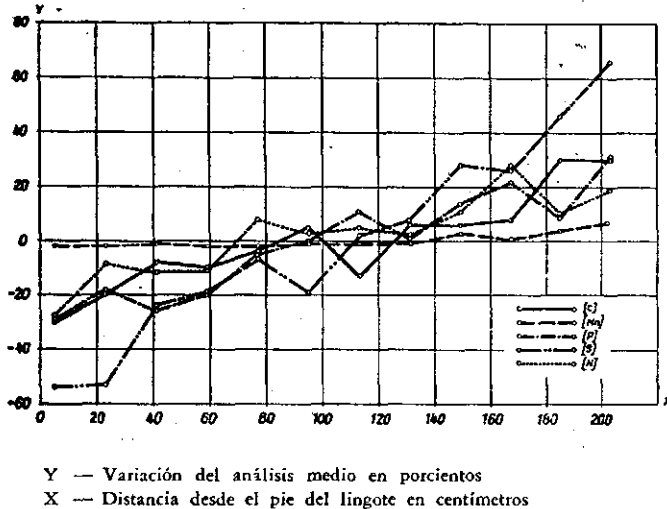
* Depende del respectivo contenido de carbono.

Figura II

ACERO LD NO CALMADO

(Variación del promedio de los análisis medios en porcentos)

(Escala natural)



ran los lingotes de 5 toneladas, en los que el comportamiento de la segregación con aceros de solera no calmados se compara con el acero obtenido mediante soplado del arrabio con oxígeno puro por el sistema LD. La figura I muestra la sección media longitudinal de los lingotes, sin atacar. La formación de sopladuras de gas se observa con facilidad. Es evidente que el lingote correspondiente al sistema LD muestra menos sopladuras. En particular la cadena de burbujas de gas, es decir, la cadena exterior, sólo es apenas visible en el acero afinado con oxígeno puro.

Esta diferencia no puede imputarse sólo al mayor contenido en carbono del acero de solera. Todavía no se ha encontrado una explicación satisfactoria para esto. La intensidad de la formación de las burbujas de gas, si no pasa de cierto grado, no tiene gran importancia para la calidad del producto laminado. Como se sabe, todas las burbujas de gas del interior del lingote se reducen por soldadura en la laminación ulterior si existe una superficie suficientemente gruesa, libre de burbujas.

Tomando muestras de toda la superficie del lingote y teniendo en cuenta el análisis de la sección media trans-

Figura III

ACERO DE SOLERA NO CALMADO

(Variación del promedio de los análisis medios en porcentos)

(Escala natural)

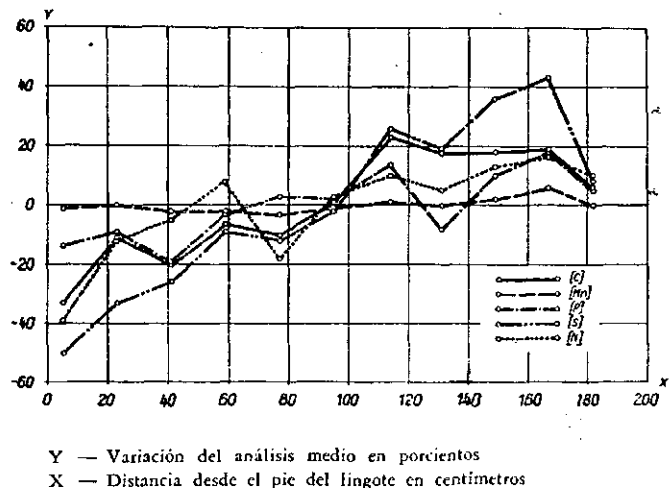


Figura IV

ACERO DE SOLERA

0,11 % C, 0,14 % Si, 0,43 % Mn, 0,025 % P, 0,031 % S

TAMAÑO DE GRANO SEGÚN ASTM : GRUPO 8 y MAS

RESISTENCIA A LA TRACCIÓN B : 42,6 kg/mm²

LÍMITE INFERIOR DE FLUENCIA Fu : 30,5 kg/mm²

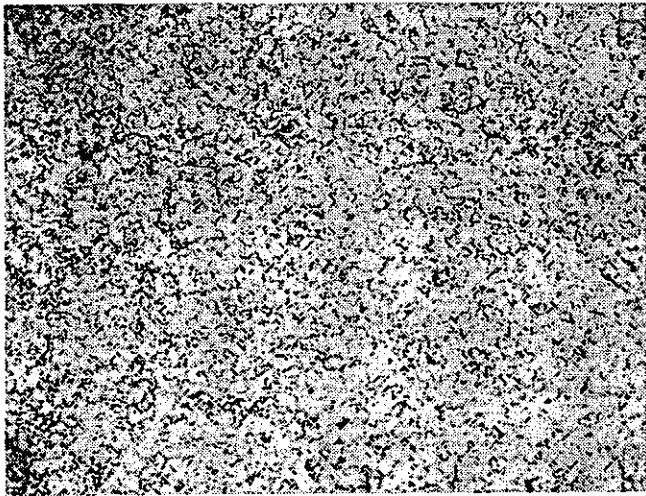


Figura V

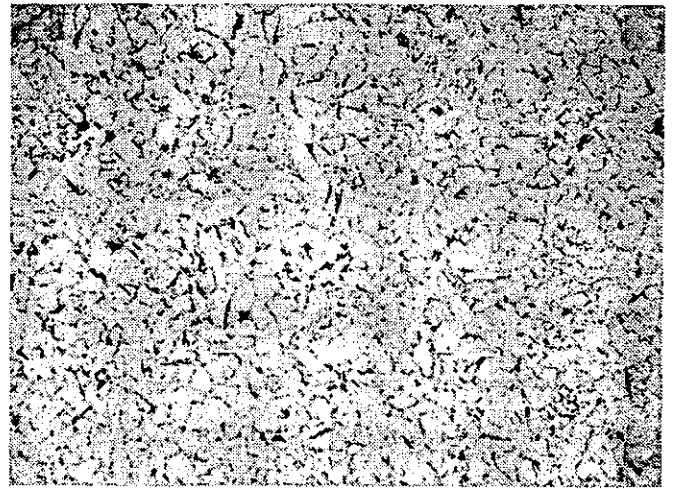
ACERO DE SOLERA

0,11 % C, 0,15 % Si, 0,41 % Mn, 0,027 % P, 0,032 % S

TAMAÑO DE GRANO SEGÚN ASTM : GRUPO 6

RESISTENCIA A LA TRACCIÓN B : 42,1 kg/mm²

LÍMITE INFERIOR DE FLUENCIA Fu : 23,9 kg/mm²



versal expresada en porcentaje, se obtienen los resultados que muestran las figuras II y III. A pesar de las diferencias en la altura absoluta de los elementos accesorios varios, la segregación a través de la longitud total del lingote es prácticamente la misma en ambos casos; aumenta desde el pie del lingote hacia su cabeza y es más pronunciada en cuanto al contenido de azufre, mientras que el manganeso apenas muestra segregación. Este resultado se puede interpretar en el sentido de que el método de pro-

ducción afecta a la segregación del lingote sólo en la misma intensidad en que, por ejemplo, los procedimientos limitados por contenidos elevados de impurezas perjudiciales para el acero dan lugar también a la segregación. El proceso de segregación en sí mismo hay que considerarlo como independiente del método de producción, y salvo las diferencias de análisis, influyen en él sobre todo, a idéntico tamaño del lingote, la temperatura de colada y la velocidad de la misma. Aun cuando las propiedades técni-

Figura VI

ACERO DE BUEN GRANO DE PUREZA

(Sin atacar, amplificación $\times 100$)

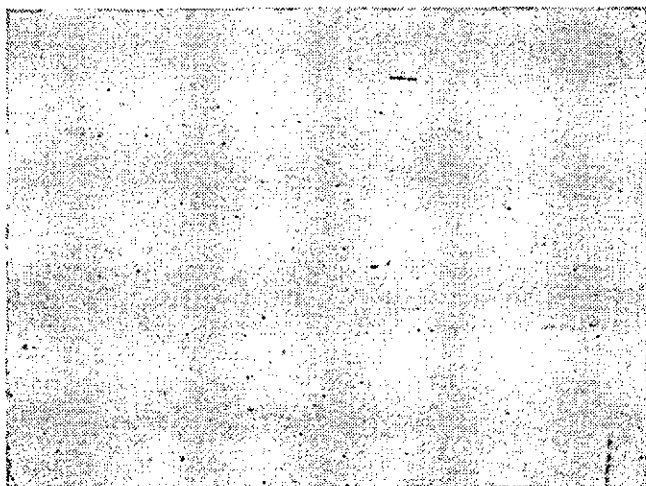
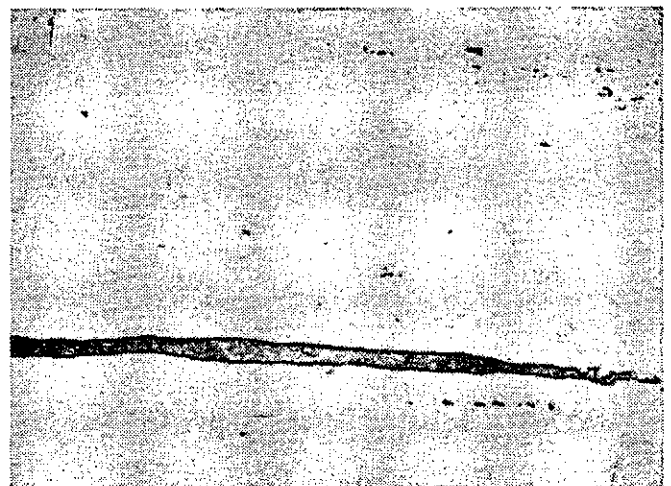


Figura VII

ACERO DE GRANO DEFICIENTE DE PUREZA

(Sin atacar, amplificación $\times 100$)



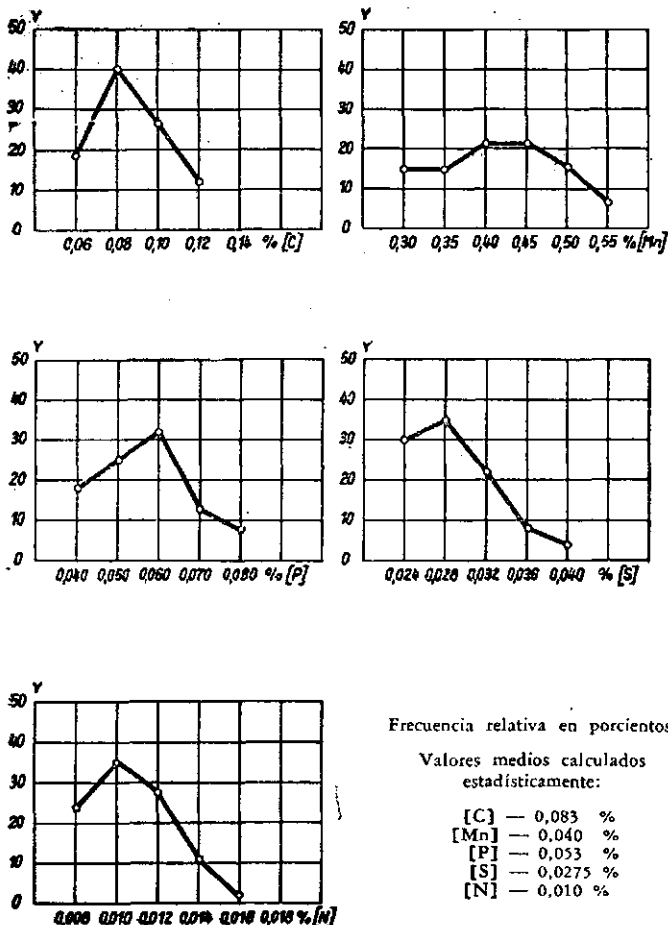
cas de los aceros se estudian más adelante desde un punto de vista general, no se pretende tratar en este informe de la influencia de la composición del acero, en particular de los elementos individuales de aleación, tanto más cuanto que estas relaciones son bien conocidas del fabricante de acero y del técnico en materiales. En otro lugar se ha indicado ya que, aparte de la composición química del acero, su estructura y su grado de pureza influyen también sobre sus propiedades técnicas. Así, las figuras IV y V, que se dan como ejemplo, muestran dos aceros dulces de solera calmados, con un análisis prácticamente igual, que sólo difieren en el tamaño del grano. Para una resistencia a la tracción casi igual, el límite de fluencia del acero de grano fino se eleva casi en 7 kg/mm². Como se sabe, el tamaño del grano depende principalmente de las adiciones de aluminio.

Las figuras VI y VII muestran un grado de pureza satisfactorio y otro deficiente. El caso de una pureza defi-

Figura VIII

DISTRIBUCIÓN DE LAS FRECUENCIAS DE LOS ELEMENTOS QUE INTERVINIERON EN 200 CALDAS DE CONVERTIDOR BÁSICO DE ACERO DE CALIDAD St. 37,21, NO CALMADO, SOPLADO CON AIRE ENRIQUECIDO CON 30% DE OXÍGENO; LAS CALDAS, SELECCIONADAS DE LA PRODUCCIÓN ORDINARIA

(Escala natural)



Frecuencia relativa en porcientos

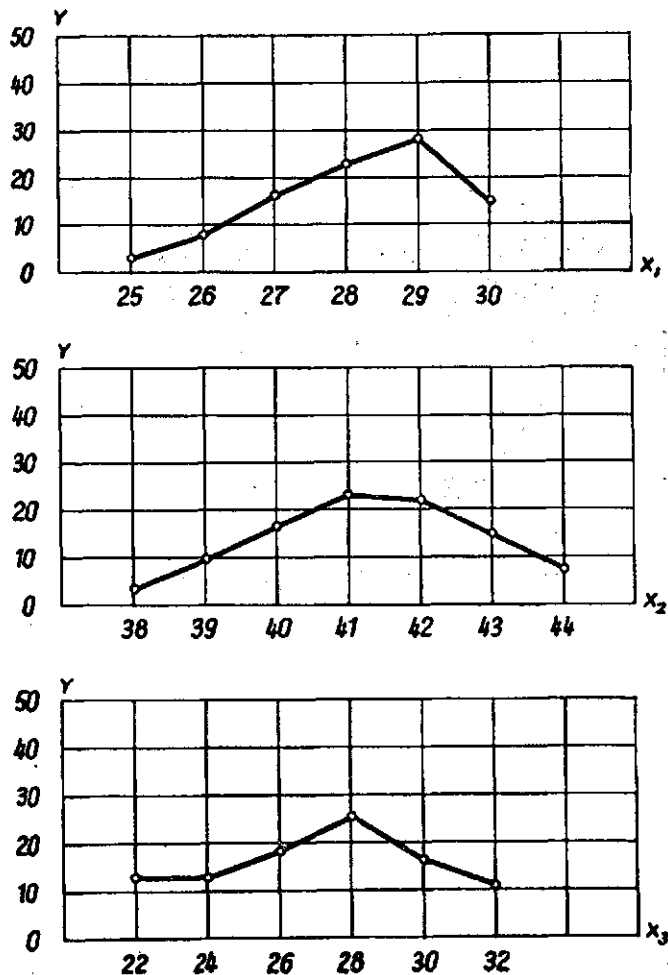
Valores medios calculados estadísticamente:

[C] — 0,083 %
 [Mn] — 0,040 %
 [P] — 0,053 %
 [S] — 0,0275 %
 [N] — 0,010 %

Figura IX

DISTRIBUCIÓN DE LA FRECUENCIA DE LAS PROPIEDADES DE RESISTENCIA DE 200 CALDAS DE CONVERTIDOR BÁSICO DE ACERO DE CALIDAD St. 37,21, NO CALMADO, SOPLADO CON AIRE ENRIQUECIDO CON UN 30% DE OXÍGENO; LAS CALDAS SELECCIONADAS DE LA PRODUCCIÓN ORDINARIA

(Escala natural)



Y — Frecuencia relativa en porcientos

Valores medios calculados estadísticamente

X₁ — c_{ra} : 28,35 kg/mm²
 X₂ — c_b : 41,40 kg/mm²
 X₃ — c₀₅ : 26,75 %

ciente resulta en un considerable empeoramiento de los valores de la resistencia y de la resiliencia en dirección transversal, en especial si las inclusiones están dispuestas en filas debido a la conformación del material.

Los siguientes comentarios se refieren a las propiedades técnicas de los aceros en sí mismos. Los no calmados del tipo ST 37,21, soplados de arrabio Thomas con aire enriquecido con oxígeno (un promedio de 30 por ciento) se mantienen entre los límites que muestra la figura VIII, en cuanto a la frecuencia de los varios elementos accesorios, considerando 200 coladas de la producción corrien-

Figura X

ACERO NO CALMADO DE CONVERTIDOR BÁSICO DE CALIDAD St. 37,21 SOPLADO CON AIRE ENRIQUECIDO CON UN 30% DE OXÍGENO

TAMAÑO DEL GRANO SEGUN ASTM: GRUPO 8
(HNO_3 , amplificación $\times 100$)

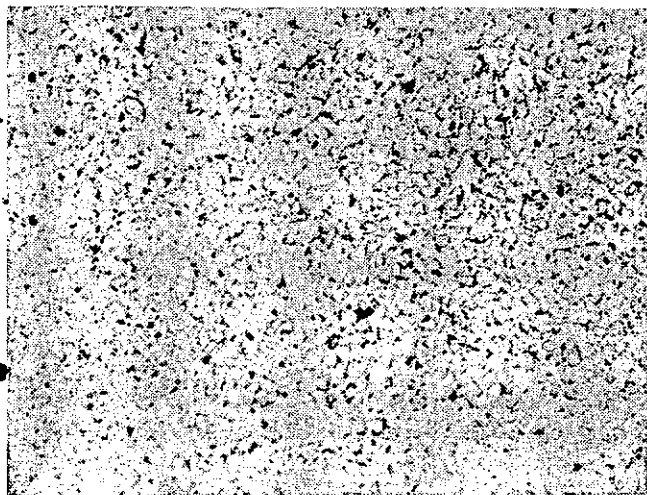
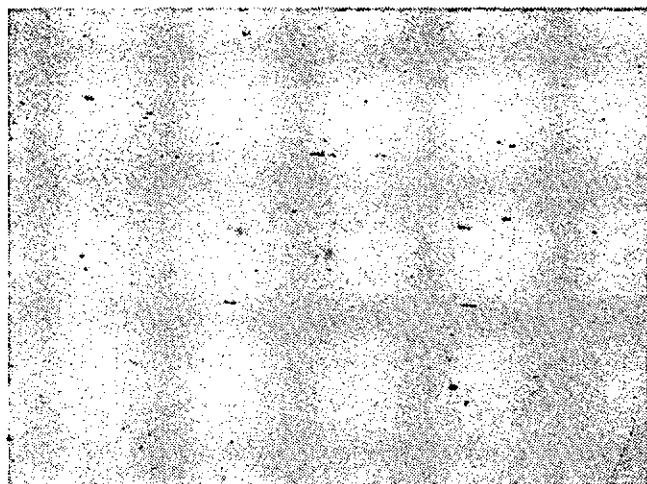


Figura XI

ACERO BÁSICO DE CONVERTIDOR, NO CALMADO, DE CALIDAD St. 37,21 SOPLADO CON AIRE ENRIQUECIDO CON UN 30% DE OXÍGENO

(Sin atacar, amplificación $\times 100$)



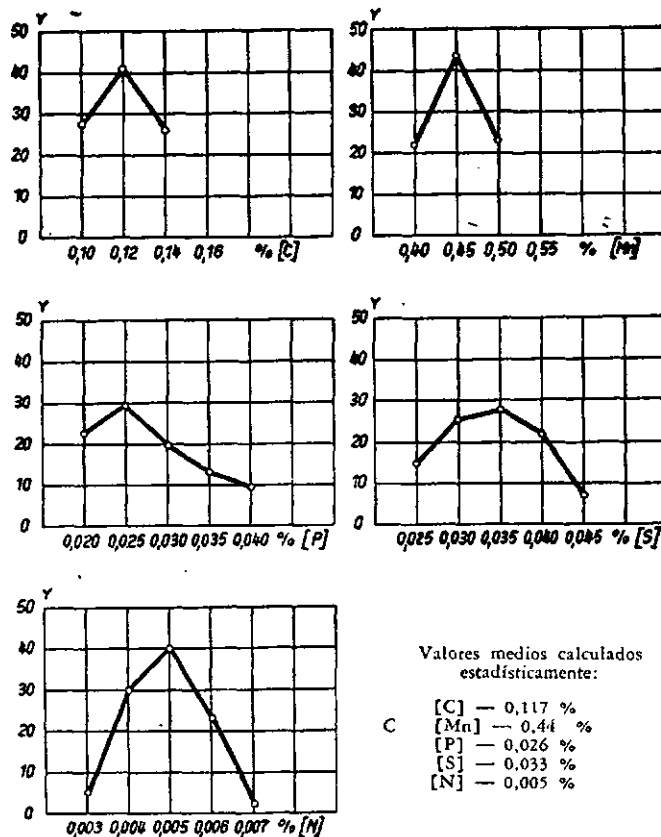
te. Como valor estadístico en promedio se llega a un análisis de 0,083 por ciento de C, 0,40 por ciento de Mn, 0,053 por ciento de P, 0,0275 por ciento de S y 0,010 por ciento de N. En cuanto a planchas o chapas de 5 a 25 milímetros de grueso, la figura IX indica, en cuanto a su frecuencia los valores de la resistencia a la tracción, del límite inferior de fluencia y del alargamiento después de laminadas. Los promedios estadísticos son para el límite de fluencia de 28,35 y para la resistencia a la tracción de 41,40 kilogramos por milímetro cuadrado y para el

alargamiento de 26,75 por ciento. Las figuras X y XI muestran para este acero la estructura y la distribución de las inclusiones no metálicas. Esta misma calidad suele producirse también en las fábricas de acero de solera que se estudian aquí. Para otras 200 coladas escogidas de la producción corriente, se llega a un promedio estadístico de análisis de 0,117 de C, 0,44 de Mn, 0,026 de P, 0,033 de S y 0,005 de N. La distribución respectiva de frecuencia se muestra en la figura XII. Las propiedades mecánicas, también en el caso de las planchas o chapas laminadas de 5 a 25 milímetros, se pueden ver en la figura XIII y dan promedios estadísticos para el límite inferior de fluencia de 28,36 y para la resistencia a la tracción de 41,9 kilogramos por milímetro cuadrado, y para el alargamiento 27,2 por ciento. Las micrografías del acero con y sin ataque se dan en las figuras XIV y XV. Al compararlas se observa que el grado de pureza del acero básico (Thomas) soplado con aire enriquecido con oxígeno es algo menor que el del acero de solera, como se puede ver en un gran número de micrografías. Sin embargo, los valores de la resistencia se pueden considerar iguales.

Figura XII

DISTRIBUCIÓN DE LA FRECUENCIA DE LOS ELEMENTOS ACTUANTES EN 200 CALDAS DE ACERO NO CALMADO DE SOLERA DE CALIDAD St. 37,21, ESCOGIDAS DE LA PRODUCCIÓN CORRIENTE

(Escala natural)

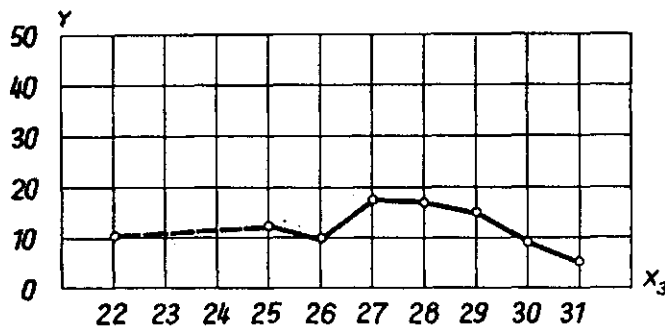
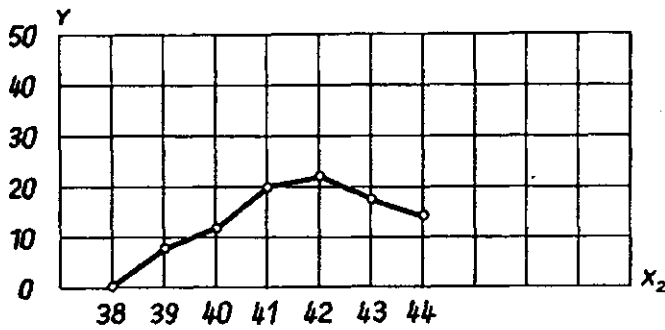
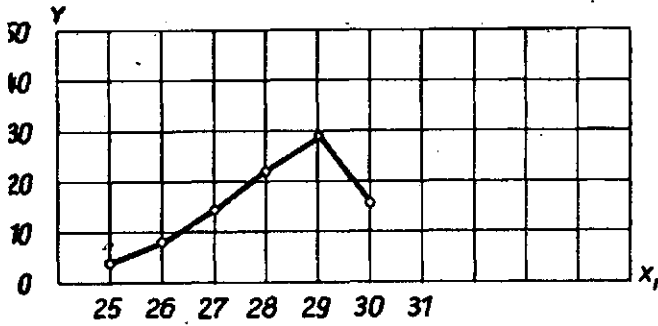


Y — Frecuencia relativa en porcentos

Figura XIII

DISTRIBUCIÓN DE LA FRECUENCIA DE LAS PROPIEDADES DE RESISTENCIA DE 200 CALDAS DE ACERO NO CALMADO DE SOLERA DE CALIDAD St. 37,21 ESCOGIDAS DE LA PRODUCCIÓN CORRIENTE

(Escala natural)



Y — Frecuencia relativa en porcentos

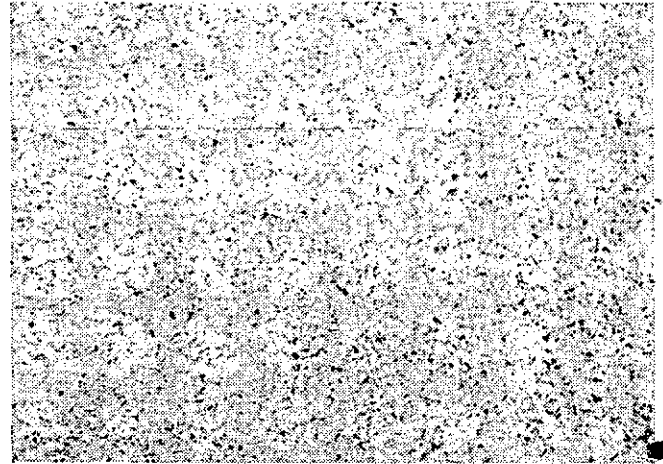
Valores medios calculados estadísticamente:

X_1 — σ_{tu} : 28,36 kg/mm²
 X_2 — σ_B : 41,90 kg/mm²
 X_3 — $\sigma_{0.2}$: 27,20 %

En la figura XVI se comparan los valores de la resiliencia de diferentes aceros añejados y no añejados. Se han utilizado para ello planchas de 15 a 18 milímetros de grueso tomando las probetas DVM y comprobándolas después a diferentes temperaturas. La comparación se hizo entre muestras de acero Thomas normal (acero básico) y acero Thomas no calmado (acero básico) soplado con aire enriquecido con oxígeno al 30 por ciento; acero de solera (Martin-Siemens), acero colado no calmado producido por el soplado con oxígeno puro de acuerdo con el

Figura XIV

ACERO DE SOLERA NO CALMADO DE CALIDAD St. 37,21 TAMAÑO DEL GRANO SEGÚN ASTM: GRUPO 8 Y MAS



sistema LD, otro con arrabio Thomas y otro más con arrabio general de acería; acero calmado obtenido con arrabio general de acería y soplado con oxígeno puro y, por último, un acero de solera calmado. La figura XVI indica los detalles referentes a los sistemas de producción y a los análisis químicos. Entre los no calmados, el acero Thomas normal muestra los peores resultados. Los aceros soplados con oxígeno resultan de igual calidad en cuanto a resiliencia, ya se haya soplado el aire enriquecido con oxígeno por el fondo o bien oxígeno puro por la superficie, ya se utilice como semiproducto el arrabio Thomas o el arrabio general de acería. Por su valor de análisis, resulta fácil ver que el comportamiento del acero normal Thomas (básico) es considerablemente inferior.

El acero calmado obtenido de arrabio general de ace-

Figura XV

ACERO DE SOLERA NO CALMADO DE CALIDAD St. 37,21

(Sin atacar, amplificación $\times 100$)

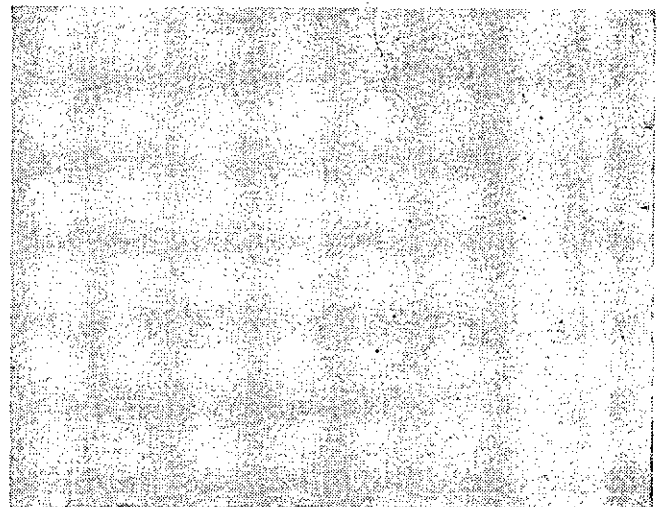
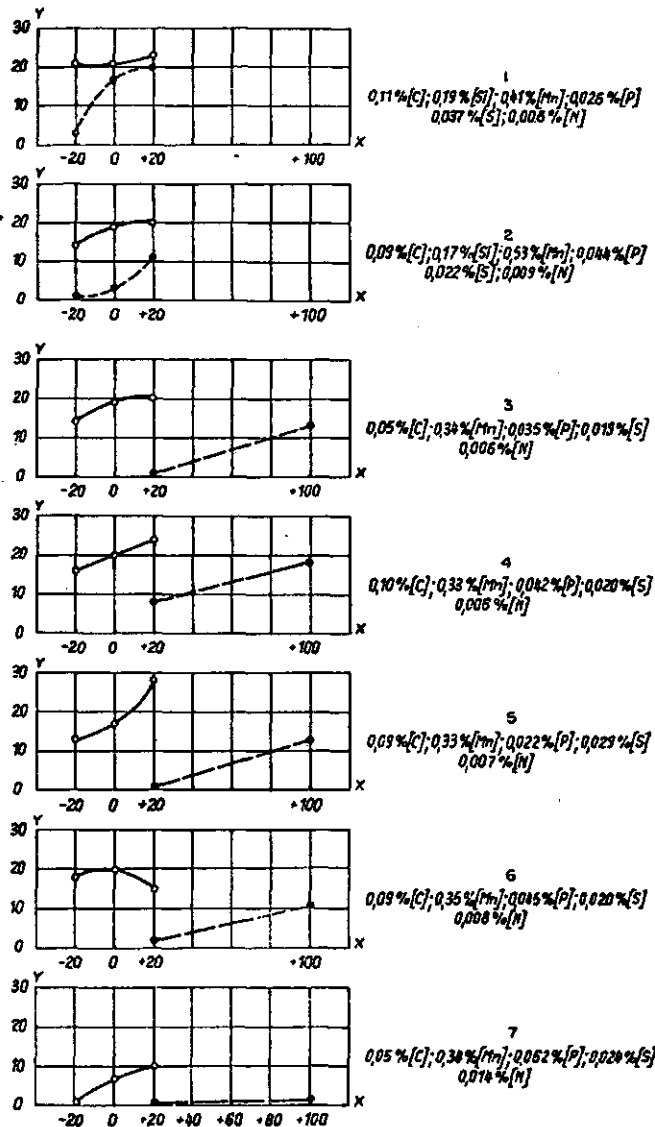


FIGURA XVI

METAL EN CHAPA DE 15 A 18 mm ENSAYO DVMR
COMPARACIÓN DE LA RESILIENCIA DE LOS TIPOS DE
ACERO PRODUCIDOS POR LOS DIFERENTES SISTEMAS

(Escala natural)

Sin añejar o ———— o Añejado ● - - - - - ●



Y — Resiliencia en mkg/cm²
X — Temperatura de ensayo °C

- 1 — Acero de solera calmado
- 2 — Acero de arrabio para conversión, afinado con oxígeno puro y calmado
- 3 — Acero de arrabio para conversión, afinado con oxígeno puro y calmado
- 4 — Acero de arrabio para conversión básica, afinado con oxígeno puro y calmado
- 5 — Acero de solera sin calmar
- 6 — Acero de convertidor básico soplado con aire enriquecido con 30% de oxígeno
- 7 — Acero normal de convertidor básico sin calmar

ría por el soplado de oxígeno puro en el baño metálico, cuando está añejado, es algo inferior al acero calmado de solera con el que se compara, debido a las diferentes adiciones de aluminio. En ambos aceros se encontrará, en condiciones de añejamiento, una diferencia importante en comparación con todos los aceros no calmados.

H. Hautmann (11) informa sobre las propiedades de embutición profunda o estirado a fondo de los aceros LD, esto es, de los aceros producidos con arrabio general de acería soplado oxígeno puro sobre el baño metálico. La figura XVII muestra los resultados de chapa de carrocería de automóviles laminada en frío de 0,88 milímetros de grueso, en relación con su resistencia a la tracción, al alargamiento y a la embutición según Erichsen. Estos aceros han sido calmados con aluminio y su composición oscila entre 0,06 y 0,08 por ciento de C, entre 0,04 y 0,07 por ciento de Si, entre 0,25 y 0,35 por ciento de Mn, y <0,025 por ciento de P y <0,030 por ciento de S.

Los valores que se indican en la figura XVII para los respectivos aceros de solera muestran que los aceros afinados con oxígeno puro equivalen a los aceros de solera. De la misma fuente se han tomado también los valores para varios aceros calmados y no calmados obtenidos por el sistema LD. (Véase el cuadro 2.)

Los sistemas seguidos para obtener aceros de arrabio Thomas, soplado mezclas de oxígeno y vapor o de oxígeno y anhídrido carbónico, respectivamente, ya están desarrollados en escala industrial, en especial en los países occidentales de Europa; con estos sistemas se obtienen sobre todo aceros dulces para embutición profunda. Según la información belga (12) un análisis promedio de 80 coladas revela las cifras siguientes: 0,055 por ciento de C, 0,41 de Mn, 0,028 de P, 0,028 de S y 0,003 de N. Ellas resultaban, en condiciones de normalización (calentamiento a 900°C y enfriamiento al aire), un límite inferior de fluencia de 25,0 y una resistencia a la tracción de 35,5 kilogramos por milímetro cuadrado, y un alargamiento de 35,0 y 43,4 por ciento con probetas de 10 y de 5 respectivamente.

La figura XVIII da detalles sobre la resiliencia de los aceros afinados con oxígeno y vapor, indicando, según el ensayo de Charpy, la resistencia al impacto en condiciones de añejamiento de varios aceros normalizados, en relación con la temperatura del ensayo. La comparación de los valores indica que los aceros soplados con una mezcla de oxígeno y vapor de agua resultan superiores a los aceros normales Thomas (básico) y equivalen prácticamente a los respectivos aceros de solera (Martin-Siemens).

El presente estudio de las propiedades de las materias primas para la producción de acero con utilización de oxígeno, muestra —principalmente a base de ejemplos— que es posible obtener, mediante el sistema del convertidor, un acero que, en cuanto a calidad se refiere equivalga a los aceros de solera o Martin-Siemens.

Los límites que se habían fijado para los varios sistemas con referencia a los aspectos metalúrgicos y de calidad se han ampliado extraordinariamente. Sin embargo, es indudable que el sistema de solera se puede regular mucho mejor y que, además, garantiza más la uniformidad del producto.

Después de todo, tienen que predominar los factores económicos y estos dependen muy principalmente de la seguridad de los resultados de la producción y de la amplitud de los mecanismos de regulación.

Cuadro 2

ANÁLISIS Y PROPIEDADES DE RESISTENCIA DE LOS ACEROS LD CALMADOS Y NO CALMADOS
(PLACA DE 40 MM, PROBETAS LONGITUDINALES NORMALIZADAS TOMADAS DE LA MITAD DEL PLANCHÓN)

(Según H. HAUTTMANN)

Análisis del tocho						Al. met %	Límite inferior de fluencia σ_{fu} kg/mm ²	Resistencia a la tracción σ_8 kg/mm ²	Alargamiento δ_5 %	Con- trac- ción %	Resistencia al impacto con probeta (Prueba DVM de ranura redonda)			
C	Si	Mn	P	S	N						No añejado $\pm 0^\circ$ mkg/cm ²	Añejado $+20^\circ$ mkg/cm ²	Añejado $+20^\circ$ mkg/cm ²	
0,03	—	0,27	0,014	0,014	0,005		19,8	32,6	39,9	75	Del borde	7,7	15,7	1,1
											Del medio	5,1	9,6	1,1
0,10	—	0,40	0,019	0,018	0,005		22,1	35,4	39,7	67	Del borde	20,0	21,5	1,3
											Del medio	17,9	19,6	1,2
0,13	—	0,39	0,018	0,012	0,005		22,1	37,4	39,4	69	Del borde	4,7	13,3	2,0
											Del medio	4,7	16,3	1,7
0,20	—	0,38	0,024	0,013	0,005		24,1	40,1	38,7	62	Del borde	23,3	22,4	3,2
											Del medio	13,3	19,3	1,8
0,10	0,09	0,39	0,025	0,024	0,006	0,005	24,5	38,7	37,5	61	Del borde	17,1	16,7	2,3
											Del medio	16,4	15,3	1,9
0,08	0,08	0,25	0,020	0,015	0,006	0,080	25,6	36,4	39,2	73	Del borde	>25,2	>22,7	>21,6
											Del medio	>25,3	>23,3	>20,5
0,18	0,12	0,64	0,040	0,013	0,006	0,057	29,0*	47,5	26,4	63	Del borde	14,7	16,0	9,3
											Del medio	15,9	16,2	7,8
0,20	0,47	1,49	0,043	0,017	0,007	0,029	43,3	65,4	28,9	64		13,8	15,1	10,1

* Valores de resistencia e impacto.
Resistencia de probetas de sección transversal.

Figura XVII

CURVAS DE FRECUENCIA DE LA RESISTENCIA A LA TRACCIÓN, EL ALARGAMIENTO Y ENSAYO DE EMBUTICIÓN DE ERICHSEN DE UNA CHAPA DE CARROCERÍA DE AUTOMÓVIL DE 0,88 MM DE GRUESO FABRICADA CON ACERO LD DE EMBUTICIÓN PROFUNDA

(Por H. HAUTTMANN)

(Escala natural)

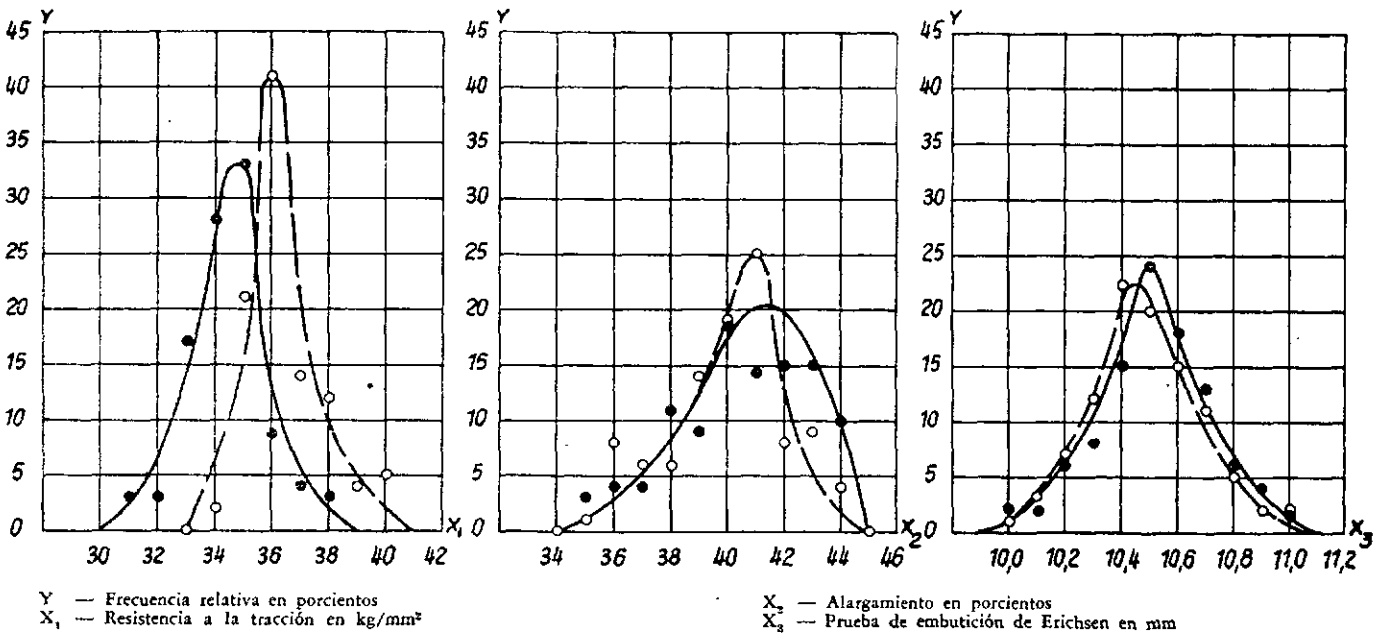


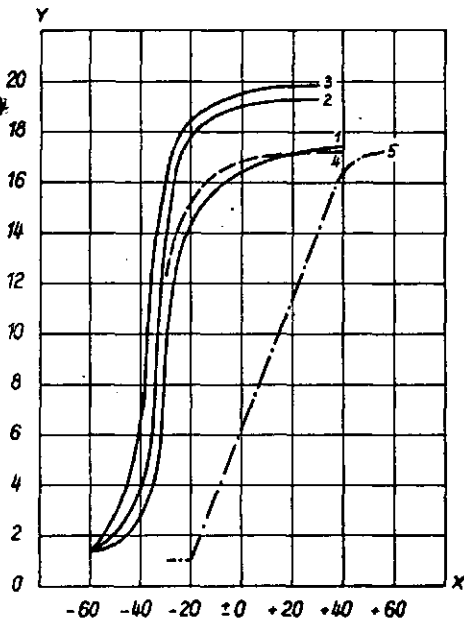
Figura XVIII

PRUEBA DE RESILIENCIA CHARPY DE TIPOS DE ACERO AFINADOS CON MEZCLAS DE OXÍGENO Y VAPOR EN COMPARACIÓN CON ACEROS NORMALES DE SOLERA Y DE CONVERTIDOR BÁSICO

(Según datos belgas)

(Escala natural)

	%[C]	%[Mn]	%[P]	%[S]	%[N]
Acero afinado con mezclas de O ₂ y H ₂ O, vapor	1 0,08	0,50	0,040	0,034	0,0032
	2 0,06	0,44	0,031	0,028	0,0029
Acero de solera	3 0,05	0,44	0,026	0,026	0,0023
Acero normal de convertidor básico	4 0,08	0,43	0,027	0,049	0,0033
	5 0,05	0,50	0,061	0,050	0,0130



Y — Resiliencia en mkg/cm²
X — Temperatura del ensayo en °C

BIBLIOGRAFÍA

- (1) E. C. Sims y F. L. Toy, en *Journal of Metals*, vol. 188 (1950), pp. 694-708. R. R. Webster y H. T. Clark, en *Journal of Metals*, vol. 188 (1950), pp. 778-90.
- (2) *Revue Universelle des Mines*, núm. 8 (agosto 1953), pp. 618-21. *Stahl und Eisen*, vol. 73 (1953), pp. 1449-51.
- (3) *Iron Age*, vol. 85 (1910), p. 858.
- (4) K. G. Speith y H. von Ende, en *Stahl und Eisen*, vol. 74 (1954), pp. 509-25.
- (5) J. Chipman, *Basic Open Hearth Steel Making*, Nueva York, 1944, pp. 486-88. H. Lacomble y M. Nepper, en *Revue de Metallurgie*, vol. 46 (1949), pp. 561-66. S. Fornander, en *SAE Journal*, vol. 23 (1950), pp. 55-66.
- (6) *Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers*, Iron and Steel Div., vol. 95 (1931), pp. 124-40.
- (7) R. Graef, en *Stahl und Eisen*, vol. 71 (1951), pp. 1189-99. W. Dick, en *Stahl und Eisen*, vol. 72 (1952), pp. 233-42 y 773-76. L. Marbais, A. Grosjean, G. Hotot, R. Poverman y P. Coheur, *Compte-rendus de Recherche*, (1949), pp. 9-53. P. Coheur, L. Marbais y J. Daubersy, en *Revue Universelle des Mines*, 9a. serie, vol. 93 (1950), pp. 104-108.
- (8) E. Warnant, en *Stahl und Eisen*, vol. 70 (1950), pp. 1077-79. H. Kosmider y P. Hardt, en *Stahl und Eisen*, vol. 70 (1950), pp. 303-21. P. Boutennet, M. Richard, P. Mathieu y R. Maret, conferencia sobre producción de metales refinados con mezclas de oxígeno y anhídrido carbónico y sus propiedades, leída en la asamblea de la Société Française de Metallurgie, París, otoño de 1955.
- (9) H. Trenkler, en *Stahl und Eisen*, vol. 72 (1952), pp. 992-97. W. Kuhnelt, en *Stahl und Eisen*, vol. 72 (1952), pp. 989-92 y 1019-24. O. Cuscolca, en *Stahl und Eisen*, vol. 72 (1952), pp. 997-1004. *Voest-Jahrbuch 1953*, Eigenverlag der Voest, Linz/Donau.
- (10) F. Springorum, K. G. Speith y W. Oelson, en *Stahl und Eisen*, vol. 73 (1953), pp. 6-22. F. Springorum y K. G. Speith, en *Revue Universelle des Mines*, núm. 8 (agosto 1953), pp. 659-66. H. Relemeyer y Th. Koots, en *Stahl und Eisen*, vol. 74 (1954), pp. 381-95.
- (11) *Stahl und Eisen*, vol. 72 (1952), pp. 1004-10. *Voest-Jahrbuch 1953*, Eigenverlag der Voest, Linz/Donau, pp. 17-35.
- (12) *Nouvelles techniques de soufflage en usage a l'acierie Thomas des Acieries et Minières de la Sambre*, (1954).

El empleo del oxígeno para fabricar aceros en hornos eléctricos*

por W. E. LEWIS

I. INTRODUCCIÓN Y OBSERVACIONES GENERALES

La inyección de oxígeno en los hornos eléctricos de arco ha progresado mucho en los Estados Unidos durante los últimos diez años. Los trabajos de Bergman (1) y Arness (2) hicieron mucho para despertar el interés por el empleo del oxígeno. Las contribuciones adicionales de Wyman y sus colaboradores fueron muy valiosas por aquel tiempo. Estos últimos estudios abarcaron investigaciones sobre el valor óptimo global del carbono durante la fusión, en el caso de aceros decarburados con oxígeno y el óptimo valor global del óxido de hierro en la escoria, durante la fusión. Estos estudios cubrían la práctica ácida en aceros de fundición de un promedio de setenta por ciento de aceros de baja aleación y treinta por ciento de la clase B. Otro trabajo de la misma fecha y posterior de Hilty, de la Unión Carbide and Carbon Corporation, contribuyó mucho a extender el conocimiento en cuanto al empleo del oxígeno gaseoso en el sector de los aceros al cromo. En la producción de lingotes en los hornos eléctricos de revestimiento básico la inyección de oxígeno se presta muy bien cuando se trata de aceros de bajo carbono o inoxidable. Evidentemente, la inyección de oxígeno evita tener que fundir un agente sólido de decarburación y sortea la necesidad de un mayor volumen de escoria. Además, el oxígeno gaseoso que se introduce eleva la temperatura del baño, mientras que la misma reducción del carbón con mineral de hierro se verifica más lentamente y requiere mayor aporte de energía eléctrica para compensar la mayor necesidad de calor y las pérdidas más fuertes. Los aceros muy bajos en carbono, con puntos de fusión más elevados y con una mayor difusión del carbono que ha de eliminarse todavía, son muy apropiados para la inyección de oxígeno con objeto de aumentar la producción.

Es un hecho, probablemente muy destacado en relación con el empleo del oxígeno, que la pérdida de cromo en la escoria es mucho mayor cuando se usa mineral de hierro como medio de decarburación. Esto obedece a que el carbono hay que eliminarlo (oxidado) preferentemente en presencia de cromo si se mantienen temperaturas de 1.650°C o más. Naturalmente la rápida decarburación de los aceros cromo-níquel es de desear no sólo por una menor oxidación del cromo, sino también desde los puntos de vista de alcanzar la máxima producción, costos reducidos y buen comportamiento del refractario.

Además de su empleo por inyección en el baño metálico el oxígeno se puede utilizar durante la fusión para reducir al mínimo el período de fusión.

En este informe se describen operaciones típicas en que se emplea oxígeno; primero en un taller con un horno de tamaño fundición con revestimiento ácido y después se describirá el trabajo en un horno mayor con revestimiento básico. El segundo horno produce aceros inoxidables. Como se verá cuando se describan los equipos, nin-

gún de los dos tiene los últimos perfeccionamientos. No obstante cada uno ha venido trabajando perfectamente durante varios años dando excelentes resultados.

2. DESCRIPCIÓN DEL HORNO CON REVESTIMIENTO ÁCIDO

El horno de revestimiento ácido de que se trata tiene 8 pies de diámetro y trabaja con un transformador de 2.000 KVA a 40°C; tiene reactancia regulable de tensión múltiple y entrada a 13.800 volts. El escalonamiento se efectúa sobre 10 tensiones secundarias de 230 a 90 volts. Un intercambiador de calor se ha agregado después para enfriar el aceite del transformador, pues éste trabaja en la segunda década de su vida de ruda operación en un lugar geográfico en que son habituales las temperaturas altas del verano. Este horno se gobierna por un regulador automático de contactos que recibe corriente de tres transformadores de baja tensión de modo a transmitir rápidamente la transmisión de dirección a los tres motores de desplazamiento de los electrodos en cualquier momento en que la corriente del horno exceda la del régimen en una de las tres fases. Evidentemente, los voltajes aplicados, debidamente regulados suministran la dirección mínima del movimiento a los motores.

Con la corriente equilibrada sobre el voltaje en un regulador adecuado, complementado con dispositivos anti-acelerantes, los electrodos descienden y los arcos comienzan entonces a dar la necesaria potencia para fundir la carga a la velocidad predeterminada. A partir de este momento hasta obtener el baño fundido, el regulador trabaja para evitar los excesos de corriente, pero sin impedir, al mismo tiempo que pase la necesaria corriente para la fusión. De pasada, debe mencionarse que el regulador de contactos ha sido reemplazado en muchos casos por el tipo automático de generador-motor o rotatorio que necesita mucho menos atención. El regulador rotatorio es hoy una parte integrante de los nuevos hornos.

El horno de revestimiento ácido descrito es del tipo de montaje separado. Esta construcción protege la bóveda, "frágil", contra los choques cuando se vacía una carga en el hogar del horno con una grúa de cuchara con descarga por el fondo. Este horno tiene los brazos de electrodo equilibrados para protegerlos de la rotura. Está refrigerado intensamente por agua a fin de asegurar una duración larga a las grampas de los electrodos y a las guarniciones de éstos, al anillo de la bóveda, a las puertas y a la caja misma. El horno tiene una campana de extracción para el polvo y los humos. La basculación a 45 grados hacia delante y 30 grados hacia atrás se efectúa a motor o a mano.

a) Datos sobre los resultados del horno.

Este horno de 8 pies de diámetro, de la Oklahoma Steel Casting Company (Tulsa), comenzó a emplear el

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.AII-10.

RESULTADOS TÍPICOS AL 28 DE NOVIEMBRE 1955

Energía	2700 KVH
Temperatura de sangría	3050 a 3100°F
KWH/ton, de abril a septiembre 1955	432
Consumo de electrodos por ton (igual período)	6,6 lb
Caldas por bóveda	400 a 500
Costo de ladrillos de bóveda por tonelada piezas fundidas	\$ 0,51
Duración en caldas de las paredes	300 a 375
Costo de ladrillos de pared por ton piezas fundidas	\$ 0,37
Caldas de la bóveda actual	402
Caldas en las anteriores —386, 502, 403 y	524
Caldas con el actual revestimiento	142
Caldas con los anteriores 387,403 y	264
Caldas por 24 horas —22 a 23; a veces	24
Caldas promedio; tamaño	7800 lb
Lb por minuto entre sangrías	120
Tiempo de parada entre caldas	4,5
Pies cúbicos de oxígeno por ton fundida	186
Carbono eliminado	0,38 a 0,40 por ciento
Duración de la inyección de oxígeno	2 minutos
Reducción de carbono por minuto con tubería de 3/8" y 60 lb de presión	0,081

oxígeno en 1948. La carga en 1950 era en promedio de 55 por ciento chatarra de chapas y 45 por ciento de recortes de fundición. Se empleaban 26 libras de mineral de hierro por tonelada de carga metálica. El carbón del baño alcanzaba normalmente 0,40 por ciento con 0,20 de silicio, presente. En operaciones típicas con caldas de 7.600 libras la duración en la primera toma (120 volt fase-neutro) se aproximaba a 40 minutos, en la segunda toma (100 volt), diez minutos. A continuación se procedía a la inyección de oxígeno en 4 y medio minutos y después de ella el acero se sangraba con diez minutos más por calda como tiempo de terminación. El tiempo transcurrido entre caldas era en promedio de siete y medio minutos, pues la producción era de 105 libras por minuto. La introducción de oxígeno comenzaba cuando el baño entraba en ebullición y se hacía a razón de 100 pies cúbicos por minuto lo que reducía el carbono un poco más de 0,04 por ciento por minuto.

Es de interés citar un estudio de cien caldas de acero dulce que se hizo en 1950, empleando oxígeno, y que mostró que el consumo de energía se reducía en 12 por ciento por el oxígeno, eliminando además el mineral de hierro que se utilizaba antes para la decarburación. La producción a razón de 105 libras por minuto, empleando oxígeno era de siete por ciento mayor que empleando mineral de hierro.

Con relación al aumento de producción, comparando los resultados de un estudio realizado durante los últimos dieciséis meses en que se empleó sólo mineral de hierro con los resultados de dieciséis meses de inyección de oxígeno durante 1951 y 1952 se llegó a los datos que se muestran en el cuadro 1.

Cuadro 1

COSTO DE MATERIALES POR TONELADA DE ACERO*

	Con mineral de hierro		Con oxígeno	
	Acero dulce	Acero medio al manganeso	Acero dulce	Acero medio al manganeso
Revestimiento	\$ 0,16	0,16 ^b	0,20	0,20 ^b
Bóveda	0,18	0,18 ^c	0,18	0,18 ^c
KWH	4,93	4,93 ^d	4,32	4,32 ^d
Electrodos	1,52	1,52 ^e	1,39	1,39 ^e
Mineral de hierro	0,70	0,70 ^f	0,28	0,28 ^f
Oxígeno	0,00	0,00	0,49	0,49
Manganeso	0,99	2,26 ^g	0,68	1,47 ^g
	8,48	9,75	7,50	8,33
			0,94	1,42

* Este estudio se preparó en 1952.

^b Duración del revestimiento: 400 caldas con mineral; 315 con oxígeno.

^c Duración de la bóveda: 467 caldas con mineral; 472 con oxígeno.

^d KWH por ton: 534 caldas con mineral; 468 con oxígeno.

^e lb electrodos por ton: 8,36 caldas con mineral; 7,63 con oxígeno.

^f lb mineral por ton de carga 72 caldas con mineral; 27 con oxígeno.

^g lb por minuto de mineral 96 caldas con mineral; 105 con oxígeno.

Otras operaciones muestran las mejoras siguientes. (Véase cuadro 2).

b) Observaciones respecto a las ventajas y economías del empleo del oxígeno

i) Aumento de producción sobre la práctica anterior

de mineral de hierro sobre la base un incremento de 96 libras por minuto a 120 libras por minuto, o sea 25 por ciento (130 libras por minuto se han obtenido en algunos turnos de trabajo).

- ii) Se logran economías por la menor necesidad de manganeso y de mineral de hierro.
- iii) Mejor regulación metalúrgica lo que favorece rendimiento más alto y mejor calidad.
- iv) Condiciones de trabajo mucho mejores para los obreros.
- v) Se pueden lograr a voluntad caldas de acero inoxidable en hogar ácido con una buena regulación y con una pérdida moderada de cromo.

3. DESCRIPCIÓN DEL HORNO DE ONCE PIES DE DIÁMETRO PARA LA FABRICACIÓN DE ACEROS INOXIDABLES

El horno de once pies de carga superior recibe la energía de un transformador de 25 KV de 5000 KVA a 55° con aceite refrigerado por agua. El transformador tiene tensiones escalonadas secundarias desde unos 240 V hasta 95 que se toman de los bornes secundarios. El regulador automático es del tipo balancín equilibrado.

El horno es del tipo de montaje separado a fin de levantar y desplazar la super-estructura a un lado durante la carga. La basculación se efectúa por medio de cilindros hidráulicos gemelos. Se utilizan electrodos de grafito de 12 pulgadas. Las grampas son del tipo de cuña.

a) Evolución de la práctica de la fabricación.

Una breve descripción de las operaciones dará una idea de la ayuda que ha proporcionado el oxígeno para aumentar la producción. En 1936, el equipo de hornos

consistía en una unidad Granwall-Dixon de 1500 KVA y una Heroult de 2500 KVA. La práctica para fabricar inoxidables era cargar chatarra de acero bajo en fósforo en un hogar de magnesia y bajando el carbono a 0,05 ó 0,08 por ciento de carbono para permitir introducir en el baño el ferrocromo necesario. El níquel se agregaba en la carga con mineral de hierro hasta 3 a 5 por ciento y también un 2 por ciento de caliza. Después de esto el operario fundía la carga lo más rápidamente posible con la energía eléctrica disponible. Después de la fusión, si era necesario bajar más el carbono, esto se lograba agregando mineral de hierro en una o dos veces. En la siguiente etapa, el operario extraía la primera escoria y extendía sobre el baño una nueva escoria de cal, espato flúor y ferrosilicio en polvo. En seguida se elevaba la temperatura preparando la adición de ferrocromo. Este material podría obtenerse entonces de un 0,08 de carbono; este 0,8 a un 0,12 por ciento que constituía el límite mínimo práctico.

Caldas de 5 toneladas en el horno pequeño dieron un promedio de siete horas entre coladas, lo que significa una producción de 0,7 toneladas por hora. Caldas de 10 toneladas del horno grande dieron una productividad de 1,4 tonelada por hora.

En 1940 y después hasta 1946 la mitad de las caldas se hicieron con chatarra de acero inoxidable y mineral de hierro. Tres por ciento de mineral de hierro y 2 por ciento de cal se cargaban de ordinario con la chatarra; 1 ó 2 por ciento más de mineral de hierro se cargaban durante la fusión. Al final de la fusión, el laboratorio analizaba el carbono, el manganeso, el níquel y el cromo. Polvo de ferrosilicio del 50 por ciento se agregaba a la escoria durante este período para mantener la desoxidación. Después de extraer la escoria inicial y agregar la nueva escoria, se hacía en el laboratorio de nuevo el análisis de modo que el cromo y el níquel se pudieran agregar en las proporciones correspondientes a las especificaciones. La dificultad de esta operación radicaba en reducir el carbono sin una pérdida excesiva de cromo.

Las caldas en la práctica indicada requerían siete a ocho horas. Así, un horno de 11 pies de diámetro de carga superior daba en este tipo de operación doce toneladas en nueve horas de sangría a sangría, lo que significa aproximadamente 1 1/3 de tonelada por hora.

El empleo de oxígeno en vez de mineral en las operaciones con acero inoxidable han progresado rápidamente desde 1946. Las caldas con 100 por ciento de chatarra de inoxidable se sangran ahora dos veces más rápidamente. En la práctica actual la fábrica de que se trata emplea sólo tres hornos de once pies de diámetro y cada uno de éstos produce aproximadamente 3 toneladas por hora.

Se carga 100 por ciento de chatarra de acero inoxidable y se agrega ferrocromo de alto carbono y dos por ciento de cal. El carbono teórico en la carga es de 0,30 a 0,50 por ciento y el silicio, 0,30 a 0,50 por ciento. La carga se funde y debe tener una temperatura de poco menos de 1.538°C al fundirse. En este momento se envía una muestra al laboratorio y se inyecta oxígeno en el baño por una tubería de 1/2 pulgada a la presión de 120 libras. Por tonelada de carga metálica se emplean 650 a 750 pies cúbicos de oxígeno. Esta fase de la operación dura unos treinta minutos, siguiendo la decarburación se cargan 90 libras de ferrocromo silicio y 180 libras de cal por tonelada de metal. El ferrocromo-silicio contiene 30 a 40 por ciento de cromo, 40 a 50 por ciento de silicio y 0,05

por ciento de carbono como máximo. Se necesitan 25 minutos para completar las reacciones consiguientes. La temperatura del metal se aproxima a los 1.705°C.

La operación siguiente es sangrar en una cuchara y verter después el metal y la escoria en el horno. Esta operación reduce más de la mitad de las unidades de cromo en la escoria que pasan al metal oxidándose las correspondientes cantidades de silicio. En esta fase se envía una muestra al laboratorio.

Se emplea una segunda de cal, espato flúor y silicio en polvo. La duración para 30 a 40 toneladas da un promedio de 4 a 5 horas, lo que significa una producción de 2,9 toneladas por hora. Se ha logrado llegar a 4 1/5 horas por calda de sangría a sangría.

Cincuenta por ciento de las caldas son de grado 304, 347 y 321.

Treinta por ciento son de composición 316; un 10 por ciento de la 309 y el otro 10 por ciento se compone de la 310, 330 y 317. Prácticamente, corresponde el mismo tiempo por calda para todos los aceros inoxidables resistentes al calor.

b) *Datos tipo de los resultados con los hornos de once pies.*

Los detalles especiales sobre una calda típica se dan en el cuadro 3.

Cuadro 3

CALDA NÚMERO 32533 GRADO 304 FECHA: 7 SEPTIEMBRE 1955

Carga metálica (2 volquetes)

3.000 libras torneaduras de 304
4.000 libras de fondos y chatarra de 304
10.000 libras de chatarra adquirida de 304
6.000 libras de chatarra de 304
2.000 libras de chatarra de cromo
10 libras de piezas fundidas de níquel

25.010 libras

Aleaciones:

800 libras de ferrocromo de bajo carbono
370 libras de 99% de manganeso metálico
340 libras de 98% de níquel

1.510 libras

Peso de lingote:

25.810 libras

Fondos y residuos de cuchara:

1.400 libras

Materiales de escoria:

2.600 libras de cal
280 libras de espato flúor
200 libras de ferrosilicio en polvo
1.400 libras de siliciuro de ferrocromo

Análisis final:

Carbono	0,05	Silicio	0,35
Manganeso	1,50	Níquel	9,35
Fósforo	0,035	Cromo	18,80
Azufre	0,020	Cobre	0,33

Desarrollo de la operación:

Comienzo	4:00	Recargado en la	
Segunda carga	4:50	cuchara	6:50
Fusión	6:00	Segunda muestra	6:55
Primera muestra	6:10	Escoriado	7:05
Inyección de oxígeno de	6:12 a 6:40	Sangrado	8:40
Carbono eliminado	0,40	Duración de la calda	4:40
		Temperatura de	
		sangría	2.880°F

Cuadro 4

CALDA NÚMERO 33299 GRADO 304 L C FECHA: 25 AGOSTO 1955

Carga metálica (2 volquetes):

23.000 libras de 310, 304, etc.

Aleaciones:

3.400 libras de ferrocromo de bajo carbono

170 libras de manganeso metálico

210 libras de níquel

3.780 libras

Peso de lingote:

26.220 libras

Fondos y residuos de cuchara:

700 libras

Materiales de escoria:

2.800 libras de cal

300 libras de espato flúor

1.000 libras de mineral de cromo

1.500 libras de siliciuro de ferrocromo

Análisis final:

Carbono	0,032	Silicio	0,46
Manganeso	0,88	Níquel	9,32
Fósforo	0,026	Cromo	18,20
Azufre	0,023	Molibdeno	0,25
		Cobre	0,25

Desarrollo de la operación:

Sangría de la calda anterior	5:15
Preparación del fondo	5:25
Carga terminada	5:35
Corriente	5:35
Segunda carga	6:15
Recarga de la cuchara	8:15
Escoriado	8:25
Sangría	10:00
Duración de la calda	4:45

Los datos similares para una calda de bajo carbono son los que recoge el cuadro 4.

El consumo de energía en esta clase de trabajo da un promedio de 575 KWH por tonelada fundida. El costo de conservación del refractario es de 1,84 dólares por tonelada. El número de horas-hombre por tonelada de lingote para todo el departamento es menor de 9.

Los resultados que se dan serán mejorados en breve al proporcionar un equipo espectrográfico al laboratorio. Por este medio se espera reducir apreciablemente la duración de la operación.

c) *Observaciones relativas a las ventajas del empleo del oxígeno gaseoso.*

Limitando las observaciones a los resultados consignados sobre la fábrica de Jessop, el empleo del oxígeno junto con la reducción por el siliciuro de ferrocromo hace posible obtener aceros inoxidable de cargas de la misma naturaleza de dos a cuatro veces más rápidamente que con la práctica de antes de 1946 en que se utilizaba el mineral como decarburador. Además no se precisa ahora almacenamiento ni precalentamiento del mineral, aliviándose mucho el trabajo de los operarios del horno. Los costos también se han reducido con la ayuda de la carga superior. Estos progresos en los medios de producción en horno eléctrico sobre la base de cargas de chatarra de acero inoxidable, han ampliado la producción cuatro veces.

BIBLIOGRAFÍA

- (1) Bergman, "Proceedings of the Electric Furnace Conference" *AIME*, 1947.
- (2) Arness, *Steel*, febrero 1948.

El convertidor, soplado con oxígeno, en América Latina*

por GEORGE BULLE

INTRODUCCIÓN

En los cuatro años transcurridos desde 1952 —fecha en que se celebró la Junta de Expertos de Bogotá— se ha modificado la opinión general que predominaba en el mundo sobre este nuevo procedimiento de soplado con oxígeno para la producción de acero; se han reconocido las ventajas que ofrece en cuanto a la disposición general del equipo y a sus resultados económicos; se estudia en todas partes la posibilidad de introducirlo, y de ello es prueba el número de industrias cada vez mayor que lo están adoptando. Mientras que en 1952 las empresas siderúrgicas de convertidor básico —encabezadas por la Oberhausen— se ocupaban de perfeccionar la producción de acero (acero O₂) empleando convertidores soplados con aire y oxígeno, ahora han adoptado el nuevo sistema la mayoría de las acerías alemanas de este tipo y muchas de las que existen en otros países. Ya en 1952, las empresas siderúrgicas austríacas de Linz y Donawitz fabricaban por primera vez aceros soplados con oxígeno (aceros

LD), y ha transcurrido ya bastante tiempo desde que se celebró con una ceremonia la producción del primer millón de toneladas de esta clase de acero. Dos empresas han iniciado en América del Norte la producción de aceros soplados con oxígeno y otras dos están introduciendo las modificaciones necesarias para fabricarlos; en el Brasil está a punto de terminarse la nueva acería que habrá de producirlos. En 1957 la producción de este tipo de acero habrá alcanzado millones de toneladas y en 1980 representará aproximadamente el 40 por ciento de la producción mundial de acero.

2. PRODUCCIÓN DE ACEROS SOPLADOS CON OXÍGENO EN AMÉRICA LATINA

a) *Procedimientos y materias primas básicas.*

El acero obtenido en convertidor soplado con oxígeno

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/LA-II-9.

se fabrica con arrabio. Si se considera que del 70 al 80 por ciento de la materia prima que se emplea en América Latina para producir el acero es el arrabio, y que el resto —o sea, del 30 al 20 por ciento— es chatarra,¹ se comprende que por lo menos de un 70 a 80 por ciento del acero que se produce en América Latina puede ser *acero soplado con oxígeno*.

b) *Los distintos procedimientos y la calidad de las materias primas.*

Los convertidores que se usan para producir aceros soplados con oxígeno están provistos de un revestimiento básico:

- i) para obtener *aceros soplados totalmente con oxígeno* el soplado se efectúa generalmente por la parte superior del convertidor con oxígeno solamente. Este procedimiento lleva a menudo el nombre de las acerías austríacas de Linz y Donawitz (procedimiento LD), que fueron las primeras que se atrevieron a emplearlo en escala comercial;
- ii) para obtener *aceros soplados con aire y oxígeno*, el soplado se efectúa por la parte inferior del convertidor con una corriente de aire enriquecido en oxígeno. El volumen del oxígeno que se agrega está limitado por la duración del fondo del convertidor.

El primer procedimiento permite tratar sin dificultad cualquier tipo de arrabio pobre en fósforo; por lo tanto, conviene a los países que poseen minerales de hierro de bajo contenido en fósforo con el cual puede obtenerse arrabio hasta del 0,3 por ciento (límite superior hasta ahora). El Brasil, Chile, el Perú y Venezuela se encuentran en ese caso. En el Brasil puede tratarse el arrabio con 0,5 a 1,0 por ciento de silicio; 1,0 a 2,0 por ciento de manganeso y 0,1 a 0,3 por ciento de fósforo, a partir del mineral de hierro de Minas Gerais. Lo mismo puede decirse en Chile del mineral de Tofo o de Algarrobo; en el Perú, del mineral de Marcona, y en Venezuela, del Cerro Bolívar. El contenido del arrabio en silicio no debe mantenerse muy alto, debido a que ataca el revestimiento del convertidor. El contenido en manganeso del arrabio (que se logra agregando mineral de manganeso) es benéfico, ya que mejora la calidad del acero.

Los países poseedores de minerales de hierro que dan arrabio con un porcentaje más alto de fósforo, sólo pueden producir por ahora esta clase de acero mediante el soplado con aire y oxígeno. Por lo tanto, este procedimiento es el indicado para la Argentina, Colombia y México. En la Argentina puede fundirse arrabio con 1,6 por ciento de fósforo con los minerales de hierro de Zapla o Sierra Grande; en Colombia se obtiene arrabio con 2,0 por ciento de fósforo de los minerales de Paz del Río, en tanto que en México las minas de Durango permiten obtener arrabio con 0,5 a 1,5 por ciento de fósforo. Para facilitar el soplado y prolongar la duración del convertidor, el contenido en silicio debe mantenerse lo más bajo posible (cerca a 0,3 por ciento); por otra parte, convendría elevar el contenido en manganeso a cerca de 1,2 por ciento con la adición de mineral de manganeso.

c) *Mejoras en los procedimientos por medio de agentes de enfriamiento.*

Los convertidores soplados con oxígeno necesitan agentes de enfriamiento porque, cuando los elementos que acompañan al arrabio se queman con el oxígeno prácticamente puro, se produce mayor calor del necesario; aun si la combustión se produce con soplado de aire y oxígeno, se desprende una gran cantidad de calor. Si se emplea una corriente de oxígeno puro la cantidad de calor que se produce es de cerca de 100.000 kilocalorías por tonelada de arrabio, y si el soplado se hace con aire y oxígeno, se obtiene alrededor de 50.000 kilocalorías por tonelada de arrabio.

En las acerías de soplado con oxígeno se neutralizan estas enormes cantidades de calor con los agentes de enfriamiento que a continuación se indican:

- i) *chatarra* (la chatarra fría se funde y se convierte en acero);
- ii) *minerales de hierro* (el mineral de hierro o las bataduras procedentes de la laminación, ambos en frío, se reducen con el carbono del arrabio y se convierten en hierro, que seguidamente se transforma en acero);
- iii) *vapor* (agua; se agrega al oxígeno vapor recalentado, el cual oxida los elementos que acompañan al arrabio, formando hidrógeno y ácido de carbono);
- iv) *gas carbónico* (se agrega gas carbónico al oxígeno, el cual oxida los elementos que acompañan al arrabio, formando óxido de carbono; en algunas partes se agrega piedra caliza, en vez de la cal que comúnmente se emplea como fundente con el fin de producir gas carbónico).

Estos cuatro agentes de enfriamiento se usan en los convertidores soplados con aire y oxígeno, en tanto que en los convertidores soplados con oxígeno exclusivamente hasta ahora sólo se ha utilizado chatarra o mineral de hierro.

Estas dos últimas prácticas se consideran soluciones económicas por cuanto permiten fundir cantidades considerables de acero bruto sin costo adicional. Aunque la adición de oxígeno y gas carbónico eleva los gastos generales, debido a que el oxígeno que se introduce con ellos es casi siempre más caro que el que de otro modo tendría que agregarse y que así se economiza, estos elementos se costean porque el soplado con ellos impide que el nitrógeno —de tan nociva influencia en la calidad del acero— entre en el baño de metal. Los efectos producidos por los agentes de enfriamiento son muy variables. (Véase el cuadro 1).

Así pues, a grandes cantidades de chatarra corresponden cantidades relativamente pequeñas de mineral de hierro, vapor o gas carbónico. Sin embargo, la cantidad de *oxígeno que se economiza* en las dos últimas adiciones es notable (alrededor de 10 a 20 metros cúbicos por tonelada, con una demanda de 30 a 40 metros cúbicos de oxígeno adicional por tonelada. (Véase más adelante).

La forma de emplear y agregar los agentes de enfriamiento todavía es muy variable en las distintas acerías. (Véase cuadro 2).

Si el baño de metal se enfría agregando mineral de hierro, la participación del acero soplado con oxígeno en la

Cuadro 1

CANTIDAD NECESARIA DE AGENTES DE ENFRIAMIENTO QUE SE REQUIERE PARA PRODUCIR ACERO EN CONVERTIDOR SOPLADO TOTALMENTE CON OXÍGENO, CUANDO EL EXCEDENTE DE CALOR ES DE 100.000 KCAL POR TONELADA DE ARRABIO

	Cantidad de arrabio líquido (kg)
Chatarra (330 kcal/kg)	300
Mineral de hierro (50% de Fe) (1.335 kcal/kg; 0,5)	150
Vapor (3.090 kcal/kg)	32
Gas carbónico (1.260 kcal/kg)	80

producción del acero es tan baja como cuando no se usa chatarra para enfriarlo (77 a 70 por ciento); lo que en este caso disminuye es la demanda de arrabio para el convertidor.

a) *Perfeccionamiento en la producción de acero mediante el sistema de convertidor soplado con oxígeno.*

Los procedimientos de producción de acero en convertidor soplado con aire y oxígeno progresan continuamente tanto en su aspecto práctico como en cuanto a la disposición del equipo y la técnica empleada. Lo anterior se refiere especialmente a la adición del oxígeno y a los agentes de enfriamiento, pero no implica modificación alguna del principio que los rige.

En lo que toca a los procedimientos de producción de acero en convertidor soplado solamente con oxígeno, los adelantos llevados a cabo tanto en el orden científico como en el técnico, en el práctico y en el de planeamiento, afectan también el principio en que se basan dichos procedimientos.

A continuación se exponen algunos de los problemas que de ordinario se presentan:

i) ¿Debe introducirse el oxígeno por una sola tobera, como se acostumbra ahora? En este caso, el oxígeno debe extenderse a través del baño de metal 1 ó 2 metros, lateralmente; en dirección normal a su entrada, a fin de oxidar los elementos que acompañan al arrabio (carbono, silicio, manganeso y fósforo) en la periferia del baño. Como es bien sabido, el oxígeno se introduce en el baño de metal a gran presión para que penetre profundamente en él y produzca una turbulencia con la consecuente combustión de los elementos que se trata de eliminar. ¿No sería más conveniente hacer pasar el oxígeno por encima del baño o lateralmente usando varias toberas, o volver a considerar los experimentos realizados por Lellep soplando el oxígeno por el fondo? Se espera que este sistema contribuiría a la desaparición de los vapores rojos y por tanto a la excesiva oxidación que éstos ocasionan.

Cuadro 2

PARTICIPACIÓN DEL ACERO DE CONVERTIDOR SOPLADO CON OXÍGENO EN LA PRODUCCIÓN DE ACERO (Porcientos)

	Si se enfría con chatarra	Si no se enfría con chatarra
Argentina, Colombia, México	88 — 81	77 — 70
Brasil, Chile, Perú, Venezuela ..	100	77 — 70

ii) ¿No se puede modificar la forma del convertidor? Como el volumen de los gases residuales se reduce en un 70 a 80 por ciento debido a la ausencia de nitrógeno, debería ser posible utilizar una boca más bien pequeña y que la forma del convertidor fuera simétrica. Sin embargo, los productores de acero no se resuelven a prescindir de las ventajas que aporta el convertidor oblicuo utilizado hasta ahora (entre otras, descarga por un solo lado y evacuación fácil de los gases); en todo caso, sólo una empresa siderúrgica emplea actualmente convertidores simétricos.

Después que Kalling usó con todo éxito un convertidor de tipo tambor, para producir aceros soplados con oxígeno, se estudia ahora en Oberhausen la adopción de un convertidor similar para la producción en escala comercial. Se espera que este nuevo convertidor contribuirá a acelerar la defosforación y a evitar tanto la oxidación excesiva como la formación de vapores rojos a fin de aprovechar al máximo los gases y el calor de su combustión. Los expertos y proyectistas se enfrentan ahora con el problema de eliminar los inconvenientes bien conocidos del horno de tipo tambor (dificultades en la carga y la descarga, vigilancia inadecuada de la marcha de la operación y de la conservación del revestimiento, etc.). Mientras tanto, se está estudiando la conveniencia de usar hornos basculantes, como convertidores, en la producción de aceros soplados con oxígeno. Estos hornos ofrecen muchas de las ventajas de los hornos o convertidores de tipo tambor, a saber: una llama suave; ausencia de oxidación excesiva; rápida defosforación; aprovechamiento adecuado del calor y de los gases de escape. Además la verificación puede ser la apropiada durante el soplado y después de él, y la carga y descarga pueden ser fáciles al mismo tiempo.

El convertidor bajo de tipo caja, que se consideró hace algún tiempo en relación con la producción de aceros pobres en nitrógeno, todavía no ha sido propuesto como convertidor soplado con oxígeno, a pesar de que sería muy fácil diseñarlo y construirlo de manera que la corriente de oxígeno penetrara y actuara en él con un efecto suave.

iii) ¿Cómo podría asegurarse una pronta defosforación en el convertidor, del mismo modo que en el horno de solera? ¿Acaso fundiendo de antemano la cal y las baturras de los trenes laminadores (Lellep)? Si se pretende hacer esto en el mismo convertidor antes de verter el metal caliente, deberán tomarse las medidas necesarias en caso de que haya que calentar el convertidor, por ejemplo, con quemadores de aceite u otros medios similares.

En todo caso, esta posibilidad de calentar el convertidor es en general útil porque en este caso, una vez terminada la reducción del carbono en el metal caliente, podría, por ejemplo, oxidarse el fósforo del baño con mineral de hierro; para ello se cortaría la inyección de oxígeno mientras que el quemador de aceite proporcionaría el calor que todavía sería necesario. ¿Qué resultados se obtienen cuando la carga se sopla a temperaturas relativamente bajas y cuáles son las posibilidades con dos tipos de escoria?

iv) Aprovechamiento de los gases residuales. Del convertidor soplado con oxígeno se desprenderá óxido de carbono caliente y prácticamente puro (y también hidrógeno si se agrega vapor), aproximadamente en proporción de unos 70 metros cúbicos por tonelada de arrabio (metal caliente) a una temperatura cercana a los 1.500

grados centígrados, o sea 240.000 kilocalorías por tonelada de arrabio. El calor de combustión de los gases residuales bastaría teóricamente para fundir unos 700 kilogramos de chatarra por tonelada de arrabio, o bien para reducir una cantidad superior a 150 kilogramos de mineral de hierro por tonelada de arrabio, o, por último, para generar más de 200 kilogramos de vapor aprovechando el excedente del calor. Una acería ha tratado de aprovechar este calor residual en la forma indicada; otras queman los gases mezclándolos con diferentes volúmenes de aire secundario y enfriándolos con agua que, generalmente, se inyecta (hasta 4 metros cúbicos por tonelada de arrabio). En realidad todavía no se ha ideado la manera de aprovechar ventajosamente este calor residual.

Müser ha patentado una innovación que consiste en emplear un convertidor cerrado (en cuyo caso, como en el de tipo tambor, no se podrá observar la marcha de la carga: véase más arriba) y extraer el gas, sin quemarlo ni diluirlo, para su mejor aprovechamiento. Esta innovación todavía no ha sido llevada a la práctica, aunque teóricamente resultaría muy ventajosa.

e) *Calidad del acero producido en convertidor soplado con oxígeno en América Latina*

El acero que podría obtenerse en América Latina mediante el procedimiento del convertidor soplado totalmente con oxígeno sería comparable, por lo menos, con el producido en horno de solera, siempre que se aprovechara bien la larga experiencia adquirida en Austria y en América del Norte. Para ciertas aplicaciones (chapa gruesa, láminas, flejes, etc.), esta variedad de acero resultará superior aun al producido en hornos de solera. Tal como ocurre en otras acerías de convertidor, el acero duro se obtiene corrigiendo en la cuchara el acero dulce terminado en el convertidor por medio de los materiales correctores apropiados (arrabio líquido, spiegeleisen, ferromanganeso, carbono). Este procedimiento es preferible al de colada anticipada que se usa con frecuencia en los hornos de solera, porque es más rápido y de mayor precisión.

Si en la práctica se toman las precauciones necesarias, el convertidor soplado con aire y oxígeno también puede producir acero cuya calidad compita ventajosamente con el producido en hornos de solera, como se ha podido comprobar en las acerías alemanas de este tipo. En tal caso debe tenerse especial cuidado de no perjudicar la calidad del acero, lo que puede suceder cuando por no tomar las debidas precauciones, el nitrógeno soplado, de nocivos efectos, se mezcla con el acero. Estas precauciones deben tomarse, sobre todo, durante los últimos minutos del soplado, período en que debe impedirse que el nitrógeno del aire entre en contacto con el baño de metal. Además del enfriamiento intensivo, estas medidas incluyen la adición de mineral de hierro, vapor o gas carbónico para suministrar oxígeno libre de nitrógeno al baño de acero. El Brasil, Chile, el Perú y Venezuela podrían producir fácilmente aceros de todos los tipos y de la mejor calidad en convertidor soplado totalmente con oxígeno. La Argentina, Colombia y México, que, por ahora, tendrían que usar todavía convertidores soplados con aire y oxígeno, podrían producir igualmente aceros de calidad superior y en ese caso tendrían que concentrar su atención en la eliminación del nitrógeno.

f) *Disposición general del equipo de las acerías latino-americanas de convertidor soplado con oxígeno.*

Las acerías de convertidor soplado con oxígeno constarán siempre, de dos unidades por lo menos, aun cuando una sola sería suficiente para alcanzar la producción deseada. En aquéllas en que basten dos de estas unidades se instalarán tres. Esto es, en lo referente a los convertidores, una acería de este tipo se diseñará con una capacidad mayor de la que sería necesaria para la producción, considerando que, en la realidad, los convertidores ocupan poco espacio y su costo de inversión es reducido. Esta característica elimina el riesgo de restringir la posibilidad de futuras ampliaciones, cosa que suele ser frecuente en las acerías con hornos de solera. Por otra parte, de este modo siempre queda espacio para la experimentación.

En América Latina una acería de convertidor soplado con oxígeno diseñada para producir anualmente 300.000 toneladas de acero bruto (capacidad tomada como base en Bogotá en 1952), con cargas de 75 a 80 por ciento de metal caliente (arrabio) y 25 a 15 por ciento de chatarra, deberá contar con el siguiente equipo cuando emplea el procedimiento de convertidor soplado totalmente con oxígeno (el Brasil, Chile, el Perú, Venezuela):

2 convertidores de 30 toneladas	1 horno eléctrico de acero, 0 2 hornos de solera de 30 toneladas cada uno, y 1 instalación para proveer 3.000 metros cúbicos de oxígeno, por hora.
------------------------------------	--

Y con el siguiente, cuando se aplica el procedimiento del convertidor soplado con aire y oxígeno:

2 convertidores de 30 toneladas	1 horno eléctrico de acero, 0 2 hornos de solera de 30 toneladas cada uno, y 1 instalación para producir 1.500 metros cúbicos de oxígeno, por hora.
------------------------------------	---

Las acerías de convertidor soplado con aire y oxígeno pueden transformarse fácilmente en instalaciones de convertidor soplado totalmente con oxígeno (sólo se necesita cambiar la forma de los convertidores y el sistema de alimentación de oxígeno).

Cualquiera de los dos tipos de acería deberá instalarse en un edificio de tres naves: una nave para los conductos de humos, alimentación de oxígeno y adiciones, etc.; otra para el suministro de chatarra y metal caliente (arrabio), y la última para la colada y los trabajos de preparación de la cuchara.

Estas tres naves estarán servidas por puentes-grúas de 50 toneladas. La edificación debe tener aproximadamente 60 metros de ancho por 80 de largo, si el horno auxiliar es eléctrico y 60 por 120 si es del tipo de solera. Una acería con hornos de solera de 300.000 toneladas de acero bruto de producción anual, deberá contar, por lo menos, con tres hornos de 180 toneladas. Necesitará un edificio de tres naves (maniobra, horno y colada), con una superficie mínima de 60 por 150 metros con estructuras sólidas de acero con puentes-grúas pesados (grúas de colada de 250 toneladas).

En cuanto a las instalaciones y equipo, la acería de convertidor soplado con oxígeno es muy similar a la clásica de convertidor soplado con aire, diferenciándose de ella únicamente por los sistemas de alimentación de chatarra y oxígeno, que tienen que ser los adecuados.

El diseño de una acería cuya producción anual alcance un millón de toneladas de acero bruto será, en líneas generales, igual al que corresponde a una capacidad no superior a 300.000 toneladas de acero bruto al año, pero se equipará con hornos y convertidores de 90 toneladas de capacidad, en tanto que la instalación productora de oxígeno deberá tener una capacidad de 9.000 ó 4.500 metros cúbicos por hora.

g) *Resultados probables en América Latina de la fabricación de acero en convertidor soplado con oxígeno*

- *Experiencia práctica adquirida hasta hoy* (tratamiento de la carga, soplado, producción anual, pérdidas de combustión, consumo de oxígeno, tratamiento de los gases residuales):

i) *Tratamiento de la carga.* En el convertidor soplado con aire y oxígeno, el tratamiento de la carga varía según el grado del metal caliente (arrabio) y el agente de enfriamiento que se use. Como el metal caliente, que contiene gran cantidad de silicio, es relativamente viscoso cuando comienza el soplado, éste se hace al principio a poca velocidad y sin adición de oxígeno; una vez quemado por completo el silicio, se aumenta poco a poco el soplado y la proporción de oxígeno, hasta llegar al 40 por ciento o más. Es más conveniente efectuar el enfriamiento después, a medida que se genera el calor de la combustión; de este modo, no se tropieza con dificultades al agregar el mineral de hierro (que se introduce por la parte superior), el vapor o el gas carbónico (que se introducen por la tobera de soplado). Debido a que la chatarra es a menudo muy voluminosa, ésta se carga, en la mayoría de los casos antes que el metal caliente y por la parte superior, solamente se cargan durante el soplado pequeñas cantidades de chatarra de enfriamiento. En las acerías de convertidor soplado con aire y oxígeno se presta atención preferente a los últimos minutos del soplado. En este período, que se caracteriza por el riesgo de introducir nitrógeno en el baño de metal, debe tratarse en lo posible de mantener frío éste mediante la intensificación del enfriamiento, y al mismo tiempo debe regularse el paso del oxígeno de modo que la temperatura se eleve lo menos posible. Si se logra enfriar el baño de metal agregando vapor o gas carbónico, el volumen del oxígeno y del nitrógeno que entra con el soplado puede mantenerse muy bajo. En algunas acerías se elimina el silicio del baño de metal caliente antes de cargar el convertidor, efectuando un previo afino con oxígeno en la cuchara o un soplado previo en el convertidor ácido.

En lo que toca al procedimiento del convertidor soplado totalmente con oxígeno, la marcha de la carga se regula desde un cuadro de mando. Aunque esto último no es de especial importancia para el convertidor clásico, en el caso de que se trata el operario ha de comprobar desde aquél el volumen y la presión del oxígeno del soplado, la posición del quemador, la cantidad de agua de enfriamiento (para la tobera de oxígeno) y la presión del agua, guiándose por el aspecto de la llama. Además también se puede vigilar desde el cuadro de mando la adición de cal o mineral de hierro, tanto antes de vaciar la carga como durante su tratamiento. Aunque se registren las temperaturas en el interior del convertidor, éstas no influyen en la observación que efectúa el operario desde el cuadro de mando. Todavía no se ha dado el paso decisivo para lograr el control "ciego" de los convertidores. El control "ciego"

sólo se generalizará cuando (como sucede en el caso de los convertidores de tipo tambor o Müser) la llama libre no sea claramente visible para el obrero que vigila la operación.

ii) *Soplado.* El soplado de aire y oxígeno dura menos que el clásico soplado de aire (teóricamente se ahorra hasta 50 por ciento del tiempo y en la práctica hasta 30 por ciento), porque se introduce una mayor cantidad de oxígeno en el baño de metal sin tener que aumentar la intensidad del soplado. Con el sistema moderno de alimentación de oxígeno, la operación del soplado (por una sola tobera: procedimiento LD), que se efectúa por la parte superior de los convertidores, es naturalmente más lenta que en el convertidor soplado con aire de fondo, porque el oxígeno tarda más en llegar a su "combustible", esto es, a las impurezas que acompañan al arrabio (carbono, silicio, manganeso, fósforo).

iii) *Producción anual.* Las cifras de producción anual casi no reflejan las diferencias que existen en los períodos de soplado, porque hasta ahora no ha sido necesario reducir al mínimo el tiempo de maniobra y de reparación de los convertidores. En el grado actual de evolución es posible alcanzar las siguientes cifras en toneladas anuales de acero:

Producción anual de los convertidores soplados con oxígeno:

Un convertidor de 15 toneladas	= más de 100.000
Un convertidor de 30 toneladas	= más de 200.000
Un convertidor de 50 toneladas	= más de 350.000
Un convertidor de 90 toneladas	= más de 600.000

iv) *Pérdidas de combustión y rendimiento.* Como ocurre en el convertidor soplado con aire, en el soplado con oxígeno las pérdidas de combustión son aproximadamente de 9 a 11 por ciento y, del mismo modo que en el primero de los casos, varían según la cantidad de las impurezas del arrabio (carbono, silicio, manganeso, fósforo), según la cantidad de hierro oxidado y según la cantidad de los arrastres. Estos últimos son, en la mayoría de los casos, menores que en el convertidor soplado con aire; la cantidad de hierro oxidado (polvo de color rojo, mayor contenido de óxido de hierro en la escoria) es en general mayor, sobre todo en los convertidores soplados totalmente con oxígeno y en especial cuando se hace necesaria una segunda defosforación. Además, a estas pérdidas hay que agregar un 2 por ciento que se produce en la colada, de modo que se puede afirmar que las acerías equipadas con convertidor soplado totalmente con oxígeno, lo mismo que las que funcionan con convertidor soplado con aire, tienen un rendimiento total aproximado del 87 por ciento.

v) *Consumo de oxígeno.* En los convertidores soplados con oxígeno se producen pérdidas insignificantes de este elemento y —lo que es curioso— lo mismo sucede en los convertidores del tipo LD que se soplan por la parte superior. Por consiguiente, el consumo de oxígeno puede computarse por la fórmula química de combustión.

Las cifras siguientes pueden servir de guía:

A. *Convertidores soplados con aire y oxígeno (soplado de fondo):*

Enfriamiento con chatarra	con adición de hasta 34 por ciento de oxígeno en el soplado y hasta 35 metros cúbicos por tonelada de arrabio convertido
Enfriamiento con mineral	hasta 25 metros cúbicos por tonelada de arrabio convertido
Enfriamiento con vapor	hasta 25 metros cúbicos por tonelada de arrabio convertido
Enfriamiento con gas carbónico	hasta 25 metros cúbicos por tonelada de arrabio convertido.

B. *Convertidores soplados totalmente con oxígeno* (soplado de superficie procedimiento LD):

Enfriamiento con chatarra	de 60 a 70 metros cúbicos por tonelada
Enfriamiento con mineral de hierro	de 40 a 50 metros cúbicos por tonelada
Enfriamiento con vapor	de 40 a 50 metros cúbicos por tonelada ^a
Enfriamiento con gas carbónico	de 20 a 30 metros cúbicos por tonelada ^a

^a Las cifras indicadas son hasta hoy teóricas.

En la práctica los convertidores soplados con aire y oxígeno (soplado de fondo) suelen consumir menor cantidad de oxígeno (cuando el funcionamiento está normalizado), en tanto que los convertidores soplados totalmente con oxígeno consumen el mismo oxígeno que indican los cálculos teóricos. Además, cabe mencionar que el convertidor soplado con aire y oxígeno (soplado de fondo) puede funcionar con oxígeno menos puro (45 a 80 por ciento) sin ningún inconveniente. Desde el punto de vista de la calidad y a fin de eliminar el nitrógeno, en los convertidores soplados totalmente con oxígeno ha de emplearse oxígeno tan puro como sea posible.

vi) *Material refractario.* La mayor parte del material refractario que se consume es magnesita, dolomita y alquitrán (que actúa como aglutinante). En realidad este consumo es inferior al de los hornos de solera, en los cuales, aun cuando sean de la forma más conveniente (hornos cilíndricos de carga por la parte superior), la operación de fusión es mucho más lenta que en los convertidores, en donde la conversión en acero se efectúa con el soplado, que dura breves minutos. Además, los convertidores soplados con oxígeno consumen menor cantidad de material refractario. En el caso de los convertidores soplados con aire y oxígeno esto se debe a que el soplado se hace con mayor rapidez y en los soplados íntegramente con oxígeno se debe a que su diseño y construcción son más sencillos que los de los convertidores soplados por el fondo (10-12 kg por tonelada).

vii) *Tratamiento de los gases residuales.* El excedente de gas sale libremente por la boca del convertidor soplado con oxígeno, en donde se inflama instantáneamente, produciendo en los convertidores de aire y oxígeno una llama blanca, brillante. El brillo se intensifica según la proporción del oxígeno que contenga el soplado. Una vez quemado el carbono, la llama se extingue paulatinamente y se desprenden vapores de nitrógeno de un color rojo cada vez más intenso. Los gases se componen, en su mayor parte, de nitrógeno, óxido de carbono, anhídrido carbónico y pequeñas cantidades de oxígeno; su volumen se calcula en unos 350 metros cúbicos por tonelada de acero o —si se trata de un convertidor de 30 toneladas— en 700 metros cúbicos por minuto— lo que equivale a casi 10.000 metros cúbicos por carga. Sin embargo, cuando los gases se evacúan a través del conducto de humos situado en un extremo, el volumen aumenta en varias veces su volumen inicial debido al aire secundario, es decir, alcanza unos 50.000 metros cúbicos por hora.

En lo que se refiere al procedimiento del convertidor soplado de fondo, la cantidad de los gases residuales debería disminuir más o menos proporcionalmente a la reducida cantidad de nitrógeno (que penetra con el aire), aun cuando hasta ahora no se poseen datos ciertos sobre producción de dichos gases.

En cuanto a los convertidores soplados íntegramente con oxígeno, todavía no se ha podido limitar al mínimo, teóricamente posible, la cantidad de gases residuales (70 metros cúbicos de óxido de carbono por tonelada, más una pequeña cantidad de hidrógeno, si se introduce vapor). En este procedimiento se forma en realidad una pequeña cantidad de gases residuales, pero su volumen aumenta en forma considerable debido a la combustión subsiguiente del óxido de carbono con el aire secundario que lo acompaña (600 a 4.000 metros cúbicos normales por tonelada o más de 100.000 metros cúbicos normales por carga). Estos gases forman una nube de color rojo oscuro que se extiende en derredor. Se ha tratado de impedir esta nube roja, evitando en lo posible que el aire secundario se mezcle con los gases residuales y reduciendo el volumen de estos gases. Actualmente, a fin de purificarlos, estos gases se llevan a una chimenea cerrada construida parcialmente con ladrillos especiales y sometida en parte a enfriamiento con agua en gran cantidad y se conducen al exterior por un conducto lateral; finalmente, se purifican, ya sea por vía húmeda con toberas inyectadas Venturi, torres de lavado o columnas lavadoras, por vía seca, por vía electrostática o por filtrado. El polvillo que se recoge consiste principalmente en pequeñas partículas de óxido de hierro de extrema fineza (80 por ciento de menos de 1 μ) que tal vez pueda usarse como mena de hierro en instalaciones de conglomeración y hasta como materia colorante en la industria y pinturas. Teóricamente, del polvo recogido debe recuperarse un 0,8 a 1,2 por ciento de hierro, en forma de óxido férrico anhidro.

h) *Gastos de inversión y de funcionamiento de las acerías de convertidor soplado con oxígeno*

El diseño y la construcción de una acería de convertidor soplado con oxígeno son mucho más sencillos; requieren menos espacio que en una acería con hornos de solera. Los gastos de inversión ascienden, en el primer caso, como máximo, a un 60 por ciento de los que demanda una acería del segundo tipo. Lo mismo puede decirse de los gastos de funcionamiento, que en la mayoría de los casos ascienden al 60 por ciento.

Las diferencias que existen en los gastos de inversión y de funcionamiento entre las acerías de convertidor soplado con oxígeno y las de horno de solera se han determinado en la única acería de convertidor soplado con oxígeno construida hasta ahora y se explican fácilmente.

i) Las instalaciones y los equipos de las acerías de convertidor soplado con oxígeno, por su menor tamaño y por su sencillez, son más baratos que cuando se trata de horno de solera. Por otra parte, el costo de las unidades metalúrgicas pequeñas es mucho menor; así, por ejemplo, el costo de un convertidor soplado con oxígeno de 30 toneladas, en conjunto con la instalación que proporciona el oxígeno necesario, no excede —para una producción anual de 200.000 toneladas de acero— de 3,50 dólares por tonelada, en tanto que dos hornos de solera —para igual producción anual— cuestan por lo menos 8 dólares por tonelada. En las condiciones que prevalecen en Europa, el costo de instalación de una acería de convertidor soplado con oxígeno, se podría fijar como máximo para una capacidad anual de 300.000 toneladas, en 6 millones de dólares, en tanto que el de una acería con hornos de solera de la misma capacidad sería de 9 a 10 millones de dólares.

ii) Es natural que el costo de funcionamiento de una acería de convertidor soplado con oxígeno sea inferior al de una acería con horno de solera, por cuanto la primera no necesita combustible (lo que representa unos 4 dólares por tonelada) y el oxígeno que se usa como sustituto —aproximadamente 60 metros cúbicos por tonelada— no cuesta más de 1,50 dólares por tonelada. Los desembolsos por concepto de personal y gastos generales por tonelada son menos cuantiosos, debido a las elevadas cifras de producción de los convertidores en comparación con los hornos de solera; los costos de conservación son también mucho más bajos (cantidades considerablemente

menores de dolomita y material refractario); etc. Por lo general se supone que el costo del acero obtenido de una misma carga en convertidor soplado con oxígeno es por lo menos de 3 a 5 dólares inferior al producido en horno de solera.

Es de suponer que los estudios de costos realizados en Europa y América del Norte también puedan aplicarse en general a América Latina. Como es natural, cada disposición necesitará un estudio especial. Los datos que aquí se proporcionan son aplicables a los aceros producidos en convertidor soplado íntegramente con oxígeno; por lo tanto, tendrían que adaptarse a la producción de los aceros obtenidos en convertidor soplado con aire y oxígeno.

Nuevos instrumentos de regulación para la fabricación de acero en el convertidor*

por P. LEROY

I. NATURALEZA Y OBJETO DE LA REGULACIÓN EN LA FABRICACIÓN DE ACERO EN EL CONVERTIDOR

El 62 por ciento de la producción francesa de acero se obtiene en el convertidor básico o convertidor Thomas. Por eso, desde que se creó en 1947, el Instituto de Investigaciones de la Siderurgia Francesa (IRSID), su programa de investigaciones concede gran importancia a la labor encaminada a mejorar el rendimiento de la conversión del arrabio en acero básico y la calidad de este último. Respecto a este amplio programa de investigaciones, que todavía sigue su curso, sólo se mencionarán los métodos e instrumentos que han ido desarrollándose para la regulación del soplado. Algunos de ellos constituyen hoy instrumentos-tipo en el trabajo de ciertas acerías. Otros se encuentran en su fase de desarrollo. Aunque diseñados para los convertidores básicos, estos aparatos pueden emplearse también con los convertidores ácidos.

Durante 70 años el personal a cargo de la conversión no disponía a menudo más que de dos instrumentos: un manómetro y un cronómetro. El primero, para conocer la presión del aire y el segundo para regular la duración del soplado.

Fuera de estos datos el soplador sólo podía guiarse por los signos empíricos siguientes: aspecto de la llama, desbordes por la boca del convertidor, aparición de la escoria al bascular el convertidor, grado de efervescencia de la muestra, aspecto de la factura de la muestra, posible presentación de lobos en la cuchara, etc.

Estos signos empíricos tienen su valor y nunca se pensó en prescindir de ellos, pero se consideró necesario suministrar al técnico del acero cierto número de datos en curvas de registro que podrían utilizarse bien por el soplador para guiar la operación, bien por el técnico para tener un mejor conocimiento de la operación de soplado y poder realizar las comparaciones oportunas.

Bastarán algunos ejemplos para demostrar la importancia de dicha confrontación. Considérese el caso de una fábrica de acero que produce 600.000 toneladas cortas por año¹.

a) Primer ejemplo: Reducción al mínimo del desborde en la boca del convertidor

Supóngase que mediante un estudio del desborde y la regulación del soplado, sea posible obtener 12 libras más de metal por tonelada de acero reduciendo el desborde. Esto representa un aumento de 3.600 toneladas en la producción anual, o el equivalente de más de dos días de producción.

Es muy conservador el cálculo de 12 libras ganadas por tonelada. En el convertidor básico, el promedio de rendimiento práctico de lingotes, definido por la relación $\frac{\text{hierro} + \text{chatarra}}{\text{producción de acero}}$ es de 1,130 (el rendimiento teórico

de hierro Thomas soplado sin chatarra es 1,070, ya que este arrabio contiene 6,5 por ciento de elementos oxidables distintos del hierro propiamente dicho: Si, Mn, C y P). La ganancia de 12 libras por tonelada señala la posibilidad de reducir a 1,124 la relación precitada (1,130). No hay nada utópico en ello, ya que recientemente se han obtenido mejores resultados en Francia en varias fábricas (1) como consecuencia de un estudio sistemático del desborde en el convertidor básico (2).

La investigación ha sido posible gracias a la realización de un nuevo tipo de fluidómetro, denominado contador-registrador volumétrico (3), que registra las sucesivas velocidades de circulación para indicar en todo momento, en la curva correspondiente, el volumen total del aire soplado desde el comienzo de la operación.

Los resultados del estudio metódico de la capacidad de soplado en el convertidor básico han sido aprovechados por la mayor parte de las fábricas de acero francesas y por algunas extranjeras.

Dicho instrumento tiene interés desde un doble punto de vista: i) como instrumento de investigación, y ii) como dispositivo regulador en el trabajo ordinario.

b) Segundo ejemplo: Estudio del consumo del aire por tonelada de hierro

Supóngase que sea demasiado alto el consumo de aire por tonelada de hierro —un promedio de 2.000 pies cúbicos

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA./CONF. 4/LA.II-7.

¹ Entiéndase toneladas cortas en todo el texto.

bicos por tonelada—, debido, por ejemplo, a la escasa profundidad del baño.

Estos 2.000 pies cúbicos de aire en exceso se calientan inútilmente a una temperatura media de 1.300°C al pasar a través del baño metálico. Puede calcularse que si se mantuviese constante la relación $\frac{\text{CO}_2}{\text{CO}}$, del contenido de

CO y CO₂ de los gases de escape, el calor así obtenido del metal, por el exceso del aire, permitiría fundir unas 150 libras de chatarra más por tonelada de hierro, lo que en modo alguno es despreciable, ya que correspondería a . . . 45.000 toneladas anuales para la fábrica de acero de 600.000 toneladas de producción que se ha tomado como ejemplo.

La solución consiste en aumentar la carga de hierro, pero en forma razonable, evitando el desborde en la boca del convertidor durante el soplado. La reducción del consumo de aire por tonelada de hierro también permite efectuar economías en el funcionamiento de la máquina soplante y reducir el tiempo de soplado.

c) Tercer ejemplo: Regulación térmica del convertidor

Una adecuada regulación térmica es indispensable para el funcionamiento del convertidor, ácido o básico. Algunas fábricas de acero emplean el pirómetro de inmersión, que da una medida muy exacta de la temperatura al bascular el convertidor. Por desgracia, este momento suele ser demasiado tarde para corregir la temperatura; además, la temperatura final no ayuda a conocer la evolución térmica de la carga durante el soplado. Dos cargas terminadas a idéntica temperatura pueden haber tenido diferente evolución durante el soplado. El pirómetro de inmersión, instrumento extremadamente exacto, no es por lo tanto suficiente.

Supóngase, verbigracia, que —a causa de inesperadas variaciones en la composición del hierro— el operario deba ajustar las cargas a fin de obtener una temperatura final media que sea 16,7°C (30°F) superior a la temperatura mínima, para impedir la formación de lobos en la cuchara: por ejemplo 1616°C (2940°F) en vez de 1599°C (2910°F).

Estos 16,7°C habrían permitido fundir 25 libras de chatarra más por tonelada, o 7.400 toneladas anuales para una fábrica de acero de 600.000 toneladas de producción, es decir el equivalente de cuatro días y medio de producción: para esto no se necesitaría una tonelada de hierro más de los altos hornos.

Hay que tener en cuenta también algunas otras ventajas que resultan de la buena regulación de la temperatura. En el caso del convertidor básico, esas ventajas son las siguientes:

- i) La pérdida de hierro en la escoria se reduce cuando la temperatura se ajusta a un valor bajo. Una diferencia de 16,7°C conduce a una variación de alrededor de 1 por ciento en el contenido de Fe de la escoria Thomas (básica), ó 5 libras por tonelada, lo que equivale a 1.500 toneladas por año para una fábrica de acero de 600.000 toneladas de producción, o sea alrededor de un día de producción.
- ii) Cuando se evitan temperaturas excesivas, es más bajo el consumo de ferromanganeso para la des-

oxidación. Una diferencia de 16,7°C en acero vivo produce una variación de más o menos 1/2 libra (0,22 kg) por tonelada, o 145 toneladas al año, en el consumo de ferromanganeso del 75 por ciento.

- iii) La obtención de acero con bajo contenido de fósforo es más fácil cuando se trata de caldas llevadas a una temperatura óptima, no demasiado elevada.
- iv) Se obtiene acero con menor contenido de nitrógeno cuando todo el ciclo térmico del metal durante el soplado es en sí más bajo. (4)

Todas estas consideraciones indujeron a idear y desarrollar pirómetros registradores que permitan obtener una curva de temperaturas durante el soplado.

Se han construido dos clases de instrumentos que hasta ahora sólo existen como prototipos, pero que ya han proporcionado interesantes registros: a) un pirómetro bicolor (5) enfocado hacia el baño metálico a través de uno de los orificios de soplado en el fondo del convertidor; b) un pirómetro de llama (6) enfocado hacia la llama del convertidor, justamente cerca de la boca, que no registra la temperatura de la llama según su brillo, sino su verdadera temperatura, tomando en cuenta su factor de emisión.

Estos instrumentos permitirán corregir la evolución térmica de las cargas antes de terminar el soplado, mediante adiciones de calor o refrigerante en la cantidad que indiquen las tablas preparadas en cada fábrica con ayuda de tales instrumentos.

d) Cuarto ejemplo: Término del soplado

En el convertidor ácido, el término de la operación coincide con el de la decarburación, que se caracteriza muy claramente por una atenuación del brillo de la llama. De este modo, el soplador, con relativa facilidad puede detener el soplado examinando la llama.

Hace unos quince años, H. K. Work (7) propuso y aplicó un interesante método para detener el término del soplado. Consiste en enfocar una célula fotoeléctrica a la llama del convertidor, lo que equivale a registrar una temperatura de luminosidad. Al terminar la decarburación, la curva registrada reveló un descenso bastante pronunciado, interrumpido por un pequeño escalón, que podría usarse como la señal del término para el soplado en el convertidor ácido.

Al aplicarse al convertidor básico, el método dio resultados muy diferentes. En efecto, al final de la defosforación, el brillo de la llama en el convertidor Thomas —después de haber aumentado constantemente desde el principio— se estabiliza a cierto valor en los últimos momentos del soplado; en otras palabras, la curva trazada por este método termina en un nivel estable. Desgraciadamente, para obtener un contenido preciso de fósforo en el acero, es necesario que la parte plana de la curva sea tanto más amplia cuanto más alta sea la temperatura final del baño. Esta estrecha dependencia en relación con la temperatura priva a este método de toda exactitud y le hace inservible en la industria.

Se pensó entonces que no debían examinarse las características de emisión de la llama, sino sus características de transmisión. Como ocurre en el convertidor ácido en el último momento del soplado, la llama del convertidor Thomas

contiene en suspensión una cantidad creciente de partículas de óxidos de hierro, comúnmente llamadas humos rojos, que alteran en gran medida la opacidad de la llama y que dan al soplador un buen signo empírico para determinar el término del soplado.

El empleo del principio de transmisión significa que detrás de la llama del convertidor hay que colocar una fuente de luz cuya temperatura de brillo sea constante y conocida y que —por medio de una célula fotoeléctrica enfocada hacia esta fuente de luz y a través de la llama del convertidor— mida la porción de energía luminosa transmitida por la llama, es decir, la no absorbida por ésta. Tal es el principio del "opacímetro" (8), instrumento que traza una curva de opacidad, proporcionando así los datos necesarios para determinar el término del soplado. La localización de estos signos continúa dependiendo en cierto modo de la temperatura, pero mucho menos que en los métodos basados en la emisión directa de la llama.

En el caso del convertidor Thomas hay que determinar con bastante exactitud el término del soplado. Si esto se hace prematuramente, el contenido de fósforo del metal es aún demasiado alto; si se hace demasiado tarde, se corre el riesgo de una exagerada pérdida de hierro en la escoria y una sobreoxidación del metal, con las desventajas consiguientes (por ejemplo, un aumento en el consumo de ferromanganeso y una colada defectuosa de acero).

El opacímetro se emplea hoy para determinar el término del soplado en el convertidor básico en 14 fábricas de acero francesas, 2 belgas y 1 luxemburguesa.

2. DESCRIPCIÓN Y USO DE LOS INSTRUMENTOS

Se examinarán sucesivamente los cuatro instrumentos siguientes, así como su aplicación en los convertidores básicos: a) el contador-registrador volumétrico; b) el pirómetro bicolor; c) el pirómetro de llama, y d) el opacímetro.

a) El contador-registrador volumétrico (3)

Este instrumento ha sido estudiado por los Servicios Generales del IRSID, bajo la dirección de los señores Michaux, Jefe de este Departamento, y Rodicq, ingeniero encargado del instrumental, en estrecha colaboración con un fabricante francés.

Se trata de un tipo especial, de fluidómetro que se emplea para registrar y medir dos datos básicos:

- i) la corriente de aire en todo momento, automáticamente expresada en metros cúbicos por minuto (o en pies cúbicos por minuto), reducida a temperatura y condiciones de presión normales (0°C, 760 mm Hg);
- ii) el volumen de aire soplado en la carga desde el comienzo de la operación hasta el momento que se considera; mejor que el tiempo, constituye la verdadera variable que caracteriza la evolución del afino de un determinado peso de arrabio.

La medición de la corriente de aire en todo momento se efectúa mediante un fluidómetro lineal transmisor, conectado con un medidor de orificio colocado en el tubo de aire. Este fluidómetro está equipado con un dispositivo compensador de presión automática, y calibrado de una vez para siempre a la temperatura media del aire.

La cinta de papel del receptor registra la curva de fluido y es conducida por un dispositivo de integración cuya velocidad es proporcional a la corriente instantánea de aire. De ello resulta que la longitud del papel que se desarrolla en un momento dado no es proporcional al tiempo sino a la cantidad de aire soplado desde el principio de la operación.

Un contador de dígitos, controlado por un sistema de cinta registradora, indica directamente el total del volumen de aire que ha fluído desde el comienzo del soplado.

Este equipo se complementa con un registrador de presión. La interpretación simultánea de las dos curvas, de fluido y de presión, permite conocer las variaciones de permeabilidad; este dato, definido por la corriente de aire que pasa por el convertidor a una presión dada (por ejemplo, 25 psi, ó 1,7 kg/cm²) caracteriza sobre todo la resistencia del fondo del convertidor a la corriente de aire.

Se ha desarrollado otro tipo de contador-registrador volumétrico para aire mezclado (por ejemplo, aire enriquecido con oxígeno, u oxígeno + vapor de agua, etc.). En este caso, la verdadera variable es la cantidad total de oxígeno que ha circulado desde el comienzo del soplado hasta el momento que se considera. El contador-registrador volumétrico puede usarse entonces como un dispositivo para la regulación de las proporciones.

En relación con el convertidor Thomas, se planteó el importante problema de investigar los factores que influyen en el desborde en la boca del convertidor durante la primera mitad de la decarburación. El contador-registrador volumétrico hizo posible esta investigación (2) cuyas conclusiones principales fueron las siguientes:

Conclusiones acerca de la forma del convertidor. Primera. El desborde se reduce o desaparece cuando disminuye la profundidad estática del baño. Puede ser de especial interés dar forma cilíndrica a la parte inferior del nuevo revestimiento, que suele comprender un talud o un escalón. En general, el diámetro interior del nuevo revestimiento debe ser bastante grande para que la profundidad estática del baño no exceda de 600 milímetros (2 pies). En realidad, en los convertidores franceses, la profundidad estática del baño varía entre 700 y 900 milímetros (entre 2'4" y 3'0"). Durante una campaña se desgasta el revestimiento del convertidor, lo cual mejora notablemente la capacidad de soplado al disminuir la profundidad estática del baño y también debido a una mejor forma meridiana del revestimiento desgastado.

Segunda. El diámetro de la sección de soplado debe ser lo más grande posible, pues la capacidad de soplado del convertidor es mejor mientras más cerca del revestimiento estén las toberas situadas en la periferia del fondo. Es muy importante, por esto, la mayor magnitud posible del fondo del convertidor.

Conclusiones acerca de la operación de afino en el convertidor básico. Primera. El desborde que se produce durante la primera mitad de la decarburación parece motivada por un esponjamiento de la carga al emulsionarse, en la masa metálica, una escoria primaria silíceo con un alto poder espumante, que sólo gradualmente neutraliza la cal. Así se explica el doble hecho de que el desborde no aparezca al comienzo —cuando todavía no se ha formado bien la sílice producida por la oxidación del silicio— y que suela desaparecer hacia la mitad del período decarburante —cuando la cal logra neutralizar la sílice de la escoria primaria—, reduciendo así su poder espumante y, por ende, el esponjamiento de la carga. Esto explica también

que, al fabricar acero Thomas, el arrabio con mayor contenido de silicio produzca un desborde más abundante.

Segunda. El consumo de aire por tonelada de hierro depende principalmente de la composición de éste, pero asimismo de la profundidad estática del baño y de las condiciones térmicas de la operación. Aumenta, sobre todo, cuando la profundidad estática del baño disminuye por bajo de cierto valor, lo que hace que parte del aire que pasa por el baño no reaccione con él.

Tercera. Bajo ciertas condiciones, las toberas se obstruyen parcialmente en el convertidor básico, con lo cual disminuye la permeabilidad. Las pruebas de soplado —realizadas con una corriente de aire constante y en que se registra la correspondiente presión del aire con un contador-registrador volumétrico— han permitido establecer dos hechos: a) durante la primera mitad de la decarburación se requiere un aumento de presión de alrededor de 0,2 a 0,3 de kilogramo por centímetro cuadrado (3 a 4 psi) para mantener la corriente de aire en su valor; esto se debe probablemente a la obstrucción parcial de las toberas por la escoria primaria silíceas, cuya viscosidad es muy elevada en ese momento; y b) durante la segunda mitad de la decarburación (nunca antes) puede ocurrir una anomalía en la permeabilidad que hará aumentar bastante la presión, pudiendo llegar a 1 kilogramo por centímetro cuadrado

(14 psi). Esto corresponde a la formación de un tapón de metal solidificado en la boca de algunas toberas, tapón que sólo se funde durante la defosforación. Esta puede prolongar de 2 a 3 minutos el tiempo de soplado en cargas tratadas sin cuidado especial.

Los resultados precedentes son los que se obtienen utilizando el contador-registrador volumétrico como instrumento de investigación. Pero también puede utilizarse como instrumento de confrontación que puede emplearse en el trabajo ordinario, como a continuación se indica.

Ya se ha señalado que en un convertidor básico de forma y tamaño determinados, el desborde que se produce en la boca del convertidor durante la primera mitad de la decarburación depende sobre todo del contenido de silicio en el arrabio y del grado de desgaste del revestimiento. Es posible, pues, utilizando el contador-registrador volumétrico, trazar a manera de experimento una serie de curvas de corriente de aire tal como indica la figura I. En esta figura cada curva representa las corrientes sucesivas de aire de límite extremo, es decir, aquellas corrientes más allá de las cuales aparece el desborde. El operario —que conoce aproximadamente el contenido de silicio del hierro y exactamente el estado del revestimiento— puede seguir en la figura la curva de la corriente de aire necesaria para la carga considerada. Eventualmente, siempre puede reducir la corriente de aire en mayor grado del previsto, pero la experiencia muestra que el conocimiento de tales diagramas es útil en la mayoría de los casos.

La escala de la abscisa de la figura I se gradúa en volumen relativo de aire soplado, la que es válida sea cual fuere el peso y la composición del arrabio cargado. Los diagramas prácticos se gradúan en metros o pies cúbicos de aire, y por lo tanto sólo son válidos para determinado peso de arrabio y una composición media de este hierro.

En la práctica, cuando el contenido de silicio del hierro tiende a ser elevado, el operario prefiere por lo común iniciar el soplado con una corriente de aire inferior al límite máximo de la máquina soplante a fin de tener una reserva de energía con la que hacer frente a la repentina disminución de la capacidad de soplado al principio de la decarburación. Así pues, empieza el soplado con unos 15.000 pies cúbicos por minuto (425 m³/min) para un convertidor de 20 toneladas, siguiendo la curva A de la figura y continúa siguiendo las curvas en v.

En el trabajo diario el contador-registrador volumétrico ayuda, por lo tanto, a pronosticar la aparición y la intensidad del desborde, y permite soplar cada carga dentro del menor tiempo posible, evitando dicho fenómeno, es decir, aumentando la eficacia de la operación en el convertidor.

No es ese el único interés práctico del instrumento. Por ejemplo, si hay que agregar piedra caliza o mineral de hierro en un momento preciso del soplado, para reducir el contenido de nitrógeno del acero, este instrumento permite tal adición cuando se ha soplado un número determinado de pies o metros cúbicos de aire, con lo que se obtiene mayor exactitud que si se confía en la duración del soplado.

También es interesante conocer el consumo de aire por tonelada de hierro y sus posibles variaciones.

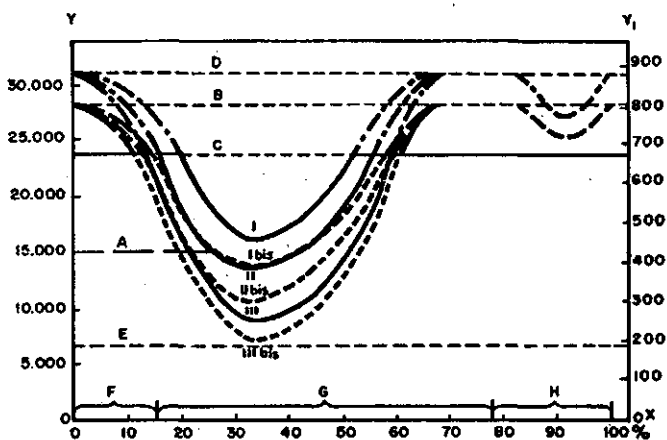
b) El pirómetro bicolor (5)

Este instrumento ha sido estudiado por los Servicios Generales del IRSID, y especialmente por los señores Rodicq y Maillot, bajo la dirección del señor Michaux.

Figura I

SERIES DE CURVAS DE ADMISIBILIDAD DE AIRE DE ACUERDO CON EL CONTENIDO DE SILICIO DE HIERRO CON REVESTIMIENTOS NUEVOS Y GASTADOS DEL CONVERTIDOR

(Escala natural)



REVESTIMIENTO	
Nuevo	Gastado
I bis 0,30 % Si	I bis 0,30 % Si
II bis 0,50 % Si	II bis 0,50 % Si
III bis 0,70 % Si	III bis 0,70 % Si

- A — Soplado inicial
- B — Revestimiento nuevo
- C — Flujo máximo práctico de la máquina soplante
- D — Revestimiento gastado
- E — Flujo mínimo práctico (posibilidad de atoro de la tobera)
- F — Desiliciación
- G — Decarburación
- H — Defosforación
- Y — Flujo de aire pie 3/min
- Y1 — Flujo de aire m 3/min
- X — Volumen relativo de aire soplado

El pirómetro bicolor se enfoca hacia el baño metálico a través de una tobera en el fondo del convertidor.

Recibe las energías luminosas emitidas en dos bandas estrechas de ondas medias 1 y 2, y registra la temperatura del baño T proporcionada por la siguiente fórmula fundamental, basada en las leyes de Stefan y Wien:

$$\log \frac{i\lambda_1}{i\lambda_2} = A + \frac{B}{T}$$

en la cual:

$i\lambda_1$ = corriente producida por una célula fotoeléctrica detrás de un filtro de longitud de onda λ_1

$i\lambda_2$ = corriente producida por una célula fotoeléctrica detrás de un filtro de longitud de onda λ_2

A = Constante

B = Constante

T = Temperatura, expresada en grados Kelvin.

El empleo de la relación de las energías luminosas emitidas en dos longitudes de onda tiene el interés de que la medición no se altera por los factores que reducen o aumentan estas dos energías en la misma proporción; tal cosa sucede, por ejemplo, en las variaciones del ángulo de enfoque (por razón del desgaste del fondo del convertidor o de la obturación parcial de la tobera), en el empañamiento del vidrio de contacto por el aire soplado en la tobera, etc.

El instrumento comprende:

i) una antena que cruza la cámara de viento, cuyo montaje puede verse en la figura II; esta antena tiene sólo una parte activa, una célula multiplicadora electrónica, en frente de la cual gira un disco con filtros monocromáticos de longitud de onda λ_1 y λ_2 ;

ii) un dispositivo electrónico que, a partir de las corrientes $i\lambda_1$ e $i\lambda_2$ permite obtener una corriente I proporcional a

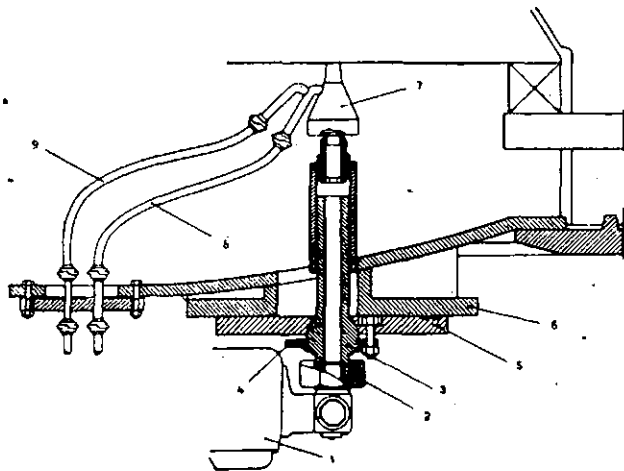
$$\log \frac{i\lambda_1}{i\lambda_2}, \text{ por lo tanto proporcional a: } A + \frac{B}{T};$$

iii) un dispositivo registrador, con escala de temperatura;

iv) un dispositivo alimentador de oxígeno y nitrógeno para la tobera de enfoque, cuyo objeto se explicará más adelante.

Figura II

SECCIÓN DEL PIRÓMETRO BICOLOR MONTADO EN EL CONVERTIDOR



El funcionamiento de este instrumento en pruebas de laboratorio no ha dado lugar a dificultades. En cambio, el empleo de las curvas registradas ha sido muy laborioso en la fabricación de acero en convertidor Thomas. A continuación se ofrecen dos ejemplos de las dificultades que se han presentado y de cómo se han resuelto.

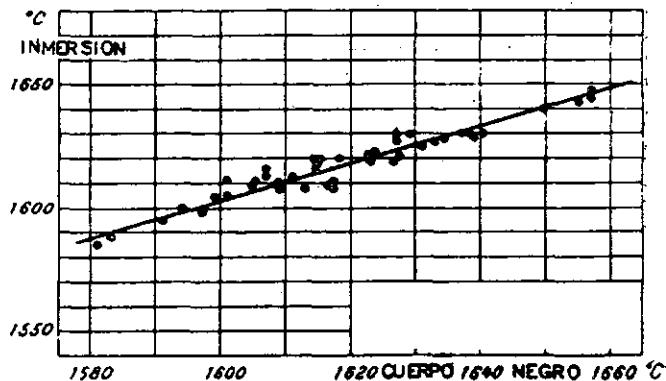
Soplado con aire ordinario: influencia del diámetro de la tobera de enfoque. Cuando se sopla aire ordinario en la tobera de enfoque, los alargamientos del dispositivo registrador son más altos que con otras toberas de menor diámetro en el caso de cargas tratadas a la misma temperatura. (Este hecho se ha comprobado mediante un pirómetro de inmersión). Por lo tanto, el aire soplado por la tobera de enfoque influye en la medición que efectúa el pirómetro bicolor; se debe esto a que el oxígeno de ese aire origina la combustión de las impurezas del hierro en la boca de la tobera, creando así un sobrecalentamiento local —es decir, una temperatura local superior a la media del baño— que el instrumento registra.

Por eso se ha soplado nitrógeno en vez de aire en la tobera de enfoque.² De ahí en adelante, la correspondencia entre alargamientos finales (últimos puntos de las curvas) del pirómetro bicolor —expresada en temperatura del cuerpo negro calibrado— y las mediciones efectuadas por el pirómetro de inmersión después de bascular el convertidor, fue satisfactoria, es decir, la relación fue casi lineal. (Véase la figura III.)

Figura III

SERIES DE VALORES CORRESPONDIENTES ENTRE LOS ALARGAMIENTOS DEL PIRÓMETRO BICOLOR Y LAS TEMPERATURAS INDICADAS POR EL PIRÓMETRO DE INMERSIÓN

(Escala natural)



Atoramiento de la tobera de enfoque. Durante el soplado, pero en especial al final de la decarburación, sucede con bastante frecuencia que la tobera de enfoque se atore en cierto grado con depósitos de metal o escoria. Cuando esto ocurre en un número suficiente de orificios de soplado, el hecho influye en la curva de circulación del contador-registrador volumétrico, que empieza a descender, mientras la presión aumenta en la caja de viento (2).

Quando se sopla nitrógeno en la tobera de enfoque, este atoramiento es aún más frecuente que cuando se emplea aire ordinario.

La solución consiste en soplar oxígeno puro en la tobera de enfoque durante algunos segundos.

² Los tubos de alimentación de nitrógeno (8) y oxígeno (9) pueden verse en la figura II.

La tobera se limpia así inmediatamente, pero a menudo hay que repetir la operación varias veces para asegurar una limpieza duradera.

Los ejemplos precedentes dan idea de las dificultades que se han presentado durante las pruebas de este instrumento.

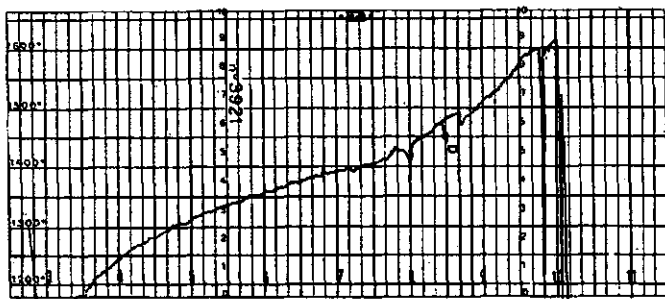
La figura IV muestra la curva de temperatura de una calda en el convertidor Thomas, y permite apreciar lo siguiente:

- i) una ligera disminución de la temperatura del baño durante el primer medio minuto de soplado, debido al calentamiento de la cal y la chatarra;
- ii) un notable aumento de temperatura hasta los cuatro minutos de soplado; esto corresponde al período de desiliciación;
- iii) un aumento de temperatura más lento, pero cada vez más marcado, durante la decarburación;
- iv) un acentuado aumento de temperatura durante los últimos 3 minutos, que corresponden a la defosforación.

Figura IV

CURVA COMPLETA TRAZADA POR EL PIRÓMETRO BICOLOR

(Escala natural)



Las pequeñas interrupciones que pueden verse en la curva corresponden a los atoramientos parciales de la tobera de enfoque, que se eliminan rápidamente por medio de un breve soplado de oxígeno. A veces estas interrupciones son mucho más perturbadoras de lo que muestra la curva de la figura IV.

Los prototipos de pirómetros bicolor de que se dispone han permitido ya obtener interesantes resultados (4), como los siguientes:

- i) Una carga con exceso de cal y muy poca chatarra revela una curva de temperatura constantemente más alta que la de una carga normal terminada a la misma temperatura.
 - ii) De dos cargas terminadas a igual temperatura, la de más bajo ciclo térmico es la que da el acero Thomas con menor contenido de nitrógeno.
- c) El pirómetro de llama (6)

Han estudiado este instrumento los señores Galey y Denis, ingenieros del Departamento de Fabricación del Acero del IRSID.

Se ha indicado ya que el pirómetro bicolor proporciona una curva de la temperatura del baño metálico.

Otro método para reunir información sobre la temperatura del baño consiste en obtener una curva de la temperatura de la llama, y deducir de ella datos sobre el comportamiento térmico del baño.

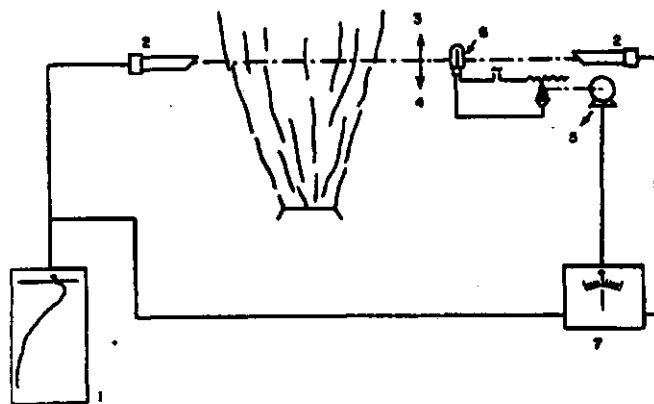
Pero la temperatura de brillo de una llama depende de su verdadera temperatura y de su emisividad; no basta conocer la temperatura de brillo. Interesa, pues, obtener una curva de la temperatura de la llama que es independiente de su emisividad. A tal efecto, se ha elaborado un dispositivo totalmente nuevo, basado en el antiguo método de Kurlbaum (9), pero haciéndolo automático y convirtiéndolo en un método de ajuste a cero.

Imagínese una fuente ligera de luz situada a un lado de la llama. (Véase la figura V.) Un primer tubo de mira equipado con una fotocélula, llamado pirómetro medidor, enfoca esta fuente a través de la llama y recibe una energía luminosa que es la suma de dos términos: a) la energía emitida por la llama solamente, y b) la fracción de la energía emitida por la fuente que es transmitida por la llama tomando en cuenta la absorción de esta última.

Figura V

PIRÓMETRO DE LLAMA

(Diagrama del principio del montaje)



- 1 — Registrador
- 2 — Pirómetro
- 3 — Cinta calibrada de tungsteno
- 4 — Lente
- 5 — Servo-motor
- 6 — Lámpara
- 7 — Aparato de equilibrado a cero

Un segundo pirómetro, llamado de oposición, situado detrás de la fuente de luz y enfocado directamente hacia ésta, recibe la energía emitida sólo por la fuente.

La fuente ligera de luz, que es una lámpara de referencia del tipo de cinta de tungsteno, se puede ajustar. Para una llama de temperatura dada, sólo existe un valor de la fuente de luz para el cual sean idénticas las indicaciones de los dos pirómetros. Teóricamente, esta indicación común constituye una medida de la verdadera temperatura de la llama.

La dificultad consistía en seguir las variaciones de la temperatura de la llama, pero se ha resuelto conectando los circuitos de los dos pirómetros en oposición con un instrumento de ajuste a cero. Si varía la temperatura de la llama, se rompe el equilibrio. El aparato de ajuste a cero controla un servomotor que, al actuar sobre la corriente alimentadora de la fuente de luz, hace que su temperatura de brillantez varíe en el sentido necesario para restaurar el equilibrio.

La indicación de uno de los dos pirómetros —por ejemplo, el de medición— se transmite directamente a un pirómetro registrador. Por lo tanto, después del calibrado, el

instrumento registra la curva de la verdadera temperatura de la llama, supuesta esta última homogénea.

Este pirómetro de llama puede usarse para medir la temperatura de cualquier llama luminosa, siempre que se cumplan las dos condiciones siguientes: por una parte, que el factor de emisión sea superior a 0,3, que se da en la mayoría de las llamas industriales, y por otra, que la temperatura de la llama sea aproximadamente uniforme.

Enfocada hacia la llama de un convertidor básico, da una curva de especial interés durante el período de la defosforación, cuando los gases del convertidor se componen sólo de nitrógeno. Las mediciones de la temperatura del baño metálico efectuadas mediante un pirómetro de inmersión hacia el final del soplado, muestran que la temperatura final medida en la llama justamente cerca de la boca del convertidor es siempre inferior a la del baño en 80°C (144°F). Esta discrepancia puede variar ligeramente de una fábrica a otra, pero se mantiene más o menos constante en cada una, lo que permite pronosticar la temperatura final del baño.

Durante la decarburación, la interpretación es más complicada debido a la combustión de CO y CO₂ en la boca del convertidor. Para evitar que este último cause demasiadas perturbaciones, es necesario ajustar el eje óptico del pirómetro cerca de la boca del convertidor.

La figura VI muestra las curvas de temperatura —tra-

zadas por el mismo registrador— del baño y de la llama de una misma calda, obtenidas, respectivamente, en el pirómetro bicolor y en el pirómetro de llama. Se puede ver que las dos curvas son casi paralelas, excepto durante los dos últimos minutos de la decarburación, momentos en que el óxido de carbono se transforma en anhídrido carbónico a la salida de la boca del convertidor.

Los ensayos sobre los prototipos de pirómetros de llama se prosiguen en relación con los convertidores ácido y básico.

Hay que reconocer que si la temperatura de la llama es apenas un medio indirecto para conocer la temperatura del baño, el pirómetro de llama es sencillo y fácil de instalar en la batería de un convertidor.

d) El opacímetro (8)

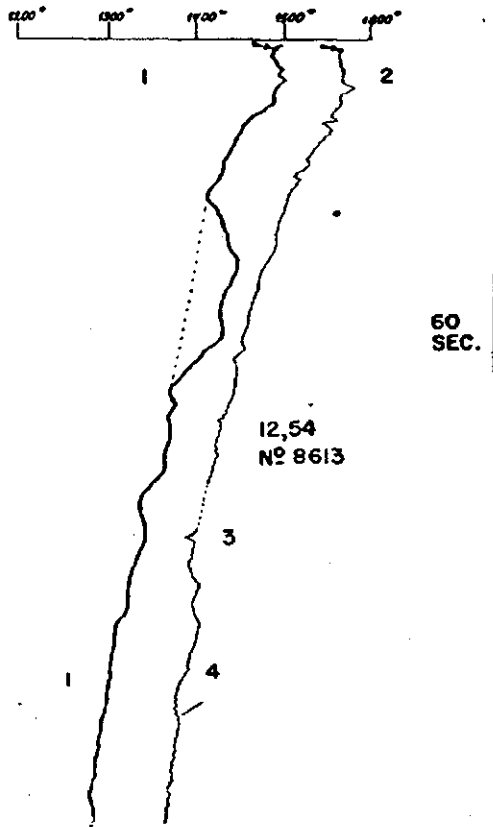
El opacímetro es resultado de la colaboración de los señores Galey y Denis. Este instrumento es mucho más sencillo aún que el pirómetro de llama y permite obtener una curva de opacidad de la llama del convertidor.

Consta de las siguientes partes (véase la figura VII):

- i) Al nivel de la boca del convertidor, una fuente de luz, de brillo constante,³ y un tubo de mira equipado con una fotocélula enfocada hacia la fuente a través de la llama.
- ii) Un dispositivo registrador cuyo estilete se regula por la corriente de la fotocélula amplificadora.

Figura VI

REGULACIÓN TÉRMICA DEL CONVERTIDOR BÁSICO THOMAS

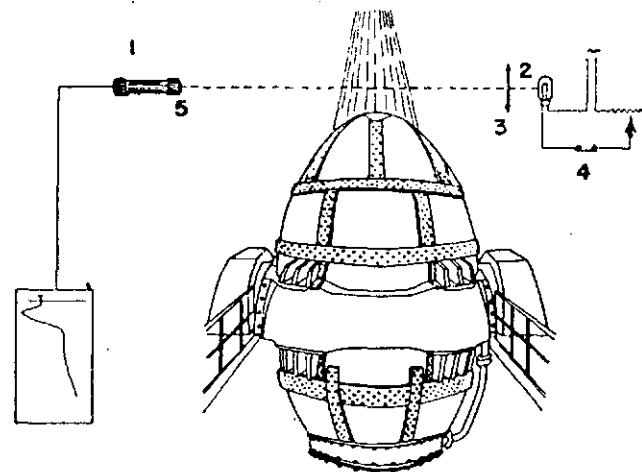


- 1 — Temperatura de la llama
- 2 — Inmersión 1580°C
- 3 — Regulación térmica del convertidor básico
- 4 — Temperatura del baño

Figura VII

OPACÍMETRO, DISPOSITIVO DE SEÑAL DE TÉRMINO

(Diagrama de montaje)



- 1 — Fotocélula de retención
- 2 — Lámpara
- 3 — Lente
- 4 — Reóstato
- 5 — Filtro rojo pirómetro

En esta forma se mide de hecho la opacidad de la llama dato que se ha considerado de interés para obtener un signo del término del soplado para el convertidor básico.

En este caso se trata de obtener acero con un contenido de fósforo tan bajo como posible sin sobreoxidar el me-

³ No es variable como en el caso del pirómetro de llama. Este brillo constante de la fuente de luz debe ser bastante mayor que el máximo de la llama que se estudia.

tal. Esto supone una precisión de segundos en la evaluación del término del soplado. Hasta ahora, el operario calculaba el tiempo de basculación después de las caldas precedentes basándose en el tiempo transcurrido desde comienzos de la defosforación y, sobre todo, en la aparición de humo y gases. La creciente oxidación del baño produce de hecho la aparición y formación de humos rojos, compuestos de partículas de óxido de hierro, que dan a la llama una apariencia característica al principio de la peroxidación del baño.

Pero esta evaluación por el operario es meramente subjetiva; la exactitud del término del soplado era menor cuanto más elevada era la temperatura de conversión.

El contador de aire del contador-registrador volumétrico suministraba un dato más. Pero para poder bascular el convertidor cuando el contenido de fósforo del metal ha alcanzado un nivel conveniente, a juzgar por el volumen de aire soplado, deben satisfacerse las condiciones siguientes: *i)* hay que conocer el peso de la carga de arrabio, cosa fácil de lograr; *ii)* que no haya cambiado la composición del hierro, y *iii)* que tampoco hayan cambiado las condiciones térmicas.

Las dos últimas condiciones son difíciles de satisfacer en la producción.

Por eso era lógico tratar de expresar mediante una curva las variaciones del aspecto de la llama hacia el término del soplado, sobre todo por razón de variaciones en la

opacidad. La experiencia muestra que la curva de opacidad, después de ascender definitivamente desde la mitad de la defosforación, llega a un máximo que suele constituir buen signo para determinar el soplado. En otros casos, el primer punto característico aparece algo prematuramente, y resulta preferible aguardar hasta que la opacidad de la llama disminuya un tanto y se estabilice. El comienzo de la parte plana final de la curva de opacidad constituye, pues, otra señal que corresponde a un contenido de fósforo menor que el precedente. Es también posible bascular el convertidor entre esos dos puntos, contando algunos segundos después de obtener la máxima opacidad.

Los cambios de temperatura no influyen gran cosa en las dos marcas de la curva de opacidad (máxima y comienzo de la parte plana final). A continuación se ofrecen dos ejemplos de cargas que se interrumpieron al comienzo de la parte plana de la curva (véase la figura VIII), a saber:

- i)* una carga fría, terminada a 1582°, basculada al llegar a un contenido de fósforo del acero de 0,032 por ciento y un contenido de hierro de la escoria de 9,80 por ciento, y
- ii)* una carga caliente, terminada a 1645°, basculada al llegar a un contenido de fósforo del acero de 0,055 por ciento y un contenido de hierro de la escoria de 10,45 por ciento.

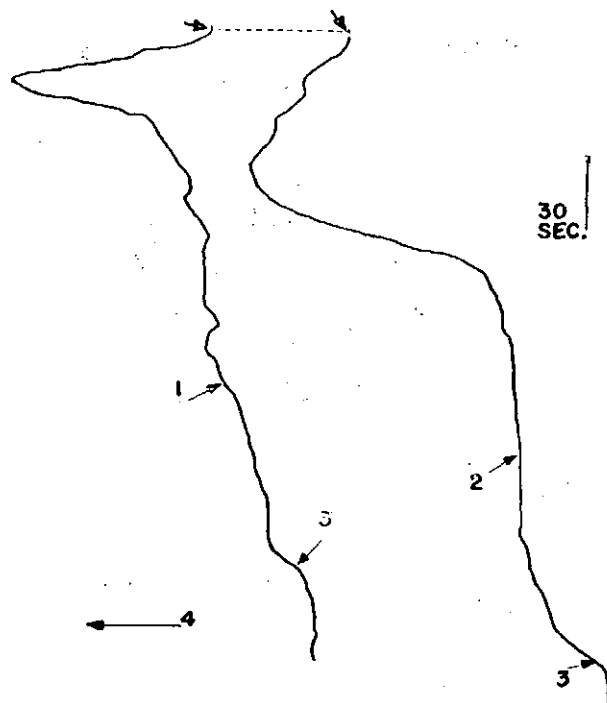
De otra parte, la forma final de la curva permite obtener información cualitativa acerca de la condición térmica de la carga. En general, el vértice de la curva es estrecho y pronunciado en el caso de una carga fría y amplio y abierto en el de una carga caliente.

El opacímetro, instrumento en extremo sencillo y muy resistente, forma ahora parte del equipo de producción de 17 fábricas de acero básico de convertidor.

Figura VIII

PUNTO DE TÉRMINO DEL CONVERTIDOR BÁSICO

(Forma de la curva de capacidad en el caso de calda caliente y en el caso de calda fría)



1582° PUNTO DE TÉRMINO 1645°
 P : 0,032 % P : 0,055 %
 Fe : 9,80 % Fe : 10,45 %
 1 — Calda fría
 2 — Calda caliente
 3 — Transición
 4 — Opacidad

3. CONCLUSIONES

Al diseñar los instrumentos antes descritos y seguir su evolución, se ha tenido en cuenta el doble propósito:

- a)* facilitar las investigaciones básicas sobre el convertidor, con la intención de proporcionar a las fábricas instrumentos de investigación eficaces, y
- b)* una regulación más estricta de las condiciones térmicas y de soplado, en el trabajo diario de producción, puede estimular la producción, reducir el costo del acero o ambas cosas a la vez. Además del pirómetro de inmersión, se había pensado proporcionar a las fábricas una serie completa de instrumentos nuevos, entre los cuales cada fábrica de acero básico pudiera elegir uno o más que les ayudasen a resolver sus propios problemas.

El futuro dirá en qué medida se han logrado estos propósitos.

BIBLIOGRAFÍA

- (1) M. Gombert y J. de Hedouville, "Resultados de producción obtenidos en convertidores de perfil cilíndrico, escasa profundidad del baño y fondo de gran diámetro". Documento leído en el Congreso del Centenario de la Société de l'Industrie Minérale. París. 23 de junio de 1955. (No publicado).
- (2) P. Leroy, M. Gombert y B. Trentini, "Investigación metódica, utilizando el contador-registrador volumétrico, de los factores que rigen la capacidad de soplado de las cargas en el convertidor Thomas". (Reunión de otoño de 1952 de la

- Société Française de Métallurgie), *Revue de Métallurgie*, 50, N° 6 (junio 1953), pp. 433-44; N° 7 (julio 1953), pp. 500-20; N° 8 (agosto 1953), pp. 579-95; N° 9 (septiembre 1953), pp. 642-64.
- (3) R. Michaux y P. Leroy, "Adaptación del contador-registrador volumétrico para usarlo en el convertidor básico soplado con aire enriquecido con oxígeno" (Reunión de otoño de 1952 de la S.F.M.), *Revue de Métallurgie* 50, N° 3 (marzo 1953), pp. 215-28.
- (4) B. Trentini, P. Leroy, M. Gombert, "Influencia de la evolución de la temperatura durante el proceso de afino, sobre el contenido de nitrógeno del acero Thomas", *Revue de Métallurgie*, 52 N° 5 (mayo 1955), pp. 418-427.

- (5) P. Rodicq y G. Maillot, "El pirómetro bicolor", *Revue de Métallurgie*, 52, N° 6 (junio 1955), pp. 477-84.
- (6) J. Galey, P. Leroy y M. Denis, "Medición y registro de la temperatura real de la llama del convertidor", *Revue de Métallurgie*, 51, N° 11, (noviembre 1954), pp. 806-8.
- (7) H. K. Work, "Regulación por fotocélula para la fabricación de acero de convertidor", *American Institute of Metallurgical Engineers*, 145 (1941), pp. 132-150.
- (8) "Señal para el término de la operación en el convertidor básico", documento leído en la reunión de otoño de la S.F.M. (21 octubre 1953), *Revue de Métallurgie*, 51, N° 11 (Noviembre 1954), pp. 795-809.
- (9) Kurlbaum, *Phys. Zeit.*, 3 (1902), p. 187.

Resumen del debate

Procedimiento Stora Kal-Do de Fabricación de Acero con Oxígeno en Aparato Rotatorio, *presentado por su autor*

Aspectos Técnico-Económicos del Empleo de Oxígeno en la Fabricación de Acero, Especialmente en el caso del Convertidor Ordinario, *presentado por el señor Harrison, coautor*

El señor HARRISON, opina que el convertidor Thomas puede ser de gran interés para América Latina utilizando oxígeno o aire enriquecido con oxígeno, siempre que el arrabio contenga el porcentaje de fósforo necesario para

dicho procedimiento. Se refiere también a algunos de los problemas que presenta la producción de oxígeno y comenta los costos relativos de éste cuando se obtiene en forma gaseosa y líquida y en grandes cantidades.

Cualidades de los Aceros Obtenidos en Convertidores con Soplado de Oxígeno, *presentado por el autor*

El señor SPEITH, después de presentar su documento, menciona tres puntos importantes que conviene tener muy presentes al instalar o ampliar una siderúrgica: la calidad requerida, la proporción entre arrabio y chatarra disponible, y el contenido de fósforo del arrabio.

El señor TRENTINI pide al autor que aclare la cuestión del contenido relativo de oxígeno en el acero en los procedimientos Thomas y L.D. Según el señor Speith, el contenido de oxígeno en el horno Siemens-Martin y LD puede determinarse con arreglo a la fórmula Vacher-Hamilton y, por lo tanto, es importante conocer la temperatura y el contenido de carbono del hierro; pero no está muy de acuerdo en que la fórmula pueda determinarlo en todos los casos.

El señor SPEITH responde que el contenido final de oxígeno de los lingotes es casi el mismo en ambos casos. La diferencia que se observa en los cuadros del documento se debe probablemente a que los experimentos en el horno Siemens-Martin no se han proseguido hasta obtener el contenido de carbono más bajo.

El señor COHEUR expresa el punto de vista de Luxemburgo y Bélgica y conviene con el señor Speith en que el acero producido según diferentes métodos puede ser de la misma calidad, independientemente del método de obtención, siempre que sean de la misma composición. La experiencia de Bélgica revela que mediante el procedimiento del convertidor básico se puede producir acero de iguales o mejores propiedades químicas que el Siemens-Martin. Manifiesta que una mayor o menor concentración de nitrógeno y fósforo no conduce necesariamente a un acero bueno o malo, sino a diferentes grados de acero, y las distintas aplicaciones requieren aceros de todos los tipos. Para confirmar su declaración señala que, desde el punto de vista teórico, la fórmula Vacher-Hamilton (1931)

a que recurren generalmente los aceristas, sólo es válida en condiciones óptimas no asequibles en la práctica. Así lo demuestran numerosos investigadores como el propio Speith, Vom Ende y John Chipman.

Finalmente menciona el trabajo experimental que está realizando en un proceso duplex para investigar los efectos de ambos sistemas de soplado, el de fondo y el de superficie. Un convertidor de 30 toneladas, de soplado de fondo, se ha soplado también con una lanza de oxígeno sobre la superficie, en forma similar al procedimiento LD. Con una inyección de oxígeno de 30 metros cúbicos por minuto el consumo de chatarra ha aumentado en 7 por ciento.

El señor SPEITH reconoce que la fórmula no es válida para muy bajos contenidos de fósforo partiendo de arrabio que contenga hasta 0,5 por ciento de fósforo. Está de acuerdo con el señor Coheur en que cada instalación debe utilizar el procedimiento que mejor convenga, pero estima que el soplado de oxígeno en la superficie sería el más económico en América Latina.

El señor KALLING confía en que los señores Speith y Coheur no deduzcan de lo dicho que la misma composición necesariamente signifique siempre la misma calidad de acero. Diferentes estructuras pueden obtenerse del mismo análisis con distintos métodos de colada. No es tanto una cuestión de método como de regulación de las propiedades. Cada instalación debe utilizar el procedimiento más económico, lo que a menudo depende de los precios relativos del mineral y de la chatarra.

El señor COHEUR se manifiesta de acuerdo con el señor Kalling.

El señor SPEITH está de acuerdo en que el mismo análisis no da necesariamente la misma microestructura y declara que no ha examinado las ventajas del procedimiento

Kalling por cuanto no conoce los resultados en escala industrial.

El señor Joaquín PRIETO pregunta si es posible trabajar en escala industrial con 100 por ciento de oxígeno en el convertidor Thomas, y también dónde se están produciendo con tal sistema calidades de acero para la embutición profunda.

El señor ALLARD contesta afirmativamente a la primera pregunta y, en relación con la segunda, señala que hay muchos ejemplos de la posibilidad de lograr calidad de embutición profunda con oxígeno. Cita una fábrica en Francia en que éste es un procedimiento de rutina.

El señor Ramón SUÁREZ se interesa en obtener más información acerca de si es posible disminuir el silicio del arrabio Thomas mediante el empleo de oxígeno. Esta cuestión es muy importante para Paz del Río, donde se estudia la ampliación de la planta con convertidores de soplado de oxígeno, y se ha recibido la indicación de que lo que convendría sería producir arrabio con 1,0 por ciento de silicio y bajarlo a 0,4 ó 0,5 por soplado con oxígeno, es decir desiliciarlo antes del tratamiento en el convertidor propiamente tal. Desea conocer la opinión de los expertos al respecto.

El señor ALLARD cree poder dar una respuesta afirmativa. Como señaló el día antes el señor Trentini, hay un

procedimiento nuevo y simple que será dado a conocer pronto y que permitirá tratar el arrabio con 1,0 por ciento de silicio.

El señor WARING alude al problema de emplear metal caliente en el horno eléctrico. Hay que desiliciar el metal caliente del horno y esto se hace en forma muy sencilla en una cuchara de 30 toneladas, soplando oxígeno en una lanza a través de la cubierta. Da la temperatura y cifras correspondientes. No es un sistema ideal y la escoria tiene un alto contenido de hierro, pero está en uso desde 1948, y es muy económico. Ahora diseña un nuevo aparato y espera publicar en breve detalles sobre su forma y tamaño.

El señor HARRISON amplía las observaciones del señor Waring sobre desiliciación en el Reino Unido, dando cifras y ejemplos prácticos.

El señor STAKHOVITCH expresa que, desde el punto de vista económico y aparte de los costos de inversión y funcionamiento, los precios relativos de la chatarra y del arrabio usados en la carga son un factor de suma importancia. En Europa el costo de la chatarra suele representar de 80 a 90 por ciento del precio del arrabio. En el Brasil la relación es 65 por ciento, y en Chile 50 por ciento, incluso de 100 cuando hay escasez de chatarra. Lo mismo podría decirse sobre los precios relativos del mineral y la chatarra.

El empleo de Oxígeno para Fabricar Acero en Hornos Eléctricos, *presentado por el autor*

El señor LEWIS formula algunas observaciones sobre la fabricación eléctrica de acero y señala que se constru-

yen nuevas instalaciones en los Estados Unidos. En seguida, da lectura a su documento.

El convertidor, soplado con Oxígeno, en América Latina, *presentado por el señor Stakhovitch en ausencia del autor*

Destaca el considerable interés del documento, ya que constituye un esfuerzo especial para examinar procedimien-

tos adecuados para América Latina y para distinguir entre éstos los casos especiales que interesan a estos países.

Nuevos Instrumentos de Regulación para la Fabricación de Acero en el Convertidor, *presentado por el señor Allard en ausencia del autor*

El señor ALLARD resume el documento mencionado y expresa que no se referirá en detalle a los diversos instrumentos de regulación por estar adecuadamente tratados en el trabajo que se discute. Señala, sin embargo, que los instrumentos precisos constituyen el único método de regulación que permite rectificaciones, ya se trate de adiciones o variaciones de temperatura durante la calda para obtener la calidad exacta que se desea.

El PRESIDENTE, antes del término del debate manifiesta

que cree que se han aclarado muchas dudas en relación con los métodos de aplicación de oxígeno. Lamenta no contar con la opinión de los expertos norteamericanos acerca de la cuestión del costo del arrabio y sobre las ventajas relativas de los procedimientos de solera abierta y de convertidor. La relación entre los factores que intervienen en este costo no es idéntica en todos los países latinoamericanos y, por lo tanto, es necesario determinar por separado cuál es el método más eficaz para cada lugar.

LAMINACION Y TERMINACION DE PRODUCTOS DE ACERO

17 de octubre de 1956 — Mañana

Presidente honorario:

General Edmundo de MACEDO SOARES E SILVA, presidente de la Cía. Aços Especiais Acesita y de la Cía. Siderúrgica Nacional, Volta Redonda, Brasil

Presidente:

Roberto N. JAFET, presidente de la Mineração Geral do Brasil, São Paulo, Brasil

Trabajos presentados:

Consideraciones preliminares acerca del problema de la laminación del acero en América Latina

General Edmundo de MACEDO SOARES E SILVA, presidente de la Cía. Siderúrgica Nacional, Volta Redonda, Brasil

Selección y economía de equipo desbastador de laminación en función del crecimiento del mercado en América Latina
Kurt SCHLESINGER, ingeniero de ventas de la United Engineering & Fondry Co., Pittsburgh, Pa., EE.UU.

Selección del equipo para laminación de productos planos en función del crecimiento del mercado en América Latina
W. F. CARTWRIGHT, vicepresidente ejecutivo y gerente general de The Steel Company of Wales, Ltd., Port Talbot, y M. F. DOWDING, gerente de ventas de Davy and United Engineering Company, Ltd., Sheffield, Reinb Unido.

Selección del equipo para laminación de barras y perfiles en función del crecimiento del mercado en América Latina
Ernst WILMS, de Doehmund-Hoerder-Hüttenunion A. G., Dortmund, y Ernst KREBS, director de Hüttenwerk Rheinhausen, República Federal de Alemania

La sustitución de las plazas de colada, de los hornos de foso y de los laminadores tradicionales por la colada continua
J. SAVAGE, jefe del departamento de física del British Iron and Research Assosiation, Londres y J. S. MORTON director de Campbell, Gifford and Morton, Ltd., Weybridge, Surrey, Reino Unido

Resumen de los debates:

Participantes: Señores general MACEDO SOARES E SILVA, SCHLESINGER, CARTWRIGHT, DOWDING, WILMS, KREBS, SAVAGE, DESVALLÉES, COSTA LINO, HAENEL, LOUTSCH, SADA, D'YERVILLE, COURTHEOUX, ALLARD, DOAN, VILLARES, NIEMEYER, MERCIER, LÓPEZ.

Director de debates:

Jean DESVALLÉES

Secretarios:

Bruno LEUSCHNER
Jorge COSTA LINO

El problema de la laminación de acero en América Latina*

por el general EDMUNDO DE MACEDO SOARES E SILVA

I. FUNDAMENTOS GEOGRÁFICOS, HISTÓRICOS Y ECONÓMICOS

a) Al comenzar el presente trabajo, es lícito preguntarse si existe un problema de laminación de aceros en América Latina. ¿No será el problema el mismo en todos los países? En lo que se refiere a la instalación de equipos, en general de tipo común, ¿cuál es la diferencia entre una laminación de acero en América Latina y en los países de mayor adelanto industrial?

El problema existe en efecto, puesto que América Latina presenta características propias en lo que respecta a instalaciones siderúrgicas. Como quedó probado en la reunión de Bogotá en 1952, en esta región no se podría pensar en construir inicialmente instalaciones de gran tamaño, en las que las laminaciones correspondieran a tipos bien estudiados como los que, debido a su repetición, se tienen en América del Norte, Europa y algunos países del Oriente.

Las peculiaridades que presentan los mercados internos de los países latinoamericanos y la enorme variedad de los productos laminados exigen soluciones especiales, que no pueden ser copia de las que se adoptan por lo común en las fábricas construídas en los llamados mercados grandes.

b) Se procederá a explicar esta idea, primero en relación con los mercados internos. Las poblaciones consumidoras de Europa y Asia se agruparon de un modo natural y a través de largos períodos. Las industrias nacieron donde había fuentes de energía, y se habían formado grandes ciudades.

Luego que fue adquiriendo su aspecto moderno, la industria siderúrgica europea se desarrolló rápidamente donde existía el carbón. Lo mismo pasó en los Estados Unidos.

En general las cosas ocurrieron de manera diferente en América Latina. En primer lugar, la población se formó a base de la colonización. Los pobladores europeos pensaban explotar las nuevas tierras sólo en provecho de las metrópolis, y llegaban a ellas en busca de metales y piedras preciosas, especies y productos agrícolas no existentes en sus países de origen. El establecimiento de las poblaciones fue irregular, porque los colonizadores concentraron su acción en las pequeñas entradas marítimas, profundas y bien protegidas, donde encontraban abrigo para sus armadas y sus naves mercantes. La conquista del interior se hizo con dificultad. Las cualidades demostradas por los portugueses y españoles fueron notables, pero se preocuparon sobre todo de comerciar y secundariamente del desarrollo del abastecimiento local, sólo para satisfacer las necesidades de la vida.

La geografía física de los países descubiertos no era fácil. Con excepción del sur de la Argentina, ninguno de los países presentaba extensiones planas y de tipo europeo, como las de los Estados Unidos. Valles profundos, encajados en enormes cadenas montañosas; altiplanos de penoso acceso; tierras cubiertas de bosques espesos en regiones tropicales; todo constituía obstáculos para una población normal. Por otro lado, no se descubrían minas de carbón del tipo de las que permitieron en el siglo XIX el desarrollo industrial de Europa y de los Estados Unidos. Hasta se consideraba como definitivo —y los descubrimientos de los

últimos años han venido a desmentirlo— que América Latina no poseía carbón de piedra.

Debe también tenerse en cuenta que los países latinoamericanos que están en condiciones de industrializarse más rápidamente gracias a la importancia de sus mercados internos, ocupan extensos territorios, como puede verse en las siguientes cifras:

	Kilómetros ²
México	1.976.960
Colombia	1.142.750
Venezuela	915.560
Perú	1.253.880
Chile	744.640
Argentina	2.807.930
Brasil	8.543.680

Con excepción de la URSS, ningún país tiene en Europa una superficie equivalente ni siquiera a la de Chile.

Las concentraciones humanas y la geografía física —incluyéndose aquí a las distancias— complican el problema de transporte y comunicación entre los mercados y las materias primas. Con excepción de Colombia, en la provincia de Boyacá (Paz del Río), y en cierta forma de México, en la región de Monterrey, ningún otro país latinoamericano reúne en un mismo lugar las materias primas que requieren sus industrias siderúrgicas. Aun en estos países, los mercados consumidores están lejos de las fábricas y los transportes ocasionan complicaciones. Algunas de las principales materias primas tienen que importarse totalmente o en parte en los demás países: carbón en Venezuela; parte del mismo en Chile y en el Brasil; mineral y carbón en la Argentina.

El tipo del personal de dirección y ejecución requerido por una instalación siderúrgica obliga a localizar la industria en ciudades donde haya facilidades para la vida moderna, y en su defecto, a hacer considerables erogaciones para construir viviendas, centros de educación y de recreo, etc., como en los casos de Volta Redonda, Monlevade y Acesita, en el Brasil, y Puerto Ordaz, en Venezuela.

Después de lo expuesto, podría preguntarse si no es prematura la implantación de la industria siderúrgica en América Latina. El problema fue tratado en detalle en la Junta de Bogotá en 1952, y quedó demostrado que el desarrollo de las economías de los países latinoamericanos impone el establecimiento de la metalurgia del hierro en sus propios territorios. Eso se explica desde el punto de vista económico por la disyuntiva que se presenta a casi todos esos países: o desarrollan sus propios recursos a fin de producir mercaderías corrientes, o bien se desmoronan por la insuficiencia de medios de intercambio. La única excepción, por ahora, es Venezuela, debido a su petróleo, pero ningún otro país sería capaz de desarrollarse rápidamente y mejorar el nivel de vida de su pueblo, contando apenas con superavit de balance internacional de pagos, incluyendo en ésta las inversiones extranjeras provenientes de las economías acreedoras.

c) Otra razón para la imposición de soluciones peculiares en lo que toca a las laminaciones latinoamericanas, es

* Presentado originalmente como documento ST/ECLA/CONF.4/LA III-1.

la variedad de los productos laminados que requiere el mercado. Los argumentos antes aducidos demuestran que en general las instalaciones no serán de gran tamaño. Por otro lado, la variedad de productos exige el empleo de equipos que están fuera de consideración para las fábricas normales de los países más industrializados. El problema es difícil, sobre todo cuando se trata de elaborar productos planos.

2. EL PROBLEMA DEL DESBASTE

a) Las instalaciones siderúrgicas de América Latina se construyen generalmente para producir pequeñas cantidades, pero siempre con vistas a una expansión rápida, con el fin de atender a un mercado en desarrollo continuo.

En el Brasil, que se toma como ejemplo, hay ocho fábricas integradas, de las cuales seis están ampliándose o en vías de serlo.

Monlevade (de la Compañía Siderúrgica Belgo Mineira) se inauguró en 1937 con una capacidad de 100.000 toneladas anuales de lingotes de acero. En el próximo año llegará a 300.000 toneladas, con altos hornos de carbón de leña, y fabricando aceros Siemens-Martins y LD. Otra ampliación que está en estudio elevará una vez más su capacidad para alcanzar 450.000 toneladas anuales.

La Compañía Siderúrgica Nacional (Volta Redonda) inició su producción en 1947, con 340.000 toneladas anuales de lingotes de acero. Después de una primera ampliación, llegó a 700.000 toneladas, y proyecta alcanzar una capacidad de un millón de toneladas, para lo que dispone de un financiamiento de 35 millones de dólares del Banco de Exportación e Importación.

La Compañía Mannesmann, que está apenas iniciando sus actividades, tiene programado un aumento de producción que deberá lograrse en breve.

La Compañía Brasileira de Mineração e Metalurgia (Jafet), tiene un plan completo para aumentar sus instalaciones de Mogi das Cruzes. Aliperti, de São Paulo, va por el mismo camino.

Finalmente, la Compañía Aços Especiais Itabira (Acesita, Minas Gerais), en el Vale do Rio Doce, prosigue un plan para alcanzar una producción de 125.000 toneladas anuales de lingotes para aceros no comunes, y doblar pronto esta producción.

La idea de ampliación está siempre presente cuando se empieza una instalación siderúrgica en América Latina.

Las empresas de Paz del Río (Colombia) y de Huachipato (Chile), así como las que se construyen cerca de Puerto Ordaz (Venezuela) y en San Nicolás (Argentina) se preocupan por el aumento inmediato de sus instalaciones. Lo mismo ocurre con las fábricas del noreste de México.

Por otro lado, hay también grandes dificultades financieras para la construcción de siderúrgicas en América Latina. Los capitales locales son escasos y están acostumbrados a utilidades elevadas e inmediatas. Considerables empréstitos son indispensables para complementar los recursos privados, y tales empréstitos están sujetos a intereses, a medida que se van empleando, lo que origina recargos, en una época en que las fábricas por estar todavía en construcción no pueden dar una rentabilidad. Por lo tanto, la economía en los planes es la regla general.

b) El problema del desbaste ha sido encarado de manera diferente por las diversas compañías, pero la solución ha consistido en general en adquirir un tren desbastador que satisfaga las necesidades del futuro. Esta solución es

tanto más importante cuanto que se debe atender ahora o en el futuro a la laminación de productos planos.

El sacrificio impuesto por la primera inversión está ampliamente compensado por las ampliaciones ulteriores.

Lo ideal es tener un programa de laminación que permita el empleo de un desbastador moderno dúo-reversible. Tal solución ha sido adoptada con buen espíritu de previsión en la Compañía Siderúrgica Belgo-Mineira (Monlevade) y por la Compañía Siderúrgica Nacional (Volta Redonda), con sus dúo-reversibles Sack (900 mm) y Mesta (1000 mm), respectivamente. Las dos instalaciones tenían un exceso de capacidad de desbaste cuando se iniciaron sus operaciones; ahora, alcanzarán la producción antes mencionada (300.000 y 1.000.000 ton/lingotes de acero), sin necesidad de nuevos trenes desbastadores. La economía resultante de la previsión en el plan inicial fue notable.

Los desbastadores previstos para San Nicolás y para Venezuela siguen también este principio.

c) Sin embargo, muchas veces los desbastadores adquiridos son trío, con 2 o 3 cajas en línea, la última de las cuales es dúo; son movidos por un solo motor; los tríos varían de 550 a 750 mm.

Como primera inversión, la solución es menos onerosa, pero presenta dos inconvenientes: uno inmediato, puesto que exige el empleo de lingotes pequeños; otro más remoto, en caso de ampliación de la fábrica, puesto que entonces será necesario instalar, antes del trío, un desbastador adecuado.

Consecuentemente, en un período de ampliación, esta transformación exige gastos considerables, empezando por la acería. A fin de obtener lingotes mayores, para un nuevo desbastador, habrá que efectuar modificaciones radicales: es probable que los hornos de acero tengan que aumentarse; las cargas serán más grandes, por lo que habrá necesidad de nuevos puentes-grúa, y tal vez, nuevos edificios; tendrá que modificarse todo el sistema de colada y de calentamiento de los lingotes. Cabe mencionar el ejemplo de Acesita. En esta fábrica, el número de lingotes de acero por 24 horas es igual al de Volta Redonda; en ella se utilizan lingotes de 550 a 750 kg; en Volta Redonda, de 5.400 a 9.750 kg. Con la expansión de Acesita, actualmente en curso, los lingotes aumentarán de peso (a 2000 kg); el resultado será una transformación radical en la acería (nave de colada), y en el calentamiento de los lingotes.

Un laminador trío —sobre todo si es formado por una sola caja— exige una menor inversión que un desbastador dúo reversible, especialmente debido al equipo eléctrico más simple que se emplea, o sea motores de corriente alterna en vez de continua. Pero el trío no satisface las mismas necesidades que el tren reversible, por el limitado movimiento de subida y bajada de los cilindros y, además, por el calibrado de las diferentes pasadas que sólo puede ser el que corresponde a los cilindros. Un dúo reversible es mucho más flexible y permite trabajar una mayor variedad de aceros, y también laminar planchones de anchura considerable, en caso de producción de bandas en caliente.

d) La expansión de Volta Redonda ha sido enormemente facilitada por los planes iniciales de la fábrica y las previsiones ulteriores. El primer plan, establecido en 1941, previó pronto la producción de cerca de un millón de toneladas de lingotes. El costo de la primera etapa fue de 126 dólares, más 5.900 cruceros, por tonelada de lingote. Parecería excesivo si no se consideran los objetivos finales que se esperaba alcanzar. Sin embargo, gracias a estas ideas

iniciales, los gastos para ampliación se redujeron en mucho por tonelada de lingote de acero, como puede verse a continuación:

Gasto inicial, 1947, para 340.000 ton/lingotes: 126 dólares + 5.900 cruceros (sólo la fábrica)

(La ampliación hasta 1951, con recursos propios, permitió producir 450.000 ton/lingotes por año)

Primera ampliación 1953-55: + 250.000 ton/lingotes, 100 dólares + 4.800 cruceros (costo de ampliación)

Costo total, después de la primera expansión: 700.000 ton/lingotes, 100 dólares + 5.400 cruceros

Segunda ampliación: + 260.000 ton/lingotes, 134 dólares + 5.380 cruceros (en curso)

Costo total, después de la segunda ampliación: 960.000 ton/lingotes, 107 dólares + 5.420 cruceros.

Se infiere que el costo total será normal, después de concluido el plan de aproximadamente un millón de toneladas. El sacrificio inicial ha sido compensado. Se calcula que una nueva fábrica costaría 250 dólares en equipo importado, más 8.000 cruceros por tonelada de lingote de acero.

En la ampliación de Acesita se adopta una norma semejante. La duplicación de la producción inicial de 125.000 toneladas de lingotes de aceros no comunes, será fácil y poco onerosa; esto compensará la contrapartida de una inversión mayor en la fase inicial de la industria y facilitará ampliaciones futuras.

e) El problema del desbaste quedará reducido, en cuanto al costo de instalación y funcionamiento, cuando la "colada continua" sea factible para cualquier tipo de acero. Dos problemas relativos a dos fases de producción en una fábrica siderúrgica: la colada y el desbaste quedarán reducidos a uno solo. En el momento actual, la "colada continua" no se emplea en gran escala en ninguna fábrica de aceros comunes. Las instalaciones visitadas, en número de cuatro (una en los Estados Unidos, y las otras en Austria, el Canadá y Francia, respectivamente, están destinadas a la producción de palanquilla y planchas de aceros especiales. En los países de América Latina la "colada continua" puede convertirse en un excelente medio de disminuir el costo de las instalaciones y permitir soluciones para todos los tamaños.

f) Mientras se espera mayor progreso práctico en relación con el método mencionado, sería aconsejable que las instalaciones pequeñas empleasen prensas hidráulicas para el desbaste. Eso permitiría, por un lado, el uso de lingotes mayores que los empleados en tríos, con lo que se obtendrían economías en la colada; y, por otro, aumentar el rendimiento de los desbastadores tríos, porque laminarán secciones iniciales menores. Las instalaciones de prensa hidráulica (con o sin manipulador) permiten el empleo de edificios, puentes grúas, lingoteras, deslingoteadores y medios de calentamiento de los lingotes totalmente normales, previendo ya una ampliación ulterior.

La fábrica que funciona con arreglo a estos principios en el este de Francia, proporciona cifras que muestran la economía del sistema para fábricas de pequeñas dimensiones: 60.000 a 80.000 toneladas de lingotes de acero por año.

3. EL PROBLEMA DE LA LAMINACIÓN DE PRODUCTOS PLANOS

a) La laminación de productos planos es un problema complejo para las fábricas pequeñas y medianas (80.000 a

180.000 toneladas de lingotes de acero por año). Es más fácil para las fábricas que producen más de 300.000 toneladas anuales de planchas, porque en tal caso pueden adoptarse soluciones modernas con gran eficacia.

b) Dos casos pueden presentarse en general: i) el tren desbastador sólo puede producir planchones; ii) el desbastador puede laminar planchas.

c) En el primer caso, se llega a la laminación de chapas, empezando con un trío —Lauth— y terminando con dúos mecanizados. Este método se empleó ampliamente hasta 1935, cuando comenzaron a utilizarse procedimientos de mayor rendimiento, que todavía se emplean.

Un trío —Lauth— bien construido, para chapas hasta de 1.200 mm de ancho, desbastando planchones de 300×35 mm, puede fabricar hasta 90 toneladas de chapas desbastadas N° 14 por turno de 8 horas.

El acabado en caliente tiene que hacerse por el sistema de paquetes, en dúos completamente mecanizados (2 a 3 dúos para un trío).

Con una instalación de este tipo, equipada con hornos, dobladoras y tijeras adecuadas, es posible producir de 62.000 a 65.000 toneladas al año de chapas laminadas en caliente hasta el N° 28 ó 29 (paquetes de 8).

La instalación completa es relativamente barata —cerca de 2,5 millones de dólares— y es fácil de duplicar. Sin embargo, el costo de la producción es elevado debido a los salarios en continuo aumento y a la concurrencia de métodos de mayor rendimiento. Basta mencionar la experiencia del costo de la producción de las chapas 2×1 m en Acesita (dúos manuales) y en Volta Redonda; la competencia es imposible, aun cuando la gran fábrica no funciona a su plena capacidad. Por lo tanto el valor de su amortización es considerable. Por otro lado, ha de tenerse en cuenta la calidad del material laminado. La laminación en paquetes no permite en modo alguno la buena calidad que hoy se obtiene en las instalaciones modernas, con las laminadoras quátor en tandem.

d) Si se dispone de una plancha de 600 o más milímetros de ancho se puede producir fleje o banda en caliente.

En la actualidad se emplean varios métodos a saber: i) Laminador Steckel; ii) Planetario Sendzimir; iii) Laminación semi-continua; iv) Laminación continua.

e) El laminador Steckel es conocido desde hace más de 20 años. Fue primero utilizado en Europa (Alemania, Francia, Escandinavia), pero no consiguió imponerse en los Estados Unidos, donde pocas instalaciones dieron buenos resultados; en el Canadá alcanzó algún éxito, hoy superado.

En Luxemburgo, Suecia y Alemania hay instalaciones recientes que, según su propósito, laminan al año entre 120.000 y 400.000 toneladas de fleje o banda en caliente.

Este método tiene algunas desventajas propias del sistema, pues la chapa, después de sufrir varias pasadas en caliente, en la caja quátor, es dirigida hacia devanaderas situadas dentro de los hornos; el laminador es reversible y la chapa una vez enrollada en las devanadoras, se enrolla dentro de uno u otro horno por el extremo opuesto; eso mantiene la temperatura del metal a un grado adecuado a la operación; pero, por otro lado, el contacto directo de la llama de los hornos de las devanadoras causa una fuerte oxidación en la superficie de la banda, el descascarado no está bien hecho, y la marca de la batidura queda impresa en la superficie del fleje. La calidad de las chapas nunca es satisfactoria y no sirve, por ejemplo, para la embutición profunda o estirado a fondo.

Se han introducido varias modificaciones para mejorar la calidad del producto. Una de ellas consiste en no pasar las chapas directamente por el Steckel; primero, se reduce su espesor por una pasada en el desbastador de planchones, o por una caja intermedia entre éste y el Steckel; en esta forma disminuye la cantidad de batidura cuando la chapa llega a este último trayecto; el rendimiento del Steckel aumenta y el paso por los hornos de las bobinas es más corto. Otra innovación consiste en regularizar la llama en los hornos de las enrolladoras, empleando gas para el calentamiento; si se usa petróleo, esto es mucho más difícil.

El laminador Steckel tiene su empleo, pero no es recomendable para una fábrica que tenga que producir chapas para varios usos, incluyendo la embutición, en un país en que sea la única fábrica. Préstase a la producción de banda de acero silicioso (para motores y transformadores eléctricos) y para aceros inoxidable.

El método presenta graves inconvenientes en su empleo general.

f) El planetario Sendzimir ofrece perspectivas favorables para las fábricas medianas. Es de costo muy inferior al de las instalaciones semicontinuas y continuas, y da un producto de primera categoría; sin embargo, no es todavía suficientemente práctico para poder emplearlo en los países de técnica incipiente.

Es admirable el trabajo que se realiza en el Canadá, el Reino Unido e Italia; en este último país existe un planetario que lamina bandas de 1 m de ancho.

Las principales dificultades de los planetarios son de tipo mecánico y eléctrico, sobre todo, en la sincronización de movimientos que permiten que dos cilindros, laminando una chapa queden en el mismo plano vertical. Resueltos estos problemas, el laminador planetario será un instrumento extraordinario, que permitirá la producción de bandas en caliente de toda clase de aceros y en tonelajes moderados.

g) El gran método utilizado en el momento para la producción de bandas en caliente es el continuo. Los planchones producidos en el desbastador, son recalentados y pasados por 11 cajas sucesivas, de las cuales las cinco primeras todavía son desbastadoras, y las seis últimas, concluidoras, están dispuestas en tandem. Las velocidades que se consiguen con este tipo de equipo son enormes; lo mismo los tonelajes.

Los últimos trenes montados en los Estados Unidos tienen capacidades extraordinarias: más de un millón de toneladas de banda por año. El de las bandas se hace en devanaderas dispuestas en un nivel más bajo que el piso del taller de laminación; es decir, en devanaderas bajas.

Las instalaciones del tipo continuo son extremadamente caras, de 25 a 30 millones de dólares. También, el costo de producción es el más bajo posible, y la calidad del material es excelente.

b) Para producciones más modestas —entre 300.000 y 600.000 toneladas de bandas en caliente por año—, se justifica el empleo de una instalación semicontinua.

Después del desbastador de planchones, se instala un quátor reversible para reducir las chapas recalentadas, hasta un espesor conveniente ($\frac{1}{4}$ de pulgada). En seguida, con el mismo calor, la banda se pasa por una instalación en tandem de cajas quátor, que pueden ser de 4 a 6, según el tonelaje final que se desea producir. De acuerdo con la producción, se instalan devanaderas comunes, o bien tantas "devanadoras bajas" como sea necesario.

La sustitución de 5 ó 6 cajas continuas preparadoras por un tren reversible, y la adopción del número de cajas en

tandem, apenas suficiente para la producción prevista (4 a 6), representa una economía considerable. Además, este método permite que el tren reversible produzca chapas gruesas, más anchas que las bandas que hay que laminar, lo que representa una gran ventaja en una instalación que debe atender a un programa variado. Por otra parte, antes del tren reversible puede montarse una caja vertical para cantar la placa evitando el tener que laminarla de frente en el desbastador. Esto mejora la calidad, y aumenta el rendimiento de ese tren.

Un tren semicontinuo cuesta entre la mitad y el 60% del valor de uno continuo, y da una producción considerable.

Parece que ésta es la instalación aconsejable para América Latina. Toda vez que sea posible justificar un programa de producción de 300.000 a 600.000 toneladas de bandas en caliente, esa es la instalación que conviene adoptar.

La experiencia de Volta Redonda muestra que con este tipo de equipo es posible hacer frente a la competencia extranjera en cuanto a costo y calidad.

4. EL PROBLEMA DE LA LAMINACIÓN DE PERFILES

a) Para las siderúrgicas que poseen desbastadores, la laminación de perfiles comienza generalmente en las cajas montadas en línea con la caja preparadora (una o dos). Así se laminan grandes perfiles y carriles (pesados y medios) hasta 50 kg/m.

b) En relación con los perfiles medianos y pequeños, la laminación se prosigue en otros trenes, con el número de cajas necesarias. El problema no presenta dificultades, puesto que las instalaciones de este género son extremadamente flexibles, y sirven para laminar los más variados tonelajes en programas muy distintos.

c) Puede haber, después del desbastador, un tren de perfiles medianos (550 a 650 mm) y, en seguida, uno o dos trenes menores de 435-380 y 360-300-250 mm, descendiendo hasta 12 ó aun 6 mm (alambrón). De ahí en adelante vienen las instalaciones de trefilado.

d) Las fábricas de alambre de todos los tipos encuadran perfectamente dentro de los esquemas de las fábricas medianas y pequeñas. Así, en gran parte, las empresas prefieren este programa a la producción de bandas y chapas.

e) Los diseños de instalaciones pequeñas y medianas para perfiles y alambres son muy ingeniosos y permiten producciones apreciables y buenas utilidades.

El problema concerniente a este tipo de laminación no presenta mayores dificultades en América Latina.

f) Lo mismo se puede afirmar de las fábricas de distintos tipos de tubos (soldados eléctricamente, Fretz-Moon, o sin costura). La prueba está en el éxito de las instalaciones existentes. Estas pueden recibir la materia prima necesaria (palanquilla) de las grandes siderúrgicas, que destinan parte de su producción a este fin. Hay también fábricas integradas, como en el Brasil, Mogi das Cruzes (Jafet), Mannesmann (Belo Horizonte) y Belgo Mineira (Monlevade).

5. EL PROBLEMA DE LA LAMINACIÓN DE PRODUCTOS PLANOS EN FRÍO

a) Cuando en la laminación en caliente se ha hecho el método de preparación en trio Lauth y terminación en paquetes, a través de dúos mecanizados o manuales, la pasada en frío se efectúa en un tren trio en frío (aceros comunes o al silicio), o en un quátor (pasada en un solo sentido: aceros inoxidable). La pasada de superficie y temple pue-

de hacerse en un Sendzimir abreviado (2-1, 1-2), que permite la pasada de chapas de dimensiones normales.

b) Si el producto laminado en caliente es un fleje o banda, entonces el problema varía; según el tonelaje y el producto se podrá emplear uno de los métodos siguientes: i) tren de cajas quátor en tandem (3,4 ó 5 de ellas); ii) caja quátor reversible; iii) laminador Sendzimir normal.

c) Para las producciones de los trenes en caliente, continuos y semicontinuos, se emplean, en la laminación en frío, trenes de varias cajas quátor en tandem (3,4 ó 5). Es la solución más común. Este equipo es poderoso, de gran velocidad (590 metros/minuto en Volta Redonda), y capaz de laminar entre 200.000 y 600.000 toneladas de rollos por año. Las fábricas de 350.000 toneladas de lingotes de acero, pueden resolver su problema con uno de estos trenes de 3 ó 4 cajas. Fue la solución adoptada en Volta Redonda y todavía en uso; sólo se necesitó un nuevo tren en tandem de 5 cajas quátor, debido al aumento de producción a cerca de un millón de toneladas de lingotes, y 500.000 toneladas de rollos en frío.

d) Para fábricas que laminan fleje o banda con Steckel, y que producen 120 a 180.000 toneladas de rollos laminados en frío, la solución puede ser la adopción de 2 o tres cajas quátor, individuales, y reversibles. Cada una podrá producir 60.000 toneladas/año, en las dimensiones normales. La ventaja es que pueden adquirirse cajas con mesas de anchura diferente.

e) Para aceros no comunes, un laminador Sendzimir normal es una buena solución, sobre todo para los inoxidables. Este equipo también se utiliza para la laminación de aceros comunes; el costo es de cerca de la mitad de un tren tandem para una producción equivalente. En un estudio se demostró que en un laminador Sendzimir en frío todavía no es posible lubricar cuantiosos tonelajes de productos de muy reducido espesor. Hay problemas de lubricación que aún no han sido satisfactoriamente resueltos, y otros de conservación mecánica y eléctrica que son graves y de lenta

solución. En una fábrica europea que adoptó esta solución, se está en vías de efectuar la sustitución por un tren tandem.

No hay nada especial en las operaciones de pasada de temple y de superficie.

6. CONCLUSIONES

El concepto de la laminación de acero en países de mercados en evolución, como sucede en América Latina, presenta problemas sobre los que conviene reflexionar:

- a) es menester prever, desde el comienzo, ampliaciones sucesivas;
- b) es importante que no se comprometa el futuro de la empresa por la adopción de soluciones de costo bajo, pero en desuso o en vías de serlo;
- c) como la especialización completa de las fábricas no es posible, se hace necesario establecer programas que permitan la adquisición de un desbastador que satisfaga las necesidades del futuro, sin aumentar en exceso el costo de la inversión inicial;
- d) el mismo razonamiento se aplica a los demás trenes laminadores, sobre todo, cuando se trata de productos planos, laminados en caliente o en frío;
- e) los equipos para América Latina, deberán ser elegidos entre aquellos ya ensayados y no deben obedecer a especificaciones límites, en vista de que habrán de ser manejados y mantenidos por personal que todavía está adquiriendo experiencia, y
- f) de observarse estos principios, los laminadores de acero habrán cumplido en América Latina los objetivos previstos en la reunión que la CEPAL celebró en Bogotá en 1952, y por consiguiente, habrán contribuido al desarrollo económico y técnico de las Naciones Unidas de esta región del hemisferio occidental.

Selección del equipo desbastador de laminación en función del crecimiento de los mercados en América Latina*

por KURT SCHLESINGER

Desde la segunda guerra mundial, la expansión de la industria siderúrgica ha sido tema de profundo interés para casi todos aquellos que se preocupan en el mundo entero por el estudio de la economía.

Los productos de acero, en toda su gran variedad de formas, se utilizan no sólo para la construcción pesada —edificios, puentes, ferrocarriles y maquinaria—, sino también para un gran número de artículos comprendidos en la clasificación de bienes de consumo —automóviles, refrigeradores, muebles metálicos, envases de lata, utensilios, etc.—, que se asocian íntimamente con las elevadas condiciones de la vida moderna.

La disponibilidad de los recursos naturales esenciales, carbón, mineral de hierro y piedra caliza, en una región determinada sugiere el empleo del acero a fin de asegurar la industria y los servicios de esa región. Sin embargo, para

justificar su explotación, se debe contar con que tales recursos puedan elaborarse a un costo competitivo.

En cuanto al desarrollo de la industria siderúrgica mundial durante las tres últimas décadas el rápido crecimiento de la industria latinoamericana en general ha ampliado las bases de la economía nacional de los respectivos países. Obsérvese por un momento el desarrollo y la expansión de las industrias existentes en los países latinoamericanos. En el caso del Brasil, por ejemplo, el consumo de productos ha aumentado en un 75 por ciento en los cinco años transcurridos desde que se puso en marcha la fábrica de Volta Redonda. El reciente programa de Volta Redonda, denominado "El plan del millón", es aumentar la producción de 750.000 a un millón de toneladas anuales. En la Argentina,

Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.A. III-2.

la Sociedad Mixta Argentina está instalando una fábrica siderúrgica integrada cuya producción inicial será de alrededor de 500.000 toneladas anuales, con posibilidades para su expansión futura a más de un millón de toneladas por año. El desarrollo de la industria del acero en estos dos países, así como en Chile y Colombia, ha influido en el consumo de acero en toda América del Sur.

Una vez que se disponga de las materias primas esenciales a un costo adecuado y se cuente con el mercado para ciertos productos de acero en la forma que revele un estudio minucioso del mercado, podrá determinarse la capacidad y el tipo de las instalaciones necesarias para la fabricación de acero.

Al examinar el tamaño de una nueva fábrica se ha de seguir un criterio comercial razonable, que consiste en limitarla al plan mínimo que sea necesario para iniciar una operación de tipo económico a costos competitivos, en vez de reunir inmediatamente capitales para una gran empresa. Se reconoce, sin embargo, que los costos de producción por unidad disminuyen rápidamente con el aumento de tamaño. En otras palabras, una fábrica siderúrgica integral grande puede construirse a un costo de capital por tonelada anual de lingote mucho más bajo que una pequeña, pero hay que tener en cuenta otros objetivos al determinar el tamaño de la fábrica.

Un amplio mercado sostendrá la producción de una gran variedad de diferentes tipos generales de productos, tales como barras, acero estructural y carriles, productos laminados y tubería sin soldadura.

Hace unos treinta años, como consecuencia del desarrollo de la laminación continua de fleje y banda en los Estados Unidos —innovación en la industria del laminado que no sólo mejoró la calidad de los productos, sino que redujo su precio—, la demanda de productos planos laminados superó todas las esperanzas. Desde la segunda guerra mundial se observa claramente una tendencia análoga en el Reino Unido y en el continente europeo.

Hoy, con el creciente consumo de artículos metálicos, desde automóviles a utensilios domésticos, aumenta continuamente la demanda de chapa fina y hojalata.

Si se examina brevemente el rápido desarrollo de la industria del hierro y el acero en los Estados Unidos durante los tres últimos años, se observa que la producción de acero durante 1955 se calculaba en 117 millones de toneladas netas de lingote, con una producción terminada de acero de alrededor de 85 millones de toneladas netas. En 1954 las cifras correspondientes habían sido 88 y 64 millones, respectivamente.

La producción de acero en 1955 revela un aumento mayor que en cualquier año anterior, sobrepasando incluso la producción máxima de 111,6 millones de toneladas netas de 1953. La demanda continua de acero en 1955, año de paz, ha motivado muchos nuevos proyectos para la ampliación adicional de la correspondiente capacidad de producción.

Habida cuenta de la necesidad de un análisis de los gastos de capital para determinar la naturaleza, tamaño y capacidad de las instalaciones de una fábrica de acero, se trata en este documento de presentar los factores y consideraciones relativos a la unidad de fábrica previa indispensable para la obtención de los semi-productos necesarios para a su vez producir todos los productos laminados, a saber, el laminador de desbaste y de planchón.

Los laminadores de desbaste y de planchón transforman los lingotes en tochos, planchones y palanquilla. No se considerarán ahora los diversos trenes concluidores que, en el

curso de procesos inmediatos o subsiguientes, permiten laminar los semiproductos en productos terminados.

La enorme gama de productos posibles influye en los tipos y tamaños de los tochos y planchones y, por consiguiente, en el diseño y grado de mecanización de los trenes concluidores.

A continuación se intenta analizar la selección y economía del equipo para fabricar tochos y planchones sólo por laminación, no considerando ahora otros medios de obtenerlos: la forja, la colada continua, etc.

En este caso, para ilustrar mejor la selección y economía de las instalaciones de laminación de grueso, se analizarán tres unidades hipotéticas de distinta capacidad de producción.

Para la instalación más pequeña, de una capacidad anual de 50.000 a 300.000 toneladas netas de lingote, se supone un trío capaz de laminar lingotes relativamente pequeños en tochos y palanquillas.

Para una instalación algo mayor, de 300.000 a 500.000 toneladas netas anuales, se considera un dúo reversible de tamaño mediano.

Para una instalación de gran tamaño —de 500.000 a un millón de toneladas por año— se considerará un tren combinado de grueso para tochos y planchones.

Finalmente, al analizar el costo se reconoce la importancia de las relaciones laborales y del progreso técnico en años recientes. Estos factores han conducido a un aumento considerable de la producción por horas hombre debido a la mecanización extensiva y a la administración más eficaz de las empresas. Así, la productividad mayor ha creado en general una tendencia a largo plazo de precios más bajos para los artículos manufacturados.

En los países latinoamericanos, el establecimiento de los costos para varios tipos de semiproductos y de productos terminados correspondientes a las nuevas instalaciones es un tanto difícil, debido a lo incompleto de la información disponible. Sin embargo, se dan cifras reales del funcionamiento de tres planes diferentes de laminación, que responden a unidades de diferente capacidad de producción instaladas en los Estados Unidos. Las cifras deben reevaluarse adecuadamente para cada país y las condiciones de su mercado, a fin de hacer un análisis preliminar y estudiar si son o no económicos los planes propuestos.

Las tres unidades mencionadas no son comparables en cuanto al costo de funcionamiento, porque cada una trabaja con diferente tamaño de lingote, utiliza diferentes cifras como unidades de producción y tiene que operar durante un número también diferente de horas por año para lograr los tonelajes especificados.

UNIDAD A: LAMINADOR DE DESBASTE O DE GRUESO, PARA PRODUCCIÓN PEQUEÑA

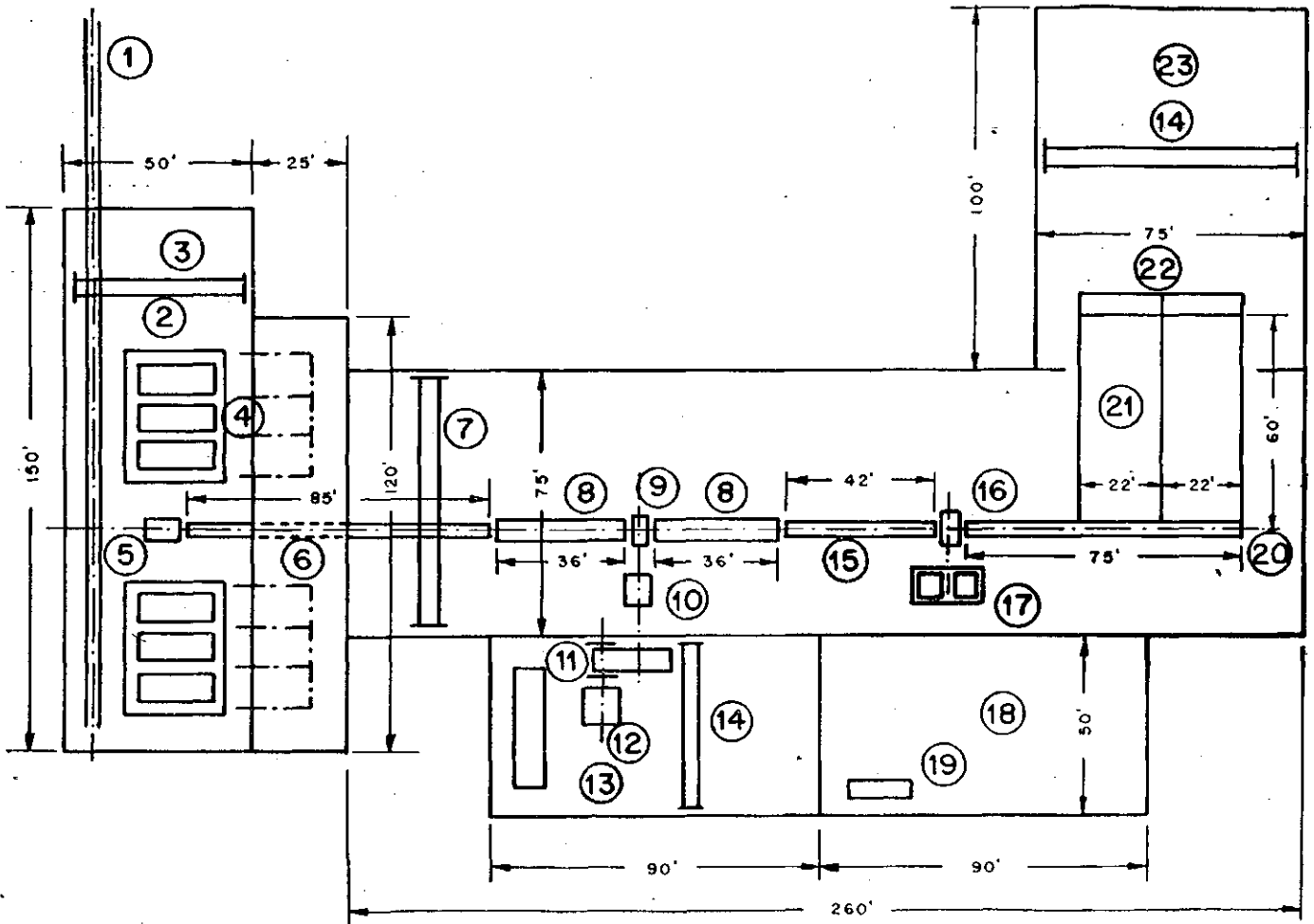
El equipo para laminación primaria consiste en una caja, trío, de tres cilindros, dispuestos el uno sobre el otro y que giran en una sola dirección, con mesas basculantes en el frente y detrás de la caja. (Véase la figura I.)

Analizando un caso hipotético, se ha seleccionado, para la laminación de 50.000 a 300.000 toneladas de lingote por año, un laminador trío de 29 x 96 pulgadas para tochos, movido por un motor de 2.000 caballos de corriente alterna a 360 revoluciones. Este laminador se presta para obtener tochos y palanquillas. Los cálculos que se indican más adelante se basan en la producción anual, supuesta, de 200.000 toneladas.

El laminador de grueso, trío, con su producción limita-

Figura 1

LAMINADOR DE GRUESO, TRÍO, UNIDAD "A"
(Disposición esquemática)



- 1 Vía
- 2 Nave de los hornos de foso, 7' 6" × 20"
- 3 Puente-grúa de 10/5 toneladas
- 4 Hornos
- 5 Basculador de lingotes
- 6 Transportador
- 7 Puente-grúa de 35/10 toneladas
- 8 Mesa basculante
- 9 Laminador
- 10 Caja de engranes
- 11 Accionamiento
- 12 Motor de 2.000 HP

- 13 Cuarto de motores
- 14 Puente-grúa de 10 toneladas
- 15 Transportador
- 16 Cizalla
- 17 Volquetes de Chatarra
- 18 Taller de cilindros y de reparación
- 19 Torno de cilindros
- 20 Transportador
- 21 Mesas de enfriamiento
- 22 Jaulas
- 23 Nave de almacenamiento y de expedición.

da, no es en general aceptable ya para la práctica moderna de la laminación en los Estados Unidos; sin embargo, tiene ciertas ventajas sobre el dúo reversible. La energía para un laminador trío es menos costosa y por girar los cilindros en el mismo sentido, se puede aplicar un volante pesado en el árbol de alta velocidad del sistema de transmisión, haciendo posible el uso de motores más ligeros y de menos fuerza.

Las desventajas de este tipo de laminación son, su limitada flexibilidad, la laminación de lingotes de tamaño relativamente pequeño, el logro de pequeños aumentos de reducción en cada pasada y el limitado número de secciones que pueden obtenerse en un juego de cilindros.

Una instalación de este tipo consta de:

- a) Seis hornos de foso para calentar de una manera uniforme 200.000 toneladas netas anuales de lingotes individuales y varios lingotes a la vez. El tamaño de cada foso es aproximadamente de 7 pies 16 pulgadas × 20 pies. Cada foso tiene una capacidad de calentamiento de unas 9 toneladas por hora, con 75 por ciento de rendimiento. El calentamiento ha de ser rápido y económico para llevar los lingotes de acero dulce a 2.240°F, temperatura que debe regularse entre estrechos límites para la mejor calidad y el máximo ritmo de producción de la laminación. El consumo de combustible se calcula en un promedio de 750.000 unidades térmicas inglesas por

tonelada de lingotes cargados en caliente y 1.750.000 unidades cargados en frío, siendo el combustible gas natural o petróleo.

- b) *Basculador fijo de lingote.* Recibe los lingotes calientes del horno de foso y los descarga en las mesas de alimentación del laminador.
- c) *Mesa receptora y de alimentación del laminador.* Monta da sobre rodillos y accionada por árbol en línea. Longi tud aproximada, 85 pies.
- d) *Mesas basculadoras frontales y traseras.* El mecanismo basculador hidráulico de cada mesa dispone de largos brazos de palanca que hacen subir y bajar las mesas sincrónicamente. De este modo, el material sube y baja a la posición correcta antes de introducirse entre los cilindros.
- e) *Manipulador.* Está montado en la mesa basculadora de entrada y consiste en unas guardas laterales accionadas por motor y provistas de unas tipadoras para volver el material (se denomina también volvedor).
- f) *Caja de laminador trío de 29 × 96 pulgadas.* No rever sible, equipada con tres cilindros acanalados de un diá metro promedio de 29 pulgadas, cada uno de 96 pulga das de tabla, montados sobre cojinetes de bronce y met al babbit. Husillos movidos con motor, transmisión regulable de los rodillos superior e inferior. Los árboles son del tipo de muñón de trébol conectados a una caja de engranes con piñón de ataque de 29 pulgadas de diámetro primitivo de acero forjado de aleación. La transmisión del laminador tiene una reducción de 10 a 1, dispone de un volante y está acoplado a un eje prin cipal movido por un motor de 2.000 caballos de co rriente alterna (tipo rotor bobinado), a 360 revolucio nes. La velocidad media del laminador es de 275 pies por minuto.
- g) *Descarga del laminador y mesa de alimentación de la cizalla.* Longitud aproximada, 42 pies.
- h) *Cizalla de tochos de tipo guillotina.* Capacidad hasta de 100 pulgadas cuadradas. Cizalla, cigüeñal, biela y mo tor con embrague de 75 caballos, corriente alterna, tipo rotor bobinado.
- i) *Empujador de puntas,* accionado por motor.
- j) *Calibrador de tijera.* De tipo husillo, accionado por motor, dispuesto para una galga máxima de 20 pies.
- k) *Mesa de depresión de la tijera,* accionada por motor, rodillos alineados.
- l) *Canales y volquetes de evacuación de residuos.*
- m) *Mesa de descarga de la tijera,* incluídas las batiduras de los tochos.
- n) *Mesa de enfriamiento y transporte.*
- o) *Empujadores de tochos y palanquillas.*
- p) *Mesas y bandejas de enfriamiento,* accionadas por mo tor, para tochos y palanquillas.
- q) *Sistemas completos de lubricación de aceite y grasa,* sis temas hidráulicos de descascarillado y reguladores de aire comprimido.
- r) *Torno para cilindros,* tamaño 36 pulgadas × 15 pies.

En el tratamiento ulterior, los tochos y las palanquillas se trasladan a las naves adyacentes para su recalentamiento y para su laminación subsiguiente en productos terminados por medio de los laminadores de palanquilla y de secciones estructurales.

Rendimiento promedio. 88 por ciento al laminar acero vivo o semicalmado (lingote abierto) y 79 por ciento al laminar lingotes con mazarota caliente (aleaciones, horno eléctrico y aceros al carbono de calidad).

Productos típicos laminados

Tamaño de lingote (pulgadas)	Peso (libras)	Tamaño final en el trío de 29 pulgadas (pulgadas)	Producción aproxima da
12½ × 12½	2.400	5 × 5	50 toneladas por hora a base de tochos de 8" × 8"
15 × 15	3.200	5 × 5 a 7 × 7	
18½ × 18½	5.350	6 × 6 a 10 × 10	

Datos de funcionamiento. La instalación con el lamina dor trío de 29 × 96 pulgadas con su transmisión prin ci pal, sus motores auxiliares, los hornos de foso, las grúas, etc., consume un promedio de 24 kilovatios-hora por ton elada de producto sobre la base de 50 toneladas por hora.

Consumo de agua. El total, por tonelada de productos, incluso el descascarillado, el enfriamiento de cilindros, etc., es de 750 galones aproximadamente.

Consumo de lubricantes. El consumo de lubricantes para la maquinaria de los sistemas de engrase a varias pre siones y los de engrase manual representan 0,20 libras por tonelada de producto. El consumo de aceite lubricante de la maquinaria por los sistemas de circulación es de 0,06 galones por tonelada de producto.

Cilindros. Los de la caja son de la misma longitud, esto es, de 96 pulgadas, pero los diámetros difieren lige ramente. Los diámetros promedio son de 29¼ pulgadas el superior, 29 pulgadas el central y 28¾ pulgadas el inferior.

Los cilindros nuevos se montan con 30-11/16 pulgadas y se reajustan durante la laminación subsiguiente hasta un mínimo de 28 pulgadas, momento en el cual pasan a la chatarra. La duración media de los cilindros de acero de aleación fundido, cuando se lamina acero dulce, alcanza para 300.000 toneladas de productos, y cuando se lami nan aceros de aleación sólo para 200.000.

Calculada en cuanto a costo de cilindros, incluyendo el torneado, esta duración implica un promedio de 0,07 dó lares por tonelada de acero dulce laminado.

Costo de funcionamiento. Se considera una cifra de producción anual de 200.000 toneladas netas de produc tos semi-terminados, en un trabajo de dos turnos y cinco días laborables por semana. La transformación directa de los lingotes en tochos o palanquillas, en las instalaciones descritas de la unidad A, tiene un costo de 7 a 8 dólares por tonelada de acero dulce, vivo o semicalmado.

Además de los costos directos de transformación hay que considerar las cargas adicionales siguientes:

	Dólares por tonelada
Supóngase un costo de	7,35
Cargas de la unidad A por depreciación, interés de la inversión, seguro, impuestos inmobiliarios, gas tos de administración	
9.327.500 × 0,15	
jas = 15 por ciento	7,00
	200.000
Costo total	14,35

La producción del laminador trío descrito varía mucho conforme a las mejoras que se puedan lograr en la prác tica, del funcionamiento, la destreza de los operarios y el planeamiento cuidadoso de la producción.

Cuadro 1
PERSONAL DE FUNCIONAMIENTO*

	Primer turno	Serundo turno	Tercer turno	Total
<i>Dirección y oficinas:</i>				
Director general.	1			1
Subdirector (mantenimiento mecánico)	1			1
Subdirector (mantenimiento eléctrico)	1			1
Jefe de fábrica.	1	1		2
Jefe de oficina y empleados.	2	1		3
Auxiliar.	1			1
<i>Personal de laminación y ayudantes:</i>				
Jefe y subjefe de laminaciones.	2	2		4
Capataz.	1	1		2
Calentadores y ayudantes.	4	4	4	12
Registrador de lingotes.	1	1		2
Operarios de grúa — Horno de foso	1	1	1	3
Laminador de tochos.	1	1		2
Almacén de tochos y palanquilla.	1	1		2
Operarios de cizalla.	1	1		2
Marcador de tochos y palanquillas.	1	1		2
Operarios de las mesas de enfriamiento	1	1	1	3
Operarios del cuarto de motores.	1	1		2
Registro de laminación.	1	1		2
Engrasador.	1	1		2
<i>Mantenimiento:</i>				
Inspectores de laminadores y motores, etc.	5	5		10
Obreros de turno.	5	5		10
Cañistas.	1	1	1	3
Tornero de cilindros.	1			1
Total (producción y mantenimiento)				73

* Se supone una laminación anual de 200.000 toneladas netas de acero, en 2 turnos, 5 días y 40 horas semanales por hombre.

Las horas-hombre calculadas por tonelada de producción, basadas en la producción media, serían de 0,72.

Ampliación de la producción. Debido a la constante expansión del mercado de productos de acero en los países latinoamericanos, hay que considerar una ampliación futura de la producción respecto al plan de laminación previsto para la unidad A.

El laminador trío se calcula para una producción anual de 200.000 toneladas netas, en 5 días de trabajo y 2 turnos, esto es, 50 semanas o 4.000 horas por año.

Agregando hornos de foso suplementarios, a fin de incrementar la capacidad de calentamiento de los lingotes, el laminador, sin cambio alguno en sus elementos mecánicos, puede producir 300.000 toneladas netas por año, funcionando cinco días por semana, en tres turnos diarios, con 50 semanas y 6.000 horas por año.

Todavía se puede obtener mayor producción, aumentando las horas de trabajo a 7.000. Desde este límite, cualquier aumento de capacidad requiere un cambio radical en la instalación de laminación.

Aparte de la capacidad suplementaria en los hornos de foso, necesaria para lingotes mayores, será necesario reemplazar el laminador trío por una instalación de dúo reversible, tal como se describe en la unidad B.

2. UNIDAD B: LAMINADOR DESBASTADOR O DE GRUESO, DÚO REVERSIBLE, PARA PRODUCCIÓN MEDIANA

El equipo de laminación primaria consta de un dúo reversible moderno de 36 X 78 pulgadas, movido por un mo-

tor único de 4.000 HP, reversible, de 50/120 revoluciones por minuto. (Véase figura 11.)

Este laminador, completo con su equipo auxiliar, puede laminar de 300.000 a 500.000 toneladas netas de lingotes anuales en semiproductos tales como tochos, palanquillas y planchones (o petacas).

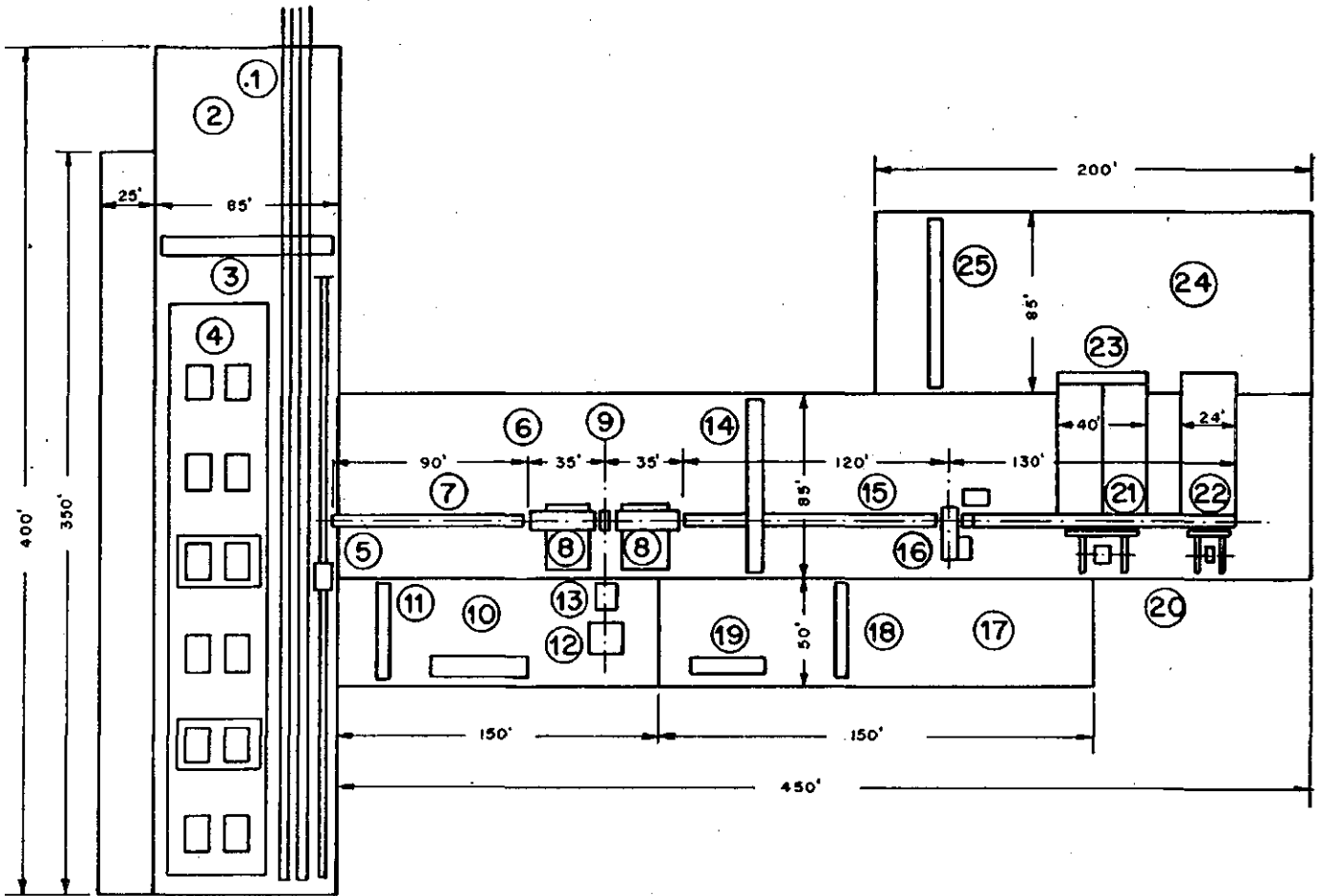
Para el caso hipotético se describirá una instalación con producción anual de 500.000 toneladas. Esta instalación se compone principalmente de:

- Seis baterías de hornos de foso* (dos fosos por batería, cada uno de 13 pies de ancho, 17 de largo y 9 de profundidad). Para calentar 500.000 toneladas de lingotes por año uniformemente cada lingote y varios de ellos en forma simultánea. El calentamiento ha de ser rápido y económico para llevar los lingotes a 2.400°F con una temperatura regulada entre límites estrechos para obtener mejor calidad y el máximo ritmo de producción en la laminación. Consumo de combustible promedio, 1.305.000 unidades térmicas británicas por tonelada, funcionando con gas natural (costo del calentamiento, de 0,70 a 0,76 dólares por tonelada).
- Carro de transporte del lingote.* Recibe los lingotes calientes del puente-grúa de los hornos de foso y los lleva a la mesa de alimentación del laminador.
- Mesa receptora y de alimentación de lingotes.* Montada sobre rodillos y accionada por árbol en línea.
- Mesas frontales y traseras del laminador.* Montadas sobre rodillos y cada árbol en línea accionado por dos motores de 75 caballos. Rodillos de alimentación adyacente a la caja del alimentador.
- Manipulador doble.* Situado al frente y detrás de la caja del laminador, accionados por cremallera y piñón. Ripadoras para volver los tochos y los planchones, instaladas sólo en el frente.
- Caja del laminador de 36 X 78 pulgadas del tipo corriente, dúo reversible.* Con cilindros de 36 pulgadas de diámetro y de 78 de largo, montados sobre cojinetes del tipo de resina fenólica, lubricados con agua. Los husillos se accionan con un reductor sin fin por medio de motores de 75 caballos, tipo laminación. Los árboles de laminación son del tipo universal. La caja de engranes está montada con piñones de acero forjado de aleación de 36 pulgadas de diámetro primitivo y está acoplada directamente al árbol del motor de 4.000 caballos, de corriente continua en derivación. Este motor se mueve por dos unidades de generador-motor compuestas de dos generadores de 1.750 kilovatios y un motor de inducción, de rotor bobinado, de 3.500 caballos a 4.800 voltios. El laminador se mueve a 50/120 revoluciones por minuto (471/1.130 pies por minuto, según el diámetro del cilindro). Velocidad del calibrador, 7 1/2 a 15 pies por minuto.
- Descarga del laminador y mesa de alimentación de la cizalla.*
- Cizalla para tochos y palanquilla.* Tipo guillotina con capacidad para cortar tochos de 8 X 8 pulgadas o planchones de 6 X 22 pulgadas y de 4 X 38 pulgadas. Accionada por un motor de 150 caballos de tipo laminación.
- Empujador de puntas.*
- Calibrador de tijera.* De tipo husillo, accionado por motor con galgas de 6 a 20 pies.

Figura II

LAMINADOR DE GRUESO, TIPO DÚO REVERSIBLE
(UNIDAD "B")

(Disposición esquemática)



- 1 — Vías
- 2 — Nave de los hornos de foso
- 3 — Puente-grúa de 15 toneladas
- 4 — Hornos de 13' de anchura, 17' de longitud y 9' de profundidad
- 5 — Carro de lingotes
- 6 — Nave de laminación
- 7 — Transportador
- 8 — Manipulador
- 9 — Laminador dúo reversible de 36" X 78"
- 10 — Cuarto de motores
- 11 — Puente-grúa de 20 toneladas
- 12 — Motor de 4.000 HP

- 13 — Caja de engranes
- 14 — Puente-grúa de 35/10 toneladas
- 15 — Transportador
- 16 — Cizalla
- 17 — Taller de reparaciones y de cilindros
- 18 — Puente-grúa de 15 toneladas
- 19 — Torno de cilindros
- 20 — Empujador
- 21 — Mesa de enfriamiento de tochos
- 22 — Estibador de planchones
- 23 — Jaulas
- 24 — Nave de almacenamiento y expedición
- 25 — Puente-grúa de 15 toneladas

- k) Mesa de depresión de la cizalla. Movida por motor, rodillos accionados en línea.
- l) Canales y volquetes de evacuación de residuos.
- m) Mesa de descarga de la cizalla, incluidas las batiduras de los tochos.
- n) Mesa de enfriamiento y de transporte.
- o) Empujador de tochos y palanquillas.
- p) Mesa de enfriamiento de tochos y palanquillas y bandejas de estiba.
- r) Empujador de planchones.
- s) Estibador de planchones.
- t) Sistema completo de lubricación de grasa y aceite, sis-

temas de descascarillado hidráulico y reguladores de aire comprimido.

- u) Torno para cilindros de 34 X 24 pulgadas.

Para las ulteriores operaciones, los tochos y las palanquillas se pueden laminar en un laminador continuo de palanquilla, en línea con el de tochos, o bien transferirse a las naves de laminación adyacentes para el recalentamiento y la laminación en los laminadores de palanquilla y hierros estructurales.

Los planchones o petacas se transfieren a los lugares de enfriamiento y acondicionamiento para la laminación subsiguiente en los laminadores de fleje en caliente.

Productos típicos laminados (acero de bajo carbono)

Tamaño del lingote (pulgadas)	Peso (libras)	Tamaño de terminado en el laminador de grueso de 36 pulg. das (pulgadas)	Producción aproximada (toneladas por hora)
Para tochos y } palanquillas } 21 ¼ × 21 ¼	6.214	3 × 3 y 4 × 4	40
Para plan- } chones o } 24 ½ × 24 ½	7.380 a	5 × 5, 5 ½ × 5 ½	60
petacas } 23 × 39	12.800	6 × 6 y 8 × 8	50/60
	15.000	3 × 22 y 6 × 22	70
	18.500	4 × 38 ¼	80
	21.500	5 × 38 ¼	90

Cuadro 2

CÁLCULO DE INVERSIÓN DE CAPITAL*

(Dólares)

	Materiales y equipo ad- quiridos en los Estados Unidos	Costo de instalación y montaje en los Estados Unidos	Total
A. Edificios y construcciones:			
Hornos de foso	50' × 150'		
Accesos a los mismos	25' × 120'		
Laminación	75' × 260'		
Almacén de tocho y palanquilla	75' × 100'		
Cuarto de motores	50' × 90'		
Taller de cilindros y reparaciones	50' × 90'		
(incluye edificación, hierros estructurales, cubiertas, paredes y cimentación)			600.000
B. Servicios:			
Agua, alcantarillado, alumbrado, aire comprimido, etc.			125.000
C. Grúas (montadas):			
Hornos de foso	1 — 10 ton		
Laminador	1 — 10/5 ton		
Almacén de tocho y palanquilla	1 — 10 ton		
Cuarto de motores	1 — 35/10 ton		
	700.000	90.000	790.000
D. Hornos de foso:			
6 hornos como el descrito en el núm. 1, incluyendo bóvedas, refractarios, recuperadores, chimenea, tuberías, instrumentos, motores y reguladores y mandos (con cimentaciones)			1.110.000
E. Laminadores:			
Todos los elementos y accesorios para la laminación como se describen en los núms. 2 a 18 inclusive (así como la tubería de interconexión).	2.000.000	400.000	2.400.000
F. Material eléctrico:			
Motores principales y auxiliares, reguladores, interruptores, cables, tubos, conductores para los hornos de foso y la laminación.	700.000	500.000	1.200.000
G. Cimentaciones:			
Para la laminación y el equipo eléctrico, para edificación, etc.			1.250.000
H. Oficina de laminaciones y servicios sanitarios			
			200.000
			7.675.000
I. Repuestos:			
10 por ciento sobre 4.400.000.			440.000
			8.115.000
J. Eventuales:			
10 por ciento sobre 7.675.000.			767.500
			8.882.500
K. Ingeniería e inspección de la construcción:			
5 por ciento sobre 8.890.000.			445.000
Total^b.			9.327.500

* Todos los precios se basan en costos de junio de 1956.

^b Este total no incluye los gastos administrativos, legales, comerciales, de transporte y generales.

Rendimiento promedio. 88-89 por ciento al laminar acero de bajo carbono; 83 por ciento al laminar acero de alto carbono, y 75 por ciento al laminar acero inoxidable.

Datos de funcionamiento. La unidad B, con la instalación del laminador dúo de 36 X 78 pulgadas funcionando para el supuesto de 500.000 toneladas anuales de semiproductos, consumirá un promedio de 50 kilovatios-hora por tonelada de producción.

Consumo de agua. El total por tonelada de producto, incluyendo el descascarillado, el enfriamiento de cilindros, etc., es aproximadamente de 300 galones.

Lubricante. El consumo de grasas lubricantes aplicadas a la maquinaria en varios sistemas a presión, es de 0,01 dólares por tonelada de producto. El consumo de aceites lubricantes en los varios sistemas de circulación es de 0,02 dólares por tonelada de producto.

Cilindros. La duración media de un juego de cilindros de acero de aleación, al laminar productos mixtos, es de 300.000 toneladas. El costo de los cilindros se eleva con esto a 0,10 dólares por tonelada de acero laminado. El torneado de cilindros y su ajuste supone 0,11 dólares por tonelada, o sea un total de 0,21 dólares por tonelada de acero laminado.

Cuadro 3

PERSONAL DE FUNCIONAMIENTO*

	Primer turno	Segundo turno	Tercer turno	Total
Dirección y oficinas:				
Director general	1			1
Empleado (anotador)	1	1	1	3
Ayudante	1			1
Operarios del laminador y ayudantes:				
Operarios de laminación y ayudantes	2	2	2	6
Capataz de turno		1	1	2
Calibrador	1	1	1	3
Calentador	1	1	1	3
Anotador de lingotes y ayudante	2	2	2	6
Escoriador	1	1	1	3
Operarios de grúa: Hornos de foso	2	2	2	6
Laminador	1	1	1	3
Almacén de tochos y planchones	1	1	1	3
Operario de cizalla y ayudante	2	2	2	6
Marcador de palanquilla y planchón	1	1	1	3
Estibador y cargador de tochos y planchones	2	2	2	6
Inspección de laminadores y motores	4	4	4	12
Engrasador	1			1
Tornero de cilindros	1			1
Total (producción y mantenimiento)				72

*Se supone una laminación anual de 500.000 toneladas netas de lingote, en 3 turnos, 6 días, 48 horas semanales por hombre y 7.000 horas por año.

Costo de funcionamiento. Considerando una producción anual de 500.000 toneladas netas de semiproductos, trabajando en tres turnos, seis días por semana y 7.000 horas por año, el costo de la conversión de lingotes a tochos, palanquillas o planchones, en las instalaciones descritas de la unidad B, alcanza la cifra de 5 a 6 dólares por tonelada laminada de acero de bajo carbono, acero vivo o semicalmado, y la de 6,50 a 8,50 dólares para el acero inoxidable de la variedad 18-8.

A fin de analizar los costos de transformación, se supone que se lamina un material mixto de acero vivo, acero de alto y medio carbono y algo de acero inoxidable, integran-

do una producción de 500.000 toneladas netas con un rendimiento promedio de 81 por ciento.

Los costos directos de transformación de los lingotes en tochos y en planchones o petacas, se dividen del siguiente modo:

	Dólares por tonelada
Dirección y oficina	0,22
Trabajo directo de funcionamiento	0,98
Combustible de los hornos de foso	0,76
Aceite, grasa, herramientas manuales, etc.	0,20
Herramientas de desbarbado	0,03
Cilindros sin preparar	0,10
Servicios (fuerza, agua, oxígeno)	0,99
Gastos generales	0,06
Mantenimiento (mano de obra y material)	0,40
Reparaciones mayores	0,97
Reconstrucción de los hornos de foso	0,46
Taller de cilindros (ajuste)	0,11
Costo total	5,28

Además del costo directo de transformación, han de considerarse las cargas suplementarias siguientes:

Cargas correspondientes a la unidad B por depreciación, interés de la inversión, impuestos inmobiliarios, seguros, gastos de administración y otras cargas fijas = 15 por ciento $\frac{17.186.500 \times 0,15}{500.000} = 5,16$

Costo total por tonelada 10,44

Todos los servicios correspondientes a un laminador moderno de grueso muestran una tendencia a la reducción de necesidades en horas-hombre para la producción de la tonelada de acero. El rendimiento del laminador depende principalmente de los resultados del propio laminador, pero también hasta cierto punto, de las mejoras que se introducen en la práctica de la laminación, de la destreza de los operarios y de un cuidadoso planeamiento de la producción.

En el laminador que se ha elegido y que se describe para la unidad B, se calcula una producción de 0,34 horas-hombre por tonelada, al laminar productos mixtos y productos de acero de bajo carbono, así como aceros de aleación al 81 por ciento de rendimiento promedio.

Ampliación de la producción suplementando la instalación existente. Como antes se indicó, se observa un crecimiento considerable del mercado de los productos de acero en los países latinoamericanos. Sin excepción, la experiencia de todas las fábricas siderúrgicas integrales sudamericanas ha mostrado un aumento importante en los productos de acero obtenidos.

El laminador de grueso descrito en la unidad B, al laminar un producto mixto favorable, se calcula que puede dar una producción de 500.000 toneladas, funcionando 6 días por semana con 3 turnos diarios, esto es, 50 semanas y 7.000 horas anuales.

Si los mercados demandaran mayor capacidad, sobre dicha producción, puede proyectarse un segundo laminador de grueso, pero más grande —de 44 pulgadas, por ejemplo—, situado frente al laminador existente.

Con un planeamiento cuidadoso, esta adición puede verificarse sin una detención apreciable del funcionamiento de la unidad durante la transformación.

Este nuevo laminador de 44 pulgadas podrá laminar lingotes más grandes, para obtener tochos de 12 X 12 ó de 14 X 14 pulgadas, que después, en el laminador de 36 pulgadas, se pueden reducir a tochos menores y palanquillas.

CÁLCULOS DE COSTO DE CAPITAL*

(Dólares)

		Materiales y equipo ad- quiridos en los Estados Unidos	Costos de montaje e instalación en los Esta- dos Unidos	Total
A. Construcciones:				
Hornos de foso	85' X 400'			
Accesos de los mismos	25' X 350'			
Laminador de grueso	85' X 450'			
Almacén de palanquilla y de planchón	85' X 200'			
Cuarto de motores	50' X 150'			
Taller de cilindros y de reparaciones	50' X 200'			
(incluyendo edificación, hierros estructurales, cubiertas, paredes y cimentaciones)				1.500.000
B. Servicios:				
Agua, alcantarillado, alumbrado, aire comprimido, etc.				200.000
C. Grúas (montadas):				
Hornos de foso	1 — 15 ton			
Laminador en caliente	1 — 35/10 ton			
Almacén de palanquillas	} 1 — 15 ton			
Almacén de planchones				
Cuarto de motores	1 — 20 ton			
Taller de cilindros y de reparación	1 — 15 ton	1.000.000	110.000	1.110.000
D. Hornos de foso:				
12 hornos como el descrito en el número 1, que incluye bóvedas, dos puentes-grúas, re- fractarios, recuperadores, chimena, tuberías, instrumentos, motores y reguladores (in- cluyendo cimentaciones)				3.480.000
				275.000
				3.755.000
E. Laminador:				
Todos los elementos mecánicos y auxiliares descritos en los números 2 a 21 inclusive y las tuberías de interconexión				3.400.000
				550.000
				3.950.000
F. Instalaciones eléctricas:				
Motores principales y auxiliares, reguladores y mandos, interruptores, equipos MG, ca- bles, tubos de conducción para los hornos de foso y la laminación.				1.000.000
				800.000
				1.800.000
G. Cimentaciones:				
Para los equipos de laminación y los eléctricos, los edificios, etc.				1.500.000
H. Oficina de laminaciones y servicios sanitarios.				
				250.000
I. Respuestas:				
10 por ciento de 9.000.000				900.000
J. Eventuales:				
10 por ciento de 14.065.000				1.406.500
K. Ingeniería e inspección de la construcción:				
5 por ciento de 16.300.000				815.000
Total^b.				17.186.500

* Todos los precios se basan en los costos de junio de 1956.

^b Esta suma no incluye los gastos de administración, legales, comerciales y de transporte y generales de inspección.

Esta combinación de los dos laminadores producirá un suplemento de producción que dará en total un millón de toneladas anuales.

3. UNIDAD C: LAMINADOR DÚO REVERSIBLE DE GRAN PRODUCCIÓN PARA TOCHOS Y PLANCHONES

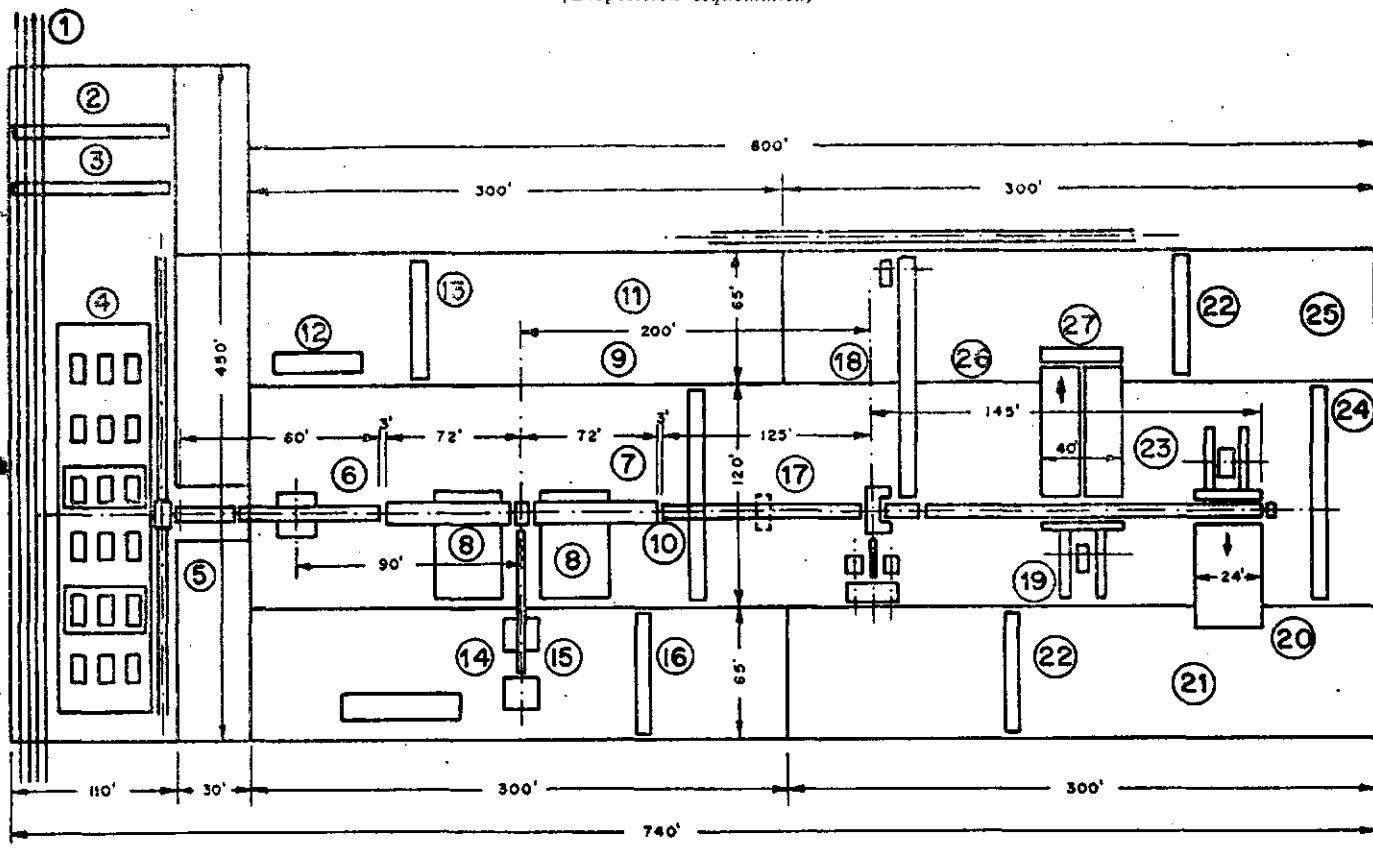
El equipo para laminación primaria se compone de una caja moderna de dúo reversible de 44 X 115 pulgadas,

accionado directamente por dos motores reversibles de 3.500 caballos a 40/80 revoluciones por minuto. (Véase la figura III.)

Este laminador completo, con su equipo auxiliar, puede laminar entre 500.000 y un millón de toneladas de lingotes por año y transformarlos en varios semiproductos, tochos, palanquillas y planchones o petacas hasta de 60 pulgadas de anchura; incorpora los últimos perfeccionamientos y se emplea en gran escala en toda la industria

Figura III
LAMINADOR DE GRUESO, TIPO DÚO REVERSIBLE
(UNIDAD "C")

(Disposición esquemática)



- 1 — Vías
- 2 — Nave de los hornos de foso
- 3 — Punte-grúa de 25/10 toneladas
- 4 — Hornos de 12' de anchura, 16' de longitud y 11' de profundidad
- 5 — Carro de lingotes
- 6 — Volvedor y báscula
- 7 — Nave del laminador
- 8 — Manipulador
- 9 — Laminador dúo reversible
- 10 — Punte-grúa de 7.5/25 toneladas
- 11 — Taller de cilindros y de reparaciones
- 12 — Torno de cilindros
- 13 — Punte-grúa de 40 toneladas

- 14 — Cuarto de motores
- 15 — Motores de 3.500 HP
- 16 — Punte-grúa de 60 toneladas
- 17 — Desbarbador futuro
- 18 — Cizalla
- 19 — Empujador
- 20 — Estibador de planchones
- 21 — Almacenamiento y expedición de planchones
- 22 — Punte-grúa de 40/20 toneladas
- 23 — Mesas de enfriamiento de tochos y palanquillas
- 24 — Punte-grúa de 10 toneladas
- 25 — Almacenamiento y expedición de palanquilla
- 26 — Transportador de puntas
- 27 — Aulas

siderúrgica cuando la máxima producción es de capital importancia.

Para el caso supuesto de una instalación con producción anual de 900.000 toneladas, considerando una futura ampliación a 1.200.000 toneladas netas, la unidad se compone de los siguientes elementos:

- a) Seis baterías de hornos de foso, (3 huecos por batería, cada uno de 12 pies de anchura por 16 de longitud y 11 de profundidad). Calienta 900.000 toneladas de lingotes por año uniformemente en cada lingote y varios simultáneamente. El calentamiento es rápido y económico para acero semidulce, a la temperatura de 2.300° F, que se ha de mantener regulada entre límites muy estrechos, a fin de lograr una buena calidad y un ritmo máximo de producción.
- b) Carro transportador de lingotes. Recibe, los lingotes

calientes del puente-grúa de los hornos de foso y los descarga en la mesa de alimentación del laminador.

- c) Mesa receptora de lingotes incluso el dispositivo de vuelco y la balanza. Sobre rodillos y accionada por árbol en línea.
- d) Mesa alimentadora del laminador.
- e) Mesas frontales y traseras del laminador. Sobre rodillos y accionadas por árbol en línea con dos motores de 150 caballos. Los cilindros de alimentación adyacentes a la caja del laminador se accionan separadamente.
- f) Manipulador doble. Situado en el frente y detrás del laminador, accionado por cremallera y piñón. Los ripadores para volver los tochos y planchones están dispuestos sólo en el lado de la entrada del laminador.
- g) Caja del laminador de 44 X 115 pulgadas. Del tipo corriente dúo-reversible, equipado con cilindros de

acero de aleación, de 45 pulgadas de diámetro y 115 de longitud de tabla, equipados con cojinetes de rodillo montados sobre ampuestas de acero fundido. Los husillos de acero forjado se accionan por reductor helicoidal (4:1) con dos motores de 50 caballos de tipo laminador. Los cilindros superior e inferior se accionan individualmente con dos motores de 3.500 caballos por intermedio de los ejes universales de tipo laminador y los acoplamientos corrientes. Los dos motores principales se mueven por tres unidades MG, equipadas con volante, que se componen de dos generadores de 3.000 kilovatios y un motor de inducción de 5.000 caballos de tipo rotor bobinado. La velocidad del laminador es 40/80 revoluciones por minuto (460 a 920 pies por minuto, según el diámetro del

cilindro). Velocidad del calibrador, 19/16 pies por minuto.

- h) Transportador de descarga.
- i) Mesa de alimentación de la cizalla.
- j) Cizalla de tochos y planchones, tipo 200 de doble corte. Con capacidad para cortar tochos de 15 X 15 pulgadas y planchones de 6 pulgadas de grueso X 60 de ancho. Presión de la cuchilla, 2 millones de libras. Movimiento por dos motores de 500 caballos de tipo laminación, dando nueve cortes por minuto.
- k) Empujador de puntas.
- l) Calibrador de tijera. De tipo husillo, accionado por motor, dispuesto para galgas de 6 a 20 pies.
- m) Mesa de retirada de la tijera. Accionada por motor, sobre rodillos en línea.

Productos típicos de laminación

Tamaño del lingote (pulgadas)	Peso (libras)	Tamaño de terminación en el laminador de 44 pulgadas (pulgadas)	Producción aproximada (toneladas por hora)
Para tochos y palanquillas	22 X 24 X 68	8 X 8	150
	24 X 26 X 78	12 X 12	200
	24 X 26 X 78	14 X 14	225
Para planchones o petacas	26 X 47 X 85	4½ X 8	250
	26 X 66 X 72	60 ancho máximo	300

- n) Canal de puntas.
- o) Transportador de puntas y canal de descarga.
- p) Transportador de descarga incluyendo báscula.
- q) Mesa de transporte y enfriamiento.
- r) Empujador de tochos y palanquillas.
- s) Mesa de enfriamiento de tochos y palanquillas y bandejas de estiba.
- t) Mesa transportadora del estibador de planchones.
- u) Empujador de planchones.
- v) Estibador de planchones.
- w) Sistemas completos de engrase, de descascarillado y de regulación por aire comprimido.
- x) Torno de cilindros de 44 X 34 pulgadas.

En la ulterior elaboración, los tochos pueden reducirse a palanquillas en un laminador secundario similar al indicado para la unidad B o se pueden laminar en un laminador continuo de palanquilla. Los tochos pueden transferirse también a las naves adyacentes de laminación para el recalentado y la laminación en los laminadores de palanquilla y de hierros estructurales.

Los planchones se trasladan de ordinario para su enfriamiento y acondicionamiento a fin de llevarlos a la laminación de fleje o banda en caliente.

Rendimiento promedio. Tochos y planchones: 86 por ciento al laminar acero vivo o semicalmado; 80 por ciento al laminar acero de mazarota caliente (calmado).

Datos de funcionamiento. El equipo, tal como queda descrito para la unidad C y funcionando en el supuesto de 900.000 toneladas de semiproductos por año, consumirá 16 kilovatios-hora por tonelada de producción. Esta cifra incluye solamente los motores de laminación.

Consumo de agua. Aproximadamente 1.000 galones por tonelada de acero, incluyendo el descascarillado, el enfriamiento de los cilindros, etc.

Cuadro 5

PERSONAL DE FUNCIONAMIENTO*

	Primer turno	Segundo turno	Tercer turno	Total
Dirección y oficinas:				
Director y ayudante.	1			1
Jefe mecánico.	1			1
Jefe eléctrico.	1			1
Empleados principales y auxiliares.	2	1		3
Ayudantes.	1			1
Laminadores y ayudantes:				
Jefe de laminación y ayudante.	2	2	2	6
Capataz principal de turno.	1	1	1	3
Calentador y ayudantes.	3	3	3	9
Registro de lingotes.	1	1	1	3
Operario de escorias.	2	2	2	6
Grúas: Hornos de foso.	2	2	2	6
Laminador.	1	1	1	3
Almacén de tochos y planchones.	2	2	2	6
Cizalla.	1	1	1	3
Marcador de palanquillas y planchones	1	1	1	3
Motorista y ayudante.	2	2	2	6
Mesa de enfriamiento.	1	1	1	3
Estiba de tochos y planchones.	1	1	1	3
Inspección de maquinaria y motores.	2	2	2	6
Engrasador.	1	1	1	3
Obreros de turno.	1	1	1	3
Mantenimiento:				
Electricista y ayudante.	2	2	2	6
Soldador.	1	1	1	3
Cañista y ayudante.	2	2	2	6
Maquinista y ayudante.	2			2
Tornero de cilindros y ayudante.	2			2
Total (producción y mantenimiento)				98

* Se supone una laminación anual de 900.000 toneladas de lingote en 3 turnos de 8 horas, 5 días por semana y 50 semanas por año.

Cuadro 6

CÁLCULO DE COSTOS DE CAPITAL*

(Dólares)

		Materiales y equipo adquiridos en los Estados Unidos	Montaje e instalaciones en los Estados Unidos	Total
A. Construcciones:				
Hornos de foso	110' X 450'			
Accesos	30' X 450'			
Laminador	120' X 600'			
Almacén de palanquilla	65' X 300'			
Almacén de planchones	65' X 300'			
Cuarto de motores	65' X 300'			
Taller de cilindros y de reparaciones (incluyendo edificación, hierros estructurales, cubiertas, paredes y cimentaciones)	65' X 300'			2.700.000
B. Servicios:				
Agua, alcantarillado, alumbrado, aire comprimido, etc.				250.000
C. Grúas (montadas):				
Hornos de foso	2 — 25/10 ton			
Laminador	1 — 75/25 ton			
	1 — 10 ton			
Almacén de palanquillas	1 — 40/20 ton			
Almacén de planchones	1 — 40/20 ton			
Cuarto de motores	1 — 60 ton			
Taller de cilindros y de reparaciones	1 — 40 ton	2.200.000	250.000	2.450.000
D. Hornos de foso:				
6 baterías de hornos como el descrito en el N° 1, incluyendo bóvedas, grúas, refractarios, recuperadores, chimenea, tuberías, instrumentos, motores y reguladores (incluye cimentaciones)				5.000.000
E. Laminador:				
Todo el equipo mecánico principal y auxiliar descrito en los núms. 2 a 24 inclusive (comprende tuberías)		4.300.000	600.000	4.900.000
F. Instalaciones eléctricas:				
Motores principales y auxiliares, reguladores y mandos, interruptores, equipos MG, cables, tubos de conducción para los hornos de foso y la laminación		2.000.000	1.000.000	3.000.000
G. Cimentaciones:				
Para los equipos de laminación y los eléctricos, los edificios, etc.				1.700.000
H. Oficina de laminaciones y servicios sanitarios				
				250.000
				20.250.000
I. Respuestos:				
10 por ciento de \$12.750.000				1.275.000
				21.525.000
J. Eventuales:				
10 por ciento de \$20.250.000				2.025.000
				23.550.000
K. Ingeniería e inspección de la construcción:				
5 por ciento de \$23.550.000				1.177.500
Total*				24.727.500

* Todos los precios se basan en costos de junio de 1956.

* Este total no incluye los gastos administrativos, legales, de compra, expedición e inspección.

Lubricantes. El consumo de aceites y grasas en los varios sistemas de circulación y presión es de 0,03 dólares por tonelada de productos.

Cilindros. La duración media de un juego de cilindros de acero de aleación es de 450.000 toneladas de productos (acero bajo en carbono). El costo resultante es 0,07 dólares por tonelada de acero laminado. El torneado y repasado se eleva a 0,06 dólares, lo que da un total de 0,13 dólares.

Costos de funcionamiento. Considerando la cifra de producción de 900.000 toneladas anuales de semiproductos laminados, en tres turnos de 8 horas diarias, 5 días por semana y 50 semanas por año, los costos de transformación de lingotes en tochos, planchones y palanquillas, en las instalaciones de la unidad C, son de 4 a 5 dólares por tonelada de acero vivo o semicalmado.

Las pérdidas por chatarra no se incluyen en el costo de transformación. Al laminar acero vivo, las pérdidas son en promedio de 1,70 dólares. Al laminar acero de mazarota caliente (acero calmado), las pérdidas alcanzan 2,40 dólares. El acondicionamiento de los planchones y palanquillas supone 1,00 dólar por tonelada.

Los costos directos de transformación del lingote en tochos y planchones se distribuyen del siguiente modo:

Trabajo directo.	0,59
Reparaciones y mantenimiento	0,21
Suministros.	0,03
Servicios (fuerza, vapor, aire)	0,50
Gastos de cilindros (incluso repasado).	0,13
Gastos generales (dirección y personal)	0,14
Aceite, grasa, herramientas manuales, etc.	0,10
Inspección y gastos generales, que incluyen maquinaria, talleres eléctricos, combustible de los hornos de foso y mantenimiento, reparaciones generales y mantenimiento de los equipos eléctrico y mecánico	1,28
Reparaciones mayores varias (como reconstrucción de los hornos de foso, etc.)	1,80

Costo total directo de transformación 4,78

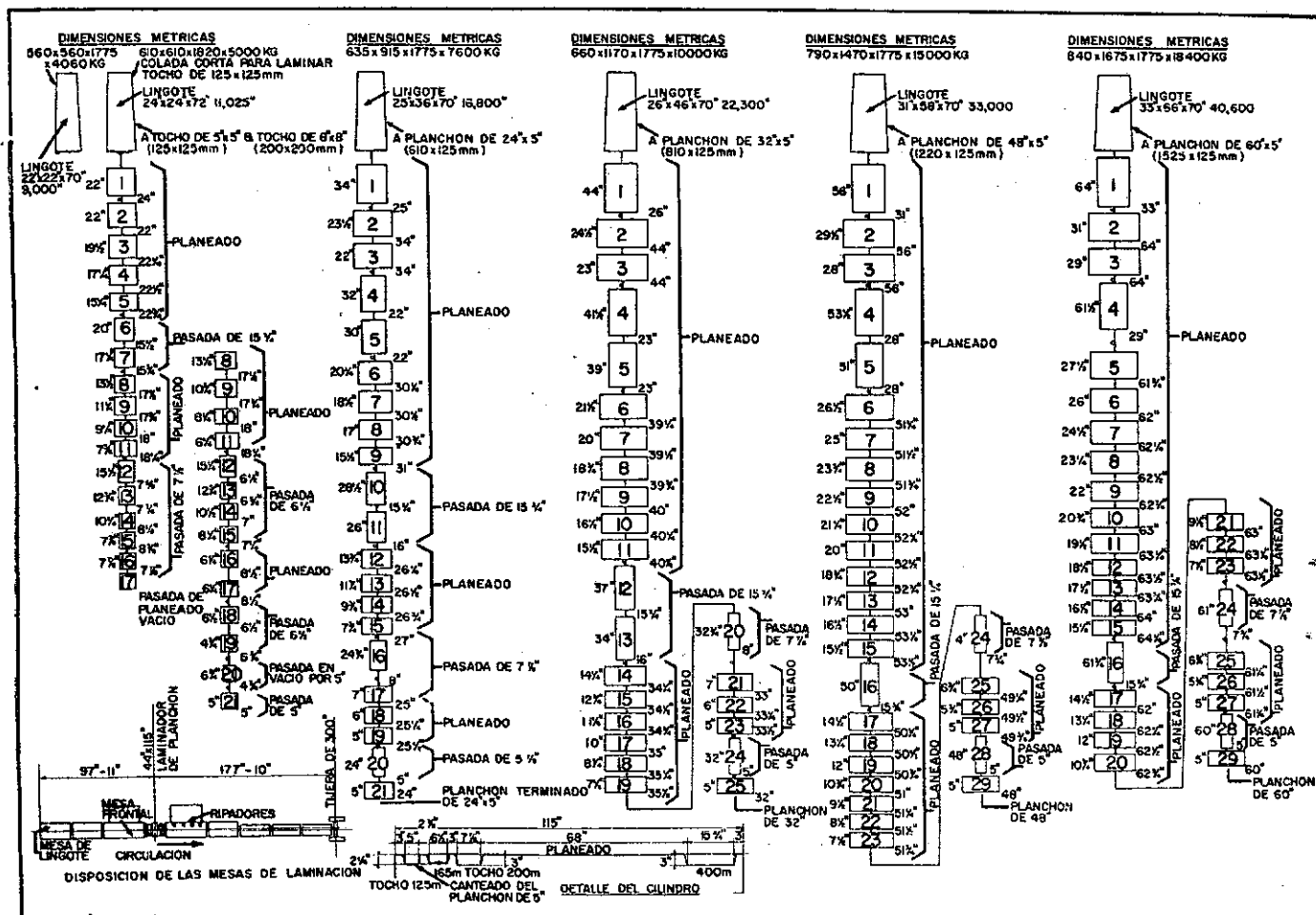
Además de los costos directos de transformación hay que agregar las cargas siguientes:

Cargas correspondientes a la unidad C por depreciación, interés de inversiones, impuestos inmobiliarios, seguros, gastos generales de administración y otras

$$\text{cargas fijas} = 15 \text{ por ciento} \frac{24.727 \times 0,15}{900.000} = 4,12$$

Costo total por tonelada. 8,90

Figura IV
ESQUEMA DE LA SECUENCIA DE LAMINACIÓN EN TOCHOS Y PLANCHONES



Como se ha indicado antes, todos los elementos de la laminación se orientan a reducir las necesidades de horas-hombre por tonelada de acero producido. El rendimiento del laminador no está influido solamente por los resultados del mismo, sino que depende también de las varias mejoras que se establecen en la práctica de la laminación, de la destreza de los operarios y de una cuidadosa planeación de la producción.

Este laminador, tal como se describe para la unidad C, se calcula que necesita:

0,10 horas-hombre por tonelada en los hornos de foso
0,09 horas-hombre por tonelada en el laminado

0,19 total de horas-hombre por tonelada de acero

Ampliación de la producción, suplementando los elementos de la instalación. El laminador de tochos y planchones, tal como se describe para la unidad C, se calcula para una producción anual de 900.000 toneladas netas, trabajando

tres turnos diarios de 8 horas, 5 días por semana y 50 semanas por año, ó 6.000 horas por año.

Agregando hornos de foso suplementarios, a fin de aumentar la capacidad de calentamiento de lingotes, el laminador, sin cambiar su equipo mecánico, puede laminar más de 1 millón de toneladas netas por año, funcionando de 7.000 a 8.000 horas por año y, en realidad, hasta 1,5 millones de toneladas laminando un producto mixto favorable.

Si los mercados exigieran aún mayor producción, se podría proyectar un pequeño laminador de grueso secundario, similar al indicado para la unidad B. Este laminador suplementario de 32 pulgadas puede instalarse sin una detención apreciable del funcionamiento de los elementos de laminación existentes y laminará tochos de 12 X 12 pulgadas o de 14 X 14 pulgadas hasta palanquilla pequeña; una combinación de ambas laminaciones puede producir bastante más de 1 millón de toneladas netas por año. La figura IV muestra una secuencia típica de laminación de lingotes en tochos y planchones.

Selección del equipo para laminación de productos planos en función del crecimiento del mercado en América Latina.*

por W. F. CARTWRIGHT y M. F. DOWDING

I. EL PROBLEMA DE LA LAMINACIÓN DE PRODUCTOS PLANOS

a) Productos

1. *Definiciones.* Los productos laminados planos se clasifican como se indica en el cuadro 1.

b) Calidad

Características. Los productos han de cumplir las condiciones requeridas de i) superficie; ii) ductilidad, iii) resistencia en dos direcciones, y iv) forma.

Clases. Las características mencionadas se exigen en diversa forma y grado según la utilización final del producto. (Véase el cuadro 2.)

c) Exigencias metalúrgicas

Generalidades. La laminación de los productos a partir de un desbaste plano, llanta o llantón, es en principio un problema metalúrgico y el grado de éxito con que pueden producirse las calidades más altas depende, por lo tanto, de la amplitud con que puedan lograrse las mejores condiciones en cada fase de la operación.

Métodos. En un tren de laminación de chapa y hojalata en paquetes, se lamina en primer lugar una llanta o llantón, cortado en longitud aproximadamente al ancho final que se requiera para la chapa, hasta conseguir un desbaste intermedio en el trío preparador; después este desbaste intermedio se recalienta y se lamina repetidamente en los dúos concluidores hasta alcanzar el espesor final. Se obtienen simultáneamente en el desbastador varias chapas en paquetes (colocando un desbaste sobre otro) y por medio del doblado en los concluidores (doblando en dos). Nor-

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L. AIII-3.

Cuadro 1

Fabricación	Producto	Grueso	Usos
Material laminado	Chapa gruesa	Desde 3 mm	Ingeniería Construcción naval Calderas Recipientes a presión Conducciones de gas y petróleo Vagones de ferrocarriles Depósito para petróleo y agua
	Chapa laminada en caliente	1,2 mm a 3 mm	Ingeniería Chasis, ruedas y tambores de freno Material para bidones Piezas estampadas y prensadas Aljibes Material para cubiertas
Material laminado	Chapa laminada	0,75 mm a 2,5 mm	Fabricaciones ligeras Material para muebles Cocinas eléctricas y de gas Cuerpos para refrigeradores y lavadoras Carrocerías Piezas estampadas y prensadas
	en frío	0,35 mm a 0,75 mm	Material para bidones Material para esmaltados Material para galvanizados
frío		0,2 mm a 0,35 mm	Hojalata Chapa negra Material para esmaltados

Cuadro 2

Características	Especificaciones	Ejemplos de calidad (i) superior y (ii) inferior
(a) Superficie	Lisa, libre de defectos visibles (descubiertos durante la laminación) o internos (descubiertos después de la embutición).	(i) Chapa para carrocerías en las que la superficie ha de ser perfecta, pero que si es demasiado lisa (pulida) la embutición resulta difícil. (ii) Material para galvanización, —por ejemplo la fabricación de cubos—, en que la superficie no es tan importante, pues la capa de zinc cubre los pequeños defectos.
(b) Ductilidad	Aceró suave duro con las especificaciones de propiedades físicas de cuadro 3.	(i) Paneles perfilados para carrocerías, jambas, tambores de freno, etc., de calidad de embutición extraprofunda. (ii) Material para muebles y artículos manufacturados en que sólo se precisa doblar.
(c) Resistencia	Resistencia a la tracción, resistencia al impacto y ausencia de orientación direccional de las propiedades.	(i) Recipientes a presión, chapas navales y chapas cantoneras, en que se requieren altas resistencias a la tracción y al impacto en ambas direcciones. (ii) Chapas para fabricaciones de escasa resistencia, tales como tapas de cajas de engranajes que no precisan calidades de alta resistencia.
(d) Forma	Tolerancia correcta de espesor en ambas direcciones. Superficie lisa.	(i) Las carrocerías requieren un grueso correcto para asegurar el embutido homogéneo. El material para muebles requiere superficie lisa. Todos los trabajos automáticos de alta velocidad necesitan un grueso convenientemente correcto. (ii) Material para galvanización y para bidones, en que son aceptables pequeñas variaciones de espesor.

* Ductilidad de la chapa laminada en frío. No hay todavía una escala de ductilidad, pero el cuadro 3 muestra una gama de ductilidades típicas.

b Estañado. Esta exposición se refiere a la producción de hojalata hasta la fase de cortar la chapa negra. Después, la chapa puede ser estañada por el procedimiento electrolítico o por inmersión en caliente. Los porcentajes normales de ambos productos en los Estados Unidos y en Europa, son los siguientes:

	Inmersión en caliente	Electrolítico
Estados Unidos	21	79
Europa	69	31

malmente la laminación se hace en cuatro hojas para chapa y en ocho para hojalata.

En un tren continuo de banda, el punto inicial es un desbaste plano de ancho ligeramente mayor que el ancho final requerido, que se lamina en un desbaste intermedio en los

Cuadro 3

CALIDADES DE EMBUTICIÓN PROFUNDA

(Probeta 3/4" anchura)

Titulo	Rockwell B	Límite elástico en ton/pulgada cuadrada (kg/pulgada cuadrada)	Resistencia a la tracción en ton/pulg cuadrada (kg/pulg cuadrada)	Porcentaje de alargamiento sobre 8"
Calidad de embutición extraprofunda	45-47	10-12 (15,7-18,9)	19,5-20,5 (30,7-32,3)	33-36
Calidad de embutición profunda	46-50	11-13 (17,3-20,5)	20-21 (31,5-33,1)	30-33
Normal	48-54	12-14 (18,9-22,1)	20,5-21,5 (32,3-34,6)	28-31

trenes preparadores y después en un concluidor en tándem hasta el calibre final en caliente. Los calibres inferiores al espesor mínimo que se puede obtener en caliente se fabrican mediante decapado previo, para eliminar las bataduras del laminado, y laminación en frío. Para mayor economía de la operación se requiere una bobina en caliente del máximo peso posible, lo que a su vez exige un desbaste plano lo más pesado posible. Se ha encontrado que el peso máximo óptimo es de unas 500 libras por pulgada de ancho (90 kg por centímetro). Un desbaste plano típico para hojalata sería de 8 pulgadas \times 30 pulgada \times 18 pies, con un peso de 7 toneladas.

El desbaste plano se recalienta en hornos continuos y se reduce después a desbaste intermedio en un tren preparador. El tren concluidor es en tándem, de modo que la banda se lamina en todas las cajas simultáneamente. El diseño normal de un laminador continuo comprende 4 preparadores y 6 concluidores (a veces 5 preparadores y 6 concluidores ó 4 preparadores y 7 concluidores).

La división del tren laminador en trenes preparadores y concluidores permite interrumpir la operación antes de entrar en los concluidores para que la temperatura de la banda en la última caja concluidora pueda regularse entre límites pequeños.

Como se verá más adelante, esta temperatura tiene una influencia importante sobre las propiedades mecánicas del producto final. El desbaste plano debe descargarse del horno de recalentar a una temperatura lo bastante alta para una buena reducción en los laminadores preparadores, pero esto conduciría a una temperatura demasiado elevada del desbaste intermedio para que se pueda corregir la temperatura final, si no se tuviera la precaución de enfriar el material en la fase intermedia. Por esta razón, la mayoría de los laminadores continuos se han diseñado con 4 preparadores y 6 concluidores. Para la producción de calibres laminados en caliente, normales, de 2 mm (0,080 pulgadas), 7 concluidores no ofrecen ventajas, porque el producto intermedio más grueso necesita mayor tiempo. El producto intermedio menos grueso dará lugar a una pasada mejor, esto es, a una menor variación del calibre desde el principio hasta el final del rollo.

El uso de 5 preparadores tiene dos ventajas: que se puede usar un desbaste más grueso (un rollo más pesado, por lo tanto) y que el desbaste original puede descargarse del horno a una menor temperatura, acortando el tiempo de es-

pera entre preparadores y concluidores, con el consiguiente incremento de la producción.

Para producciones más bajas se han presentado varias soluciones alternativas. En primer lugar, el tren preparador es sustituido por un laminador reversible que efectúa tres o cinco pasadas en direcciones alternas, obteniendo así la misma reducción total que los cuatro preparadores en línea. Si se usa un desbaste (planchón) más ligero, el producto intermedio puede enviarse a los concluidores con un grueso aproximado de 0,5" y los cuatro concluidores son entonces suficientes para reducirlo a los calibres normales de laminado en caliente. Los productos intermedios más delgados no se utilizan porque la pérdida de temperatura (función de la superficie y del tiempo) reduce la del producto intermedio a tal punto que la banda se lamina en los concluidores por debajo de la temperatura óptima. Las propiedades mecánicas de la banda concluida la harán entonces casi inservible. En consecuencia, el tren semicontinuo, como mínimo, ha de estar constituido por un preparador, cuatro concluidores y una enrolladora. Un ulterior intento para reducir la inversión inicial de capital condujo a la invención del laminador Steckel, en el que un preparador reversible es seguido de un concluidor reversible y la banda se enrolla en hornos, uno a cada lado del concluidor, en cada una de las cinco pasadas de concluido para evitar la pérdida antes citada de temperatura. En estos dos casos, el grueso del producto intermedio debe estar aproximadamente entre 0,5" (12 mm) y 0,8" (20 mm) para permitir tanto la regulación adecuada de temperatura como el enrollamiento de la banda en el horno antes de la primera pasada cuando se trata del laminador Steckel.

En todos estos casos, se admite que la anchura del desbaste ha de ser ligeramente mayor que el ancho requerido para la banda a fin de facilitar el necesario trabajo de cantado. Esto no es absolutamente preciso, pues un desbaste puede laminarse transversalmente en el primer preparador para ensancharlo a la dimensión requerida y después girarlo en ángulo recto antes de enviarlo a los siguientes preparadores. No obstante, para laminar transversalmente un desbaste, éste ha de ser lo suficientemente corto para pasar transversalmente por el primer preparador, es decir, su longitud ha de ser menor que la de la tabla del preparador. Si la longitud de un desbaste normal es de 18 pies, laminado transversalmente tendrá que ser un medio desbaste, pues no resulta económico instalar un desbastador mayor de 110" a 120" aproximadamente.

En el caso de un tren continuo esta operación reduce seriamente el rendimiento, por lo que en la práctica se proyectan trenes continuos para anchuras que no requieran laminación transversal. El desbaste de ancho máximo que puede laminarse fácilmente, sin necesidad de recurrir a lingotes extraordinarios o a trenes de desbaste de muy elevada separación entre cilindros, es de unas 60" (1.500 mm), de modo que el ancho más conveniente para un tren continuo es de 66" (1.680 mm). Un tren de 80" es también posible, pero los anchos superiores a 60" han de laminarse entonces transversalmente o bien se han de laminar en el tren desbastador lingotes de peso extraordinario. Esto puede hacerse usando un desbastador universal, o laminando el lingote de través. En un tren semicontinuo o Steckel se reduce tal limitación porque el tren de desbaste reversible suele estar diseñado para laminación transversal sin aumentar marcadamente el tiempo de laminación. Por tal razón, en las soluciones de que se trata más adelante, la producción de chapa ancha se limita a dichos tipos de trenes.

De los factores metalúrgicos más importantes para un tren de banda en caliente y que determinan la clase del producto terminado, se tratará a continuación.

Acondicionamiento de los desbastes. Los almacenes de desbastes han de ser lo bastante grandes como para permitir el desbarbado manual de los desbastes en frío, antes de alimentarse los hornos de recalentar. Los lingotes pueden laminarse en una sola calda, en banda en caliente, lo que ahorra un recalentado, pero excluye el acondicionamiento superficial del desbaste con la consiguiente obtención de una superficie defectuosa del producto final.

Descascarillado. El descascarillado correcto es vital para la superficie. Cuatro problemas esenciales hay que resolver para asegurar que las cascarillas o bataduras desaparezcan completamente según se vayan produciendo:

- i) en el horno de recalentar, la atmósfera ha de ser la correcta a fin de asegurar que la cascarilla se forme de una manera regular para que pueda ser fácilmente eliminada en el descascarillado previo;
- ii) los aspersores de descascarillado han de estar correctamente situados con objeto de eliminar la cascarilla según se forme, o sea, en la descarga del horno, a lo largo del desbastador y antes del concluidor para un tren continuo y en las posiciones equivalentes para un tren semicontinuo o un tren Steckel;
- iii) el agua para descascarillar ha de ser limpia, a fin de que no se obstruyan las lanzas;
- iv) la presión de descascarillado ha de ser bastante alta para asegurar que el impacto del agua desprenda la cascarilla.

El grado de formación de cascarilla disminuye con la temperatura, pero su eliminación es más difícil cuando el tiempo de laminado es largo (trenes Steckel) y se corre el riesgo consiguiente de laminar con cascarilla. En un tren Steckel también es difícil situar los aspersores en su posición óptima en el tren concluidor, a causa de la falta de espacio entre el tren y sus enrolladoras.

Temperatura de acabado y enrollado. Para una máxima ductilidad (embutición extraprofunda y más), tanto en el acabado en caliente como en el laminado en frío, las temperaturas óptimas son las siguientes:

Acabado	—	1.650°F	(899°C)
Enrollado	—	menos de 1.200°F	(649°C)

Debido al procedimiento de laminación, el logro de las temperaturas óptimas está condicionado, pues el efecto de enfriamiento de los aspersores sobre la mesa de salida es limitado. Ello significa que una alta temperatura de acabado conducirá normalmente a una alta temperatura de enrollado, a menos que se reduzca la velocidad del tren concluidor y se disminuya la producción. Esta relación se muestra en el cuadro 4.

En general, la desviación de estas temperaturas produce los siguientes efectos en el producto o en el sistema:

Chapa gruesa y chapa laminada en caliente	Una alta temperatura de acabado y de enrollado produce una estructura en franjas y, en consecuencia, deficientes propiedades mecánicas en sentido transversal en aceros equilibrados, ya sea por estibar planchas cortadas, demasiado calientes del tren, o por enrollar chapas de 9 mm de espesor y más delgadas para su corte ulterior.
---	---

Cuadro 4

RELACIONES ENTRE VELOCIDAD DE LAMINACIÓN, CALIBRES, TEMPERATURA FINAL Y TEMPERATURA DE ENROLLADO

Velocidad de laminación en m/seg.	Calibre en mm	Temperatura final		Temperatura de enrollado	
		°F	°C	°F	°C
9,05	3,55	1.700	927	1.400	760
9,05	3,55	1.630	888	1.310	710
8,75	3,55	1.600	870	1.290	695
7,5	3,55	1.700	927	1.250	676
7,5	3,55	1.630	888	1.200	649
9,0	3,16	1.650	899	1.220	660
8,5	3,16	1.650	899	1.190	644
7,5	3,16	1.650	899	1.130	610
Todas las velocidades normales		Todas las temperaturas normales		Menos de 1.200°F (649°C)	

Chapa laminada en caliente

Una alta temperatura de enrollado origina un crecimiento del grano hasta el punto en que las propiedades mecánicas se perjudican o aparece una superficie rugosa (piel de naranja) durante el prensado. Una temperatura baja de acabado produce deformación residual y granos grandes de superficie que hacen el producto inutilizable. La baja temperatura de acabado, inferior a 1520° F (826°C), produce una banda dura difícil de reducir por tratamiento en frío a los calibres de la hojalata. La alta temperatura de enrollado produce una estructura en franjas, y la fuerte reducción en frío tiene un efecto de orientación direccional perjudicial en la hojalata terminada.

Hojalata

La alta temperatura de enrollado produce una cascarrilla compacta muy difícil de quitar en la instalación de decapado, especialmente en los bordes. También aumenta la fragilidad producida por el hidrógeno cuando se decapa banda para hojalata.

Decapado

El efecto sobre la ductilidad se muestra en el cuadro 5.

Estas condiciones se presentan esquemáticamente en la figura I.

Orientación direccional. La laminación continua en una dirección produce material en que las propiedades mecánicas transversales de la banda son inferiores a las de la dirección del laminado. Este efecto se debe a dos causas: i) orientación de los granos en la dirección del laminado, y ii) alargamiento de las impurezas en la dirección del laminado.

El efecto i) puede eliminarse por medio del normalizado, pero el efecto ii) sólo puede eliminarse por laminación transversal. La laminación transversal en un tren continuo tiene la desventaja de necesitar desbastes planos cortos, con la consiguiente pérdida de producción y rendimiento. En los trenes reversibles esta desventaja es menos pronunciada. La orientación direccional no es marcada en las chapas reducidas en frío.

Estado de los cilindros. i) *Centro y comba.* Es axiomático que una pieza delgada de material plano no puede alargarse por laminación sin que se produzca una tensión, a menos que el espesor en el centro sea mayor que en los bordes. Por tal razón, en todos los trenes de laminación de planos la curvatura de los cilindros debe conservarse, a fin de lograr en cada pasada la forma adecuada para la próxima pasada de reducción. En los trenes en que es necesario el uso repetido de una caja (trenes de banda Steckel o semicontinuos y trenes mecanizados de chapa), la forma del producto final tiene que ser peor que la procedente de un tren continuo. En un tren de laminación mecanizado se precisan dos pasadas superiores entre los preparadores y concluidores para obtener desbastes intermedios de forma adecuada.

ii) *Impresiones de cascarrilla.* Si el descascarillado no es efectivo en un punto determinado, el par de cilindros que se halle a continuación recogerá las impresiones de cascarrilla transportada por la banda y estas impresiones se grabarán en la banda que pase posteriormente por estos mismos cilindros. Por consiguiente, habrá que cambiar con mucha frecuencia los cilindros para asegurar la necesaria calidad de superficie. Este problema se agrava y se hace casi insoluble cuando se efectúan en una sola caja varias pasadas por rollo.

iii) *Reducción en frío.* La producción de calibres finos

Cuadro 5

EFECTO DE LAS TEMPERATURAS DE ACABADO Y ENROLLADO SOBRE LAS PROPIEDADES MECÁNICAS EN LOS LAMINADOS EN CALIENTE

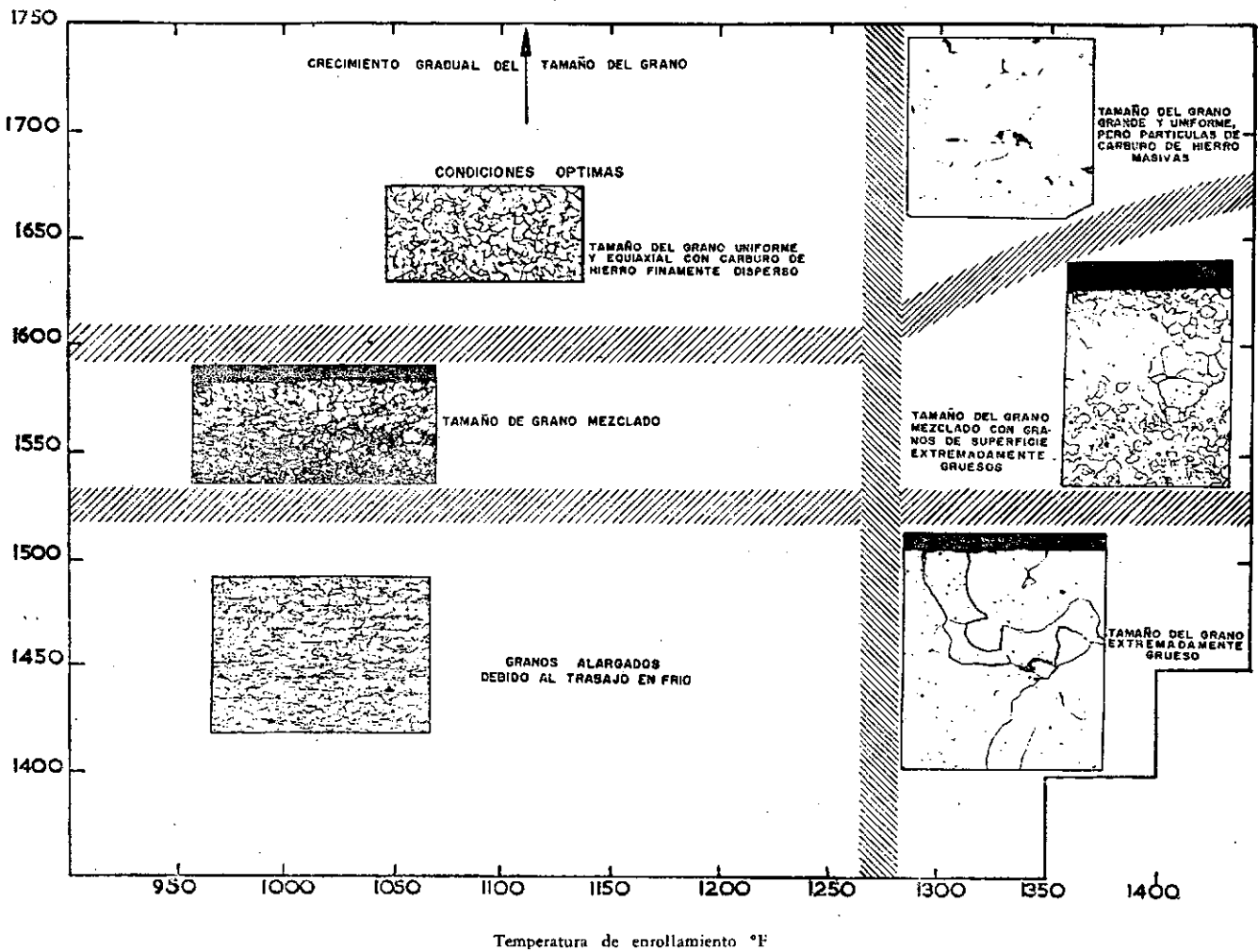
(Acero para embutición profunda - 0,09% C, 0,41% Mn.)

Temperatura de acabado		Temperatura de enrollado		Dureza R_B	Límite elástico ton/pulgadas cuadradas	kg/cm ²	Resistencia a la tracción ton/pulgadas cuadradas	kg/cm ²	Porcientos de alargamiento sobre 8"
°F	°C	°F	°C						
<i>Efecto de la temperatura de acabado</i>									
1.560	849	1.010	543	64	18,25	2.870	24,0	3.780	30
1.610	877	1.080	582	61	16,75	2.635	23,15	3.640	30
1.645	896	1.180	638	57	14,0	2.200	21,1	3.320	34,5
<i>Efecto de la temperatura de enrollado</i>									
1.610	877	1.080	582	61	16,75	2.635	23,15	3.640	30
1.620	882	1.200	649	58	16,63	2.620	23,9	3.760	31
1.608	876	1.280	693	54	15,30	2.405	22,15	3.480	32
1.620	882	1.370	743	51	13,00	2.045	19,95	3.140	34,5

Figura I

ILUSTRACION ESQUEMATICA DEL EFECTO DE LAS TEMPERATURAS DE TERMINACION Y ENROLLAMIENTO SOBRE LA ESTRUCTURA DE LA BANDA DE ACERO DE BAJO CARBONO ENFRIADA Y ENROLLADA

(Escala natural)



en los trenes de laminación en paquetes se obtenía antes por laminación múltiple de varias chapas hasta el espesor requerido, pero el tamaño del grano así conseguido era tal que se precisaba una temperatura de recocido de 800°C a fin de obtener la necesaria ductilidad; a dicha temperatura las chapas se pegaban y no podían separarse después de enfriadas. Para evitarlo se aumentó el contenido de fósforo, con el resultado de que las chapas y la hojalata eran demasiado duras. Se descubrió entonces que con una reducción en frío del 40 por ciento se obtenía en un acero suave de bajo carbono un grano de tamaño pequeño que, después de recocido a 665°C, producía las características metalúrgicas perfectas para un embutido profundo.

El equipo ideado para esta reducción en frío, es decir, el tren "quátor" con pequeños cilindros de trabajo, grandes cilindros de apoyo y alta tensión de la banda, permite obtener grandes producciones de calibres finos, consistentes y precisos. Si la reducción total en frío excede del 40 por ciento, se reduce la ductilidad del producto terminado.

Resumen. Los factores que influyen en las características de cada producto se resumen en el cuadro 6.

d) Cantidad

Producción de los varios tipos de instalaciones. En la sección 2 se estudian cinco posibles tipos de instalación para diferentes rendimientos y gamas de productos. Son los siguientes:

Caso	Instalación	Escala de producción (toneladas de desbaste al año)
1	Trenes mecanizados de chapa y hojalata	40.000 — 60.000
2	Tren Steckel de banda en caliente y trenes reversibles en frío	120.000 — 350.000
3A	Tren semicontinuo de banda en caliente y trenes reversibles en frío	300.000 — 500.000
3B	Tren semicontinuo de banda en caliente y trenes tándem en frío	500.000 — 800.000
4	Tren continuo de banda en caliente y trenes tándem en frío	1.250.000 — 2.500.000

Cuadro 6

Producto	Superficie	Ductilidad	Propiedades mecánicas	Forma
Chapa gruesa y chapa laminada en caliente	Calidad del acero Condición del desbaste Atmósfera del horno Descascarillado Estado de los cilindros	Calidad del acero Temperatura de acabado	Calidad del acero Espesor Porcentaje de laminación transversal (El efecto de laminación en una dirección puede desaparecer por el normalizado si el acero es limpio)	Estado de los cilindros Elasticidad del tren Forma del desbaste Descenso de temperatura Refrigeración de cilindros
Chapa laminada en frío y chapa negra	Calidad del acero Condición del desbaste Atmósfera del horno Descascarillado Estado de los cilindros Temperatura de acabado Temperatura de enrollado Decapado Recocido Pasada de temple Lubricante para la banda	Calidad del acero Temperatura de acabado Temperatura de enrollado Porcentaje de reducción en frío Recocido Porcentaje de pasada de temple	Calidad del acero Espesor Porcentaje de alargamiento en el tren de temple Ciclo del recocido	Estado de los cilindros Tensión de laminación Refrigeración de cilindros Lubricante para la banda

Capacidades de tonelajes y limitaciones de productos. De lo que se ha expuesto resulta evidente que todas las instalaciones citadas no serán capaces de producir la gama completa de productos desde la clase inferior a la superior. En cierta medida, pueden obtenerse productos de alta calidad en instalaciones de más baja producción, pero únicamente sacrificando el rendimiento, que representa el porcentaje del producto principal terminado obtenido del desbaste plano (planchón). El cuadro 7 muestra el tone-

laje que puede esperarse de cada producto en cada instalación por 100 toneladas de desbaste. El cuadro 8 muestra este mismo tonelaje expresado en porcentaje de lingote (rendimiento de desbaste a lingote 85 por ciento). Se observará que hay algunos productos, en la gama de calidades más altas, que en manera alguna pueden obtenerse en ciertas instalaciones. Por las razones expuestas en la sección 2, no es aconsejable producir chapa de grueso superior a 9 mm en el caso 4.

Cuadro 7

RENDIMIENTO DE PRODUCTOS FINALES A PARTIR DE UN DESBASTE DE 100 TONELADAS O EQUIVALENTE

(Toneladas)

Producto	CASO 1 Trenes mecanizados de chapa	CASO 2 Trenes Steckel y reversible	CASO 3A Trenes semicontinuo y reversible	CASO 3B Trenes semicontinuo y tandem	CASO 4 Trenes continuo y tandem
Chapa:					
de más de 9 mm	—	80	80	80	—
de 3 a 9 mm ...	—	80	80	80	88
Chapa laminada en caliente	82	78	84	84	84
Chapa laminada en frío G. P.	—	67	74	82	85
Embutición profunda	—	63	72	80	83
Carrocerías	—	—	70	78	81
Hojalata (chapa negra cortada)	78	68	72	75	82

e) Conclusión

Antes de decidir la instalación que haya de adoptarse, no basta determinar qué tonelajes se requieren, sino que también debe concretarse la cantidad deseada de cada calidad.

2. SOLUCIONES POSIBLES

a) Tipos de instalación

Equipo. El cuadro 9 enumera el equipo que se requiere

Cuadro 8

RENDIMIENTO DE PRODUCTOS FINALES A PARTIR DEL LINGOTE DE 100 TONELADAS

(Porcientos)

Producto	CASO 1 Trenes mecanizados	CASO 2 Trenes Steckel y reversible	CASO 3A Trenes semicontinuo y reversible	CASO 3B Trenes semicontinuo y tandem	CASO 4 Trenes continuo y tandem
Chapa:					
de más de 9 mm	—	68	68	68	—
de 3 a 9 mm ...	—	68	68	68	75
Chapa laminada en caliente	70	66	71	71	71
Chapa laminada en frío G. P.	—	57	63	70	72
Embutición profunda	—	54	61	68	71
Carrocerías	—	—	59	66	69
Hojalata (chapa negra cortada)	66	58	61	64	70

en los distintos casos, a los que corresponden las siguientes ilustraciones:

Caso	Figura
1	II
2	III
3A	IV
3B	V
4	VI

Capacidades. El cuadro 10 muestra las capacidades de cada proyecto, tanto en tonelajes de desbaste como en tonelajes de cada producto final.

Cuadro 9
EQUIPO DE FABRICA

	CASO 1	CASO 2	CASO 3A	CASO 3B	CASO 4
<i>Tren en caliente</i>	Trenes mecanizados de chapa de 1.420 mm (56"). 1 caja trío. 2 cajas dúo con hornos para llantas y paquetes. Trenes mecanizados de hojalata, de 1.070 mm (42"). 1 caja trío. 2 cajas dúos con hornos para llantas y paquetes.	Tren reversible de desbaste de 2.140 mm (84"). Caja concluidora Steckel de 1.680 mm (66") reversible con 2 hornos para recalentar desbastes. 1 bobinadora.	Tren reversible de desbaste de 2.800 mm (110"). 5 cajas acabadoras de 1.680 mm (66") con 2 hornos de recalentar desbastes. 1 bobinadora.	Caja reversible de desbaste de 2.800 mm (110"). Caja no reversible preparadora de 1.680 mm (66"). 6 cajas concluidoras, de 1.680 mm (66") con 3 hornos de recalentar desbastes. 2 bobinadoras.	Tren continuo en caliente de 2.040 mm (80") 4 cajas preparadoras y 6 concluidoras con 5 hornos de recalentar desbastes. 3 bobinadoras.
<i>Decapado</i>	1 decapador negro (hojalata)	1 línea de decapado.	1 línea de decapado.	1 línea de decapado.	3 líneas de decapado.
<i>Reducción en frío</i>	—	1 tren reversible en frío de 1.680 mm (66") para chapa. 1 tren reversible en frío de 1.070 mm (42") para hojalata.	1 tren reversible en frío de 1.680 mm (66") para chapa. 1 tren reversible en frío de 1.070 mm (42") para hojalata.	1 tren tándem en frío de 4 cajas de 1.680 mm (66") para chapa y hojalata.	1 tren tándem en frío de 2.040 mm (80") de 3 cajas para chapa. 1 tren tándem en frío de 1.420 mm (56") de 4 cajas para chapa y hojalata. 1 tren en frío de 1.070 mm (42") de 5 cajas, para hojalata.
<i>Limpieza (hojalata)</i>	—	1 línea de limpieza.	1 línea de limpieza.	1 línea de limpieza.	3 líneas de limpieza.
<i>Equipo de recocido</i>	4 cubiertas, 12 bases (chapa). Hornos de recocer hojalata.	5 hornos y 15 bases.	7 hornos y 21 bases.	11 hornos y 33 bases.	42 hornos y 126 bases.
<i>Templado</i>	4 cajas dúos para chapa en frío. 9 cajas dúos para hojalata.	1 tren de temple de 1.680 mm (66") con caja única para chapa. 1 tren de temple de 1.070 mm (42") con caja única para hojalata.	1 tren de temple de 1.680 mm (66") con caja única para chapa. 1 tren de temple de 1.070 mm (42") con caja única para hojalata.	1 tren de temple de 1.680 mm (66") con caja única para chapa. 1 tren de temple de 1.070 mm (42") con caja única para hojalata.	3 trenes de temple de 2.040 mm (80") de caja única para chapa. 1 tren de temple de 1.420 mm. (56") de caja única para chapa. 2 trenes de temple de 1.070 mm (42") de cajas para hojalata.
<i>Acabado de hojalata</i>	3 cubas de estañar por inmersión en caliente sin alimentador automático ni clasificadores.	2 líneas de corte de hojalata. 9 máquinas de estañado por inmersión en caliente, con alimentación automática y clasificadores.	2 líneas de corte de hojalata. 12 máquinas de estañado por inmersión en caliente con alimentación automática y clasificadores.	3 líneas de corte de hojalata. 14 máquinas de estañado por inmersión en caliente con alimentación automática y clasificadores.	4 líneas de corte de hojalata. 3 líneas de preparación de rollos. 16 máquinas de estañado por inmersión en caliente, con alimentadores automáticos y clasificadores. 3 líneas de estañado electrolíticos.
<i>Acabado de chapa en frío</i>	—	1 línea de corte de chapa.	2 líneas de corte de chapa.	3 líneas de corte de chapa.	8 líneas de corte de chapa.
<i>Acabado de chapa gruesa</i>	—	1 línea de acabado de chapa.	1 línea de acabado de chapa.	1 línea de acabado de chapa.	1 línea de corte de 3/8" (9.5 mm)
<i>Acabado de chapa en caliente</i>	2 aplanadoras de rodillos. Escuadradoras.	1 tren de pasada superfic. 1 línea de corte de 3/16" (4,75mm)	1 tren de pasada superfic. 1 línea de corte de 3/16" (4,75 mm)	1 tren de pasada superfic. 1 línea de corte de 3/16" (4,75 mm)	1 tren de pasada superficial. 1 línea de corte de 3/16" (4,75 mm)

CAPACIDAD SEMANAL DE LAS INSTALACIONES
(Toneladas)

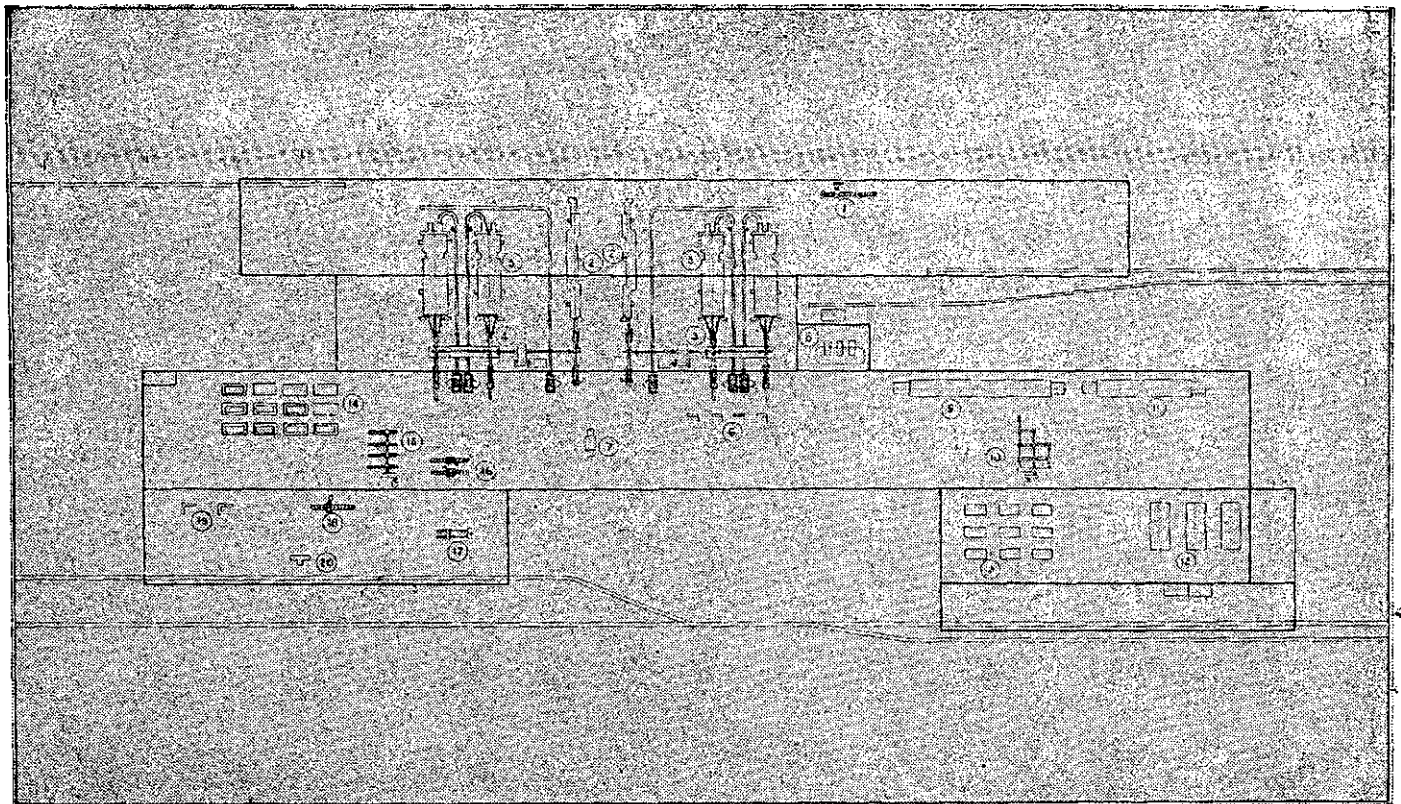
	CASO 1		CASO 2		CASO 3A		CASO 3B		CASO 4	
	Prod. de desbast.	Prod. de primeras	Prod. de desbast.	Prod. de primeras	Prod. de desbast.	Prod. de primeras	Prod. de desbast.	Prod. de primeras	Prod. de desbast.	Prod. de primeras
Laminado en caliente..	—	—	7.000	6.800	10.00	9.700	16.000	15.500	50.000	48.500
Decapado	—	—	5.000	4.500	6.700	6.100	11.000	10.000	42.000	38.000
Acabado de chapa en caliente	980	800	1.000	780	1.300	1.100	2.000	1.680	4.500	3.780
Chapa gruesa	—	—	1.000	800	2.000	1.600	3.000	2.400	3.500	3.100
Chapa en frío	—	—	3.000	1.890	4.000	2.880	8.000	6.400	28.000	23.200
Hojalata	500	400	2.000	1.360	2.700	1.950	3.000	2.250	14.000	11.500

Descripciones. i) CASO 1 (Véase la figura II.) La hojalata y la chapa se laminan en caliente, partiendo de una llanta cortada, en trenes mecanizados independientes, que se componen de un preparador trío y dos concluidores dúos adyacentes, cada uno con un motor común. Cada tren dispone de un horno para calentar la llanta y de dos hornos con transportadores para calentar los paquetes. Después de cortar y abrir la hojalata laminada en caliente, se

decapa y recuece, tras de lo cual se le da una, dos o tres pasadas en los dos cilindros dúos en frío, antes del recocido en blanco y del estañado en máquinas de estañar por inmersión en caliente. La chapa laminada en caliente, después del corte, es recocida y sometida a una pasada en un tren dúo en frío. La hojalata y la chapa se conservan separadas durante todo el proceso.

ii) CASO 2 (Véase la figura III.) Se disponen dos hor-

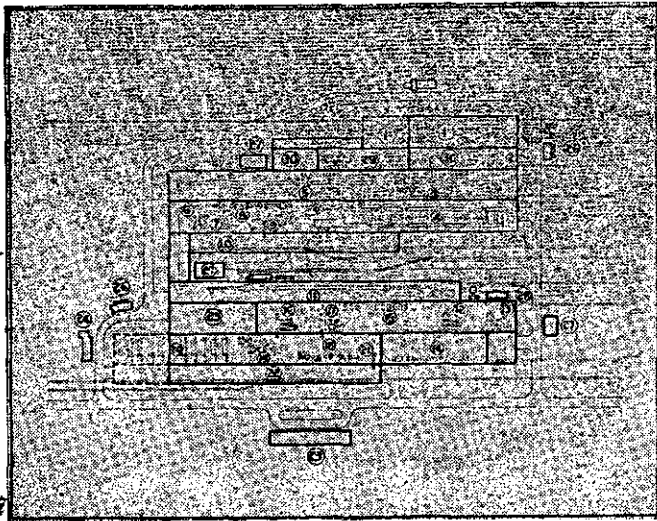
Figura II, Caso 1



- 1 — Cizallas para llanta
- 2 — Hornos de calentar llantas
- 3 — Tren de chapa
- 4 — Tren de chapa
- 5 — Hornos para paquetes
- 6 — Tijeras para reescuadrar hojalata
- 7 — Tijeras (strain shear)
- 8 — Máquinas de decapado en negro (hojalata)
- 9 — Recocido negro (hojalata)
- 10 — Cilindros en frío para hojalata

- 11 — Recocido blanco (hojalata)
- 12 — Máquinas de estañar
- 13 — Recocido de chapa
- 14 — Recocido de chapa
- 15 — Cilindros en frío para chapa
- 16 — Aplanadoras (chapa)
- 17 — Aplanadora enderezadora
- 18 — Tijera rotativa de flejes
- 19 — Tijeras para reescuadrar chapa
- 20 — Báscula y despacho

Figura III, Caso 2



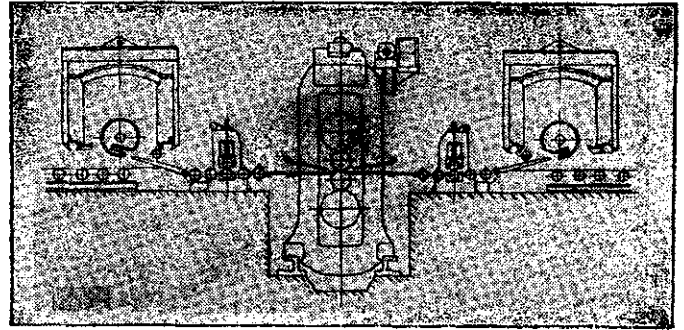
El equipo dibujado de trazos no necesita incluirse en la instalación inicial, pues se prevé para futuras ampliaciones. Los números en el texto se refieren a la planta completa

- 1 — Almacén de desbastes
- 2 — Hornos de recalentar desbastes
- 3 — Tren reversible de desbaste y tren de chapa gruesa
- 4 — Equipo concluidor de chapa gruesa
- 5 — Tren Steckel
- 6 — Transportador de bobinas
- 7 — Tren de pasada superficial para bobinas
- 8 — Línea de corte de chapa en caliente
- 9 — Reescuadradora y línea de engrase
- 10 — Embarque de chapa en caliente y chapa gruesa
- 11 — Línea de decapado
- 12 — Tren reversible en frío para chapa laminada en frío
- 13 — Tren reversible en frío para hojalata
- 14 — Línea de limpieza
- 15 — Hornos de recocido
- 16 — Tren de temple (hojalata)
- 17 — Tren de temple (calibres de chapa en caliente)
- 18 — Línea de corte de chapa
- 19 — Línea de corte de hojalata
- 20 — Máquinas de estañado de inmersión en caliente
- 21 — Reescuadradoras y línea de engrase
- 22 — Embarque de chapa en frío y hojalata
- 23 — Oficina principal
- 24 — Oficinas de laminación en frío
- 25 — Oficinas de laminación en caliente
- 26 — Central de vapor
- 27 — Subestaciones eléctricas
- 28 — Instalación de gas inerte
- 29 — Talleres de cilindros
- 30 — Sala de motores

nos de recalentar desbaste, desde los cuales los desbastes calientes pasan primero a un tren reversible preparador de 2.140 mm (84") de ancho, dotado de un volvedor de desbastes para el ensanchado. Este tren puede laminar chapas gruesas o desbastes intermedios de unos 20 mm (3/4 de pulgada) de grueso para el tren Steckel. (Véase la figura IV.) Las chapas gruesas se retiran por un transportador a la línea de acabado de chapa gruesa, donde son aplanadas y cortadas a su tamaño. Los desbastes intermedios, después de tres o cinco pasadas en el preparador reversible, pasan directamente al tren Steckel. Después de la primera pasada y de las siguientes, el material laminado en el tren Steckel se enrolla en bobinas o rollos colocados en hornos situados a ambos lados de la caja del tren. Después de cinco o siete pasadas, la banda laminada en caliente pasa por la mesa de salida, en la que se enfría con aspersores de agua y se enrolla. Se dispone una línea de decapado continuo para el material que ha de laminarse en frío y también trenes reversibles en frío (véase la figura V), uno para chapa laminada en frío y otro para hojalata. A ambos lados

Figura IV

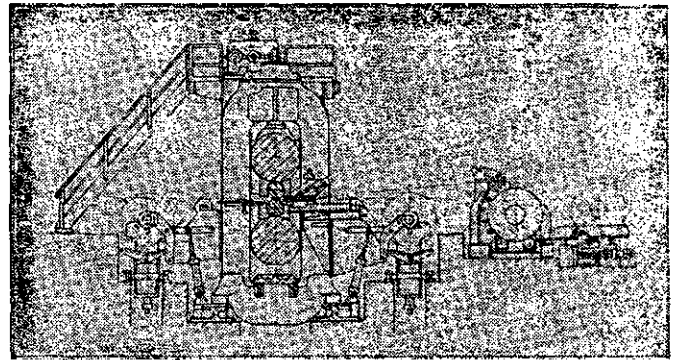
TREN STECKEL



de los trenes en frío se disponen devanadoras de tensión y la chapa laminada en frío es sometida aproximadamente a tres pasadas y la hojalata a alrededor de cinco. La hojalata, para cuya laminación en frío se usa aceite de palma, se limpia en una bancada especial. Se emplean hornos para el recocido discontinuo de los rollos, seguidos de dos trenes de temple de caja única, uno para chapa y otro para hojalata, para dar dos pasadas de temple 3 ó más. Las líneas de corte para hojalata y chapa disponen de lo necesario para la inspección y clasificación de las chapas cortadas. A la chapa acabada en caliente se da una pasada superficial en rollo y después se la corta y clasifica.

Figura V

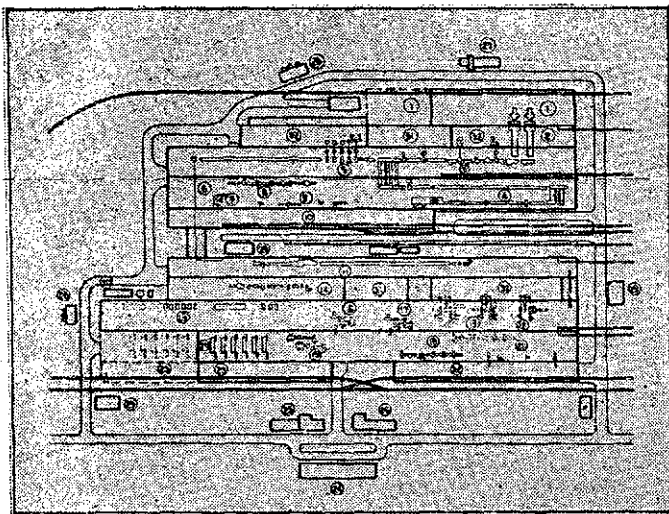
TREN REVERSIBLE EN FRÍO



iii) CASO 3A. (Véase la figura VI.) El tren semicontinuo en caliente utiliza una caja reversible desbastadora de 2.800 mm (110") de ancho, dotada de un volvedor de desbastes para ensanche de los mismos, que lamina chapa gruesa o desbastes intermedios para una laminación posterior en caliente como en el caso 2. Los desbastes intermedios se laminan en cinco cajas de 66 pulgadas de acabado en caliente en tándem y pasan directamente a la mesa de salida y enrolladora. El mínimo son cuatro cajas concluidoras. El equipo de laminación en frío es similar al del caso 2, excepto que se disponen dos trenes reversibles para la hojalata.

iv) CASO 3B. (Véase la figura VII.) Como en el caso 3A, la laminadora en caliente es semicontinua y emplea un

Figura VI, Caso 3A



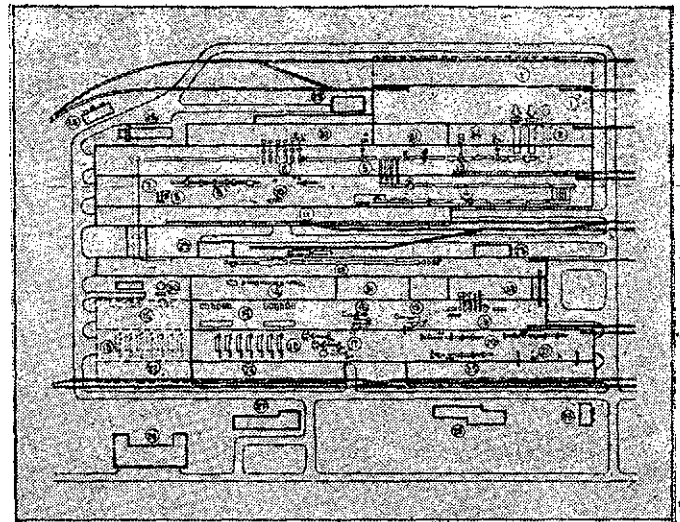
El equipo dibujado de trazos no necesita incluirse en la instalación inicial, pues se prevé para futuras ampliaciones. Los números en el texto se refieren a la planta completa

- 1 — Almacén de desbastes
- 2 — Hornos de recalentar desbastes
- 3 — Tren reversible de desbaste y tren de chapa gruesa
- 4 — Equipo concluidor de chapa gruesa
- 5 — Cajas acabadoras
- 6 — Transportador de bobinas
- 7 — Tren de pasada superficial para bobinas
- 8 — Línea de corte de chapa en caliente
- 9 — Reescuadradora y línea de engrase
- 10 — Embarque de chapa en caliente y chapa gruesa
- 11 — Línea de decapado
- 12 — Tren reversible en frío para chapa laminada en frío
- 13 — Tren reversible en frío para hojalata
- 14 — Línea de limpieza
- 15 — Hornos de recocido
- 16 — Tren de temple (hojalata)
- 17 — Tren de temple (calibres de chapa en caliente)
- 18 — Línea de corte de chapa
- 19 — Línea de corte de hojalata
- 20 — Máquinas de estañado de inmersión en caliente
- 21 — Reescuadradoras y línea de engrase
- 22 — Embarque de chapa laminada en frío
- 23 — Embarque de hojalata
- 24 — Oficina principal
- 25 — Laboratorio y servicio médico
- 26 — Oficinas de laminación en frío
- 27 — Oficinas de laminación en caliente
- 28 — Central de vapor
- 29 — Subestaciones eléctricas
- 30 — Instalación de gas inerte
- 31 — Talleres de cilindros
- 32 — Sala de motores

tren reversible desbastador. El rendimiento aumenta laminando un desbaste mayor a una mayor frecuencia, para lo que se añade otra caja preparadora y seis cajas concluidoras. (Véase la figura VIII.) La caja preparadora extra es no reversible y sigue al desbastador reversible, dando una pasada adicional de desbaste a los desbastes intermedios para el tren concluidor. Las chapas gruesas son sacadas entre el desbastador reversible y la caja preparadora no reversible. La reducción en frío se verifica en un tren tándem de cuatro cajas (véase la figura IX), que lamina calibres de chapa y hojalata. Para templar hojalata se utiliza un tren de temple de dos cajas, de modo que con una pasada a través del tren pueda laminarse a un grado de temple 3 y más. Para la chapa laminada en frío se dispone un tren de temple de caja única.

v) CASO 4. (Véase la figura X.) Para este proyecto se propone un tren en caliente todo continuo con cuatro cajas preparadoras y seis concluidoras, ninguna de ellas reversi-

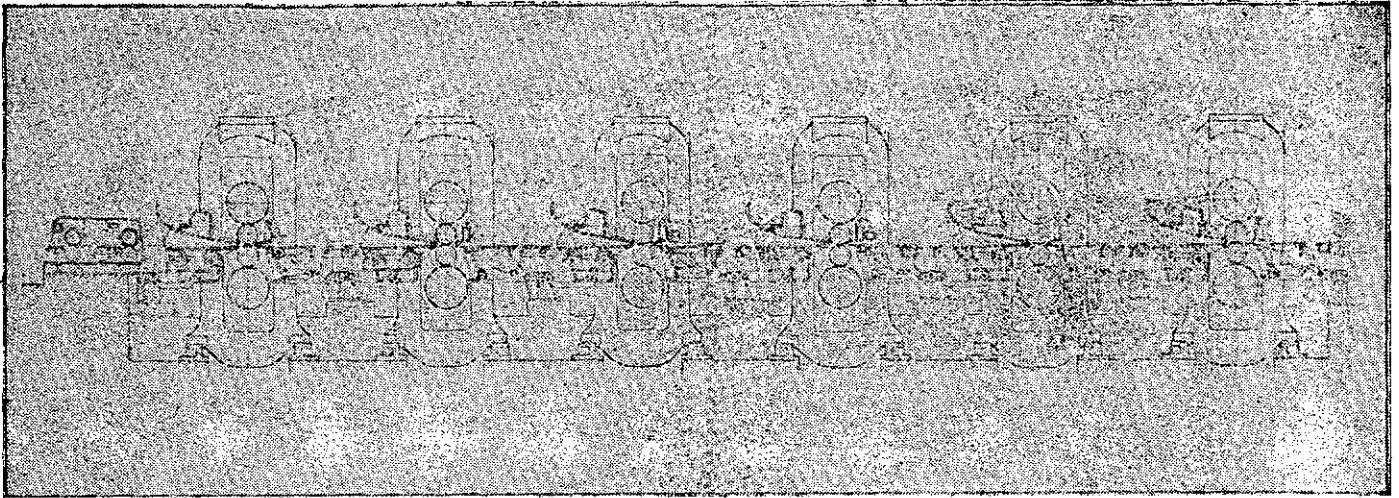
Figura VII, Caso 3B



El equipo dibujado de trazos no necesita incluirse en la instalación inicial, pues se prevé para futuras ampliaciones. Los números en el texto se refieren a la planta completa

- 1 — Almacén de desbastes
- 2 — Hornos de recalentar desbastes
- 3 — Tren reversible de desbaste y tren de chapa gruesa
- 4 — Equipo concluidor de chapa gruesa
- 5 — Tren de desbaste no reversible
- 6 — Cajas acabadoras
- 7 — Transportador de bobinas
- 8 — Tren de pasada superficial para bobinas
- 9 — Línea de corte de chapa en caliente
- 10 — Reescuadradoras y líneas de engrase
- 11 — Embarque de chapa en caliente y chapa gruesa
- 12 — Línea de decapado
- 13 — Tren tándem de cuatro cajas
- 14 — Línea de limpieza
- 15 — Hornos de recocido
- 16 — Tren de temple de dos cajas
- 17 — Líneas de preparación de bobinas
- 18 — Máquinas de estañado de inmersión en caliente
- 19 — Tren de temple (calibre de chapa en caliente)
- 20 — Líneas de corte de chapa
- 21 — Reescuadradoras y línea de engrase
- 22 — Embarque de hojalata
- 23 — Embarque de chapa en frío
- 24 — Oficina principal
- 25 — Oficinas de laminación en frío
- 26 — Oficinas de laminación en caliente
- 27 — Laboratorio y servicio médico
- 28 — Central de vapor
- 29 — Subestaciones eléctricas
- 30 — Instalación de gas inerte
- 31 — Talleres de cilindros
- 32 — Sala de motores

ble. Para evitar la laminación transversal no se laminan chapas de más de $\frac{3}{8}$ de pulgadas de espesor, pues persisten las propiedades de orientación direccional y si los desbastes se laminan transversalmente, se sacrifican la producción y el rendimiento. Las chapas de más grueso que el indicado son enrolladas en las bobinas en caliente (véase la figura XI) y después desenrolladas, aplanadas y cortadas en la instalación de corte de $\frac{3}{8}$ de pulgada (9 mm). Se disponen tres líneas de decapado continuo. Los trenes en frío se componen de un tren en tándem de tres cajas para chapa, un tren tándem de cinco cajas para hojalata y un tren tándem de cuatro cajas para los calibres de chapa fina y de hojalata gruesa. Hacen falta dos trenes de dos cajas para templar hojalata y tres trenes de caja única para templar chapa. Siguiendo este esquema, el estañado se distribuye entre tres líneas de estañado electrolítico y 16 máquinas de estañar por inmersión en caliente. Para las líneas de estañado electrolítico se disponen tres líneas de



preparación de las bobinas para recorte lateral y para eliminar el material con exceso de calibre. Como en anteriores esquemas, se disponen cuatro líneas para corte de hojalata de inmersión en caliente.

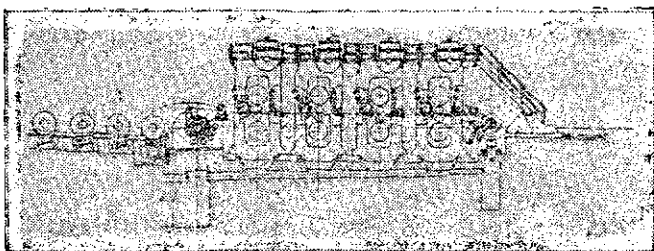
Generalidades. En cada caso, un descascarillador de desbaste (caja dúo ligera) se coloca inmediatamente después de los hornos de recalentar el planchón a fin de resquebrajar la cascarilla primaria. Un descascarillador terminador (cilindros de doble agarre con aspersores de alta presión) se coloca en cada caso antes de las cajas concluidoras.

En cada caso, uno de los trenes de temple para chapa laminada en frío es un tren combinado para bobinas y chapa, a fin de atender pequeños pedidos y chapas anchas. Los pedidos que no llegan al peso total de una bobina o rollo resultan más económicos cortando, recociendo y templando el material en chapas. Se obtienen productos mejor acabados en pedidos de mayor importancia empleando el mismo sistema.

Las inversiones de capital han sido valoradas teniendo presente que los servicios estarán previstos hasta los edificios de laminación. Únicamente se incluye la distribución de servicios dentro del edificio.

Figura IX

TREN TÁNDEM DE 4 CAJAS



b) Problemas de funcionamiento

Generalidades. Determinados problemas son comunes a todas las instalaciones de laminación de productos planos. Estas pueden alcanzar tales dimensiones que su solución influirá en la elección del lugar de instalación. Más adelante se estudian los problemas que requieren una consideración más detenida.

Almacenamiento. Hay que hacer un cálculo correcto de la cantidad de almacenamiento que se necesita para atender cada etapa del proceso. La situación para éstas es como sigue:

Almacén de desbastes	Líneas de limpieza
Líneas de decapado	Trenes de templado
Trenes de reducción en frío	Líneas de corte
Nave de recocido	Almacén

No se dispone de cifras racionales para establecer los tonelajes en cada punto, pero se acostumbra a prever el acopio de una semana para cada unidad. En el caso del almacén de desbastes, debe disponerse de espacio para clasificar los desbastes por series, y la superficie depende entonces de la cantidad de clases de acero que se usen. Se requiere una zona adicional para el decapado manual.

Agua. Este es el problema más importante de todos en la instalación de un tren de banda. Si la instalación se sitúa cerca de un suministro ilimitado de agua dulce, limpia y fresca, no hay problema. En cualquier otra circunstancia, se necesitan distintos tipos de agua en las diversas etapas del proceso. Para los distintos procesos se requieren varias clases de agua y las características que influyen en su aplicación se indican a continuación:

Dureza	Sistemas recirculatorios; por ejemplo, las tuberías de deslizamiento en los hornos de desbastes necesitan agua dulce para evitar las incrustaciones.
Temperatura	Se supone que toda agua comienza fría, pero cierta agua de recirculación deberá ser enfriada en el circuito.

Limpieza

Cuando se requiera una limpieza absoluta, el agua ha de ser filtrada; por ejemplo, el agua para descascarillado ha de estar extremadamente limpia para evitar que se obstruyan las lanzas. El agua de refrigeración de cilindros ha de ser limpia y dulce para que no se produzcan marcas y herrumbre.

Contaminación

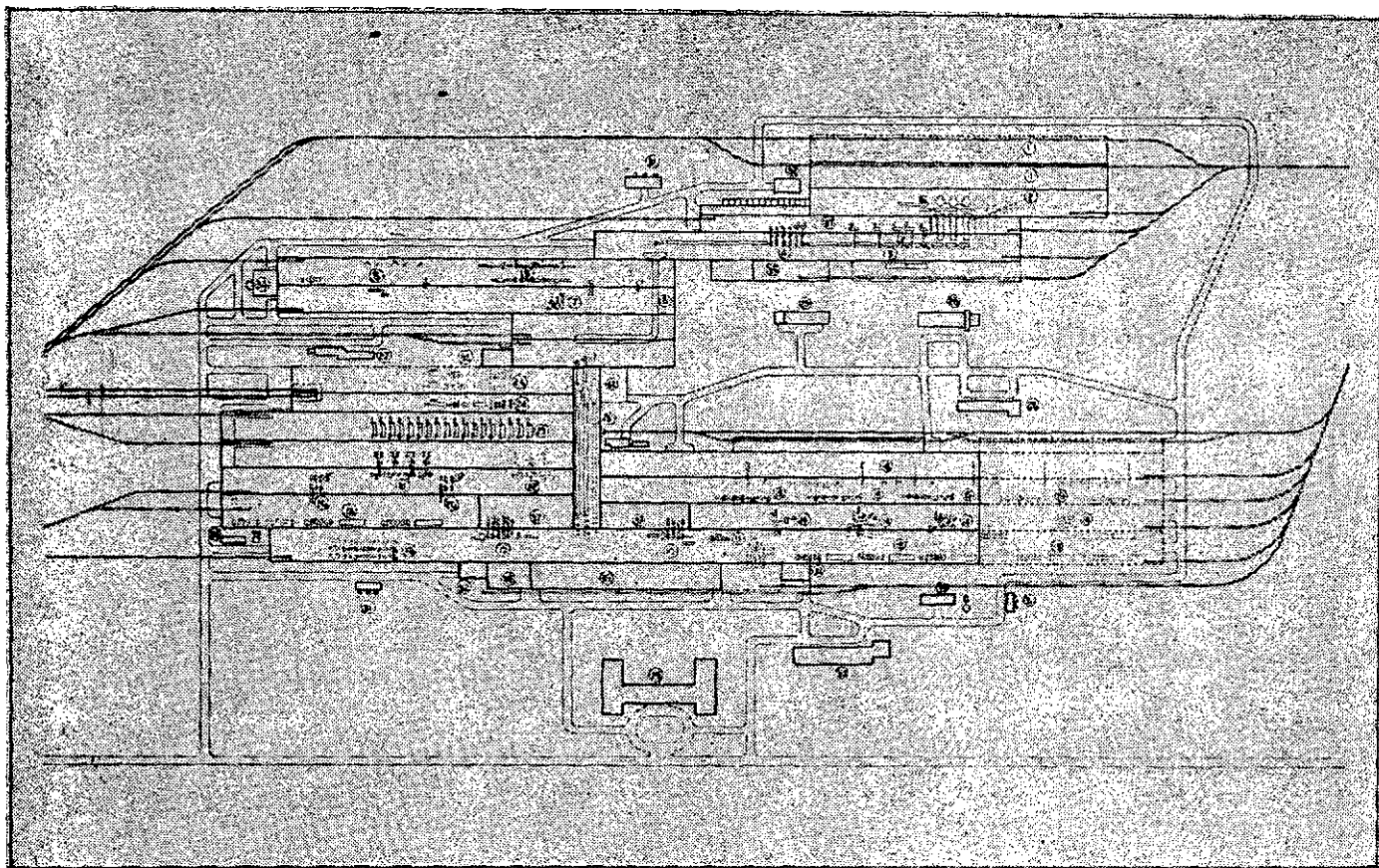
Algún agua se contamina por el proceso y no puede volver a usarse; por ejemplo, el agua de la línea de decapado y de la línea de limpieza. Han de tomarse medidas especiales para evitar que esta agua se vierta donde pueda producir daños.

Sólo es económico instalar un equipo de tratamiento, enfriamiento y recirculación para obtener las proyectadas

condiciones normales del agua. En época de escasez, este equipo se hará gradualmente menos efectivo y sufrirán el producto y la calidad. Al terminar las condiciones de escasez hay que introducir agua fresca en el equipo. Una larga escasez producirá averías en el equipo y puede ocasionar paradas en la instalación. En la figura XII se muestra un sistema típico de agua de un tren continuo para funcionar en condiciones de escasez de agua. Estudiándolo en conjunto con otros usos del agua en distintos casos, se puede hacer un cálculo de las necesidades de agua por tipo y método.

Conservación y repuestos. Desde luego, es completamente antieconómico instalar unidades que excedan a las demandas de producción a fin de constituir reservas. Es

Figura X, Caso 4

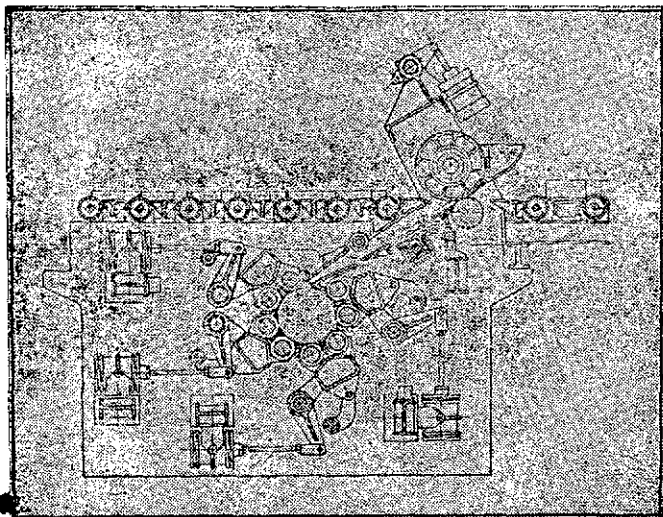


El equipo dibujado de trazos no necesita incluirse en la instalación inicial, pues se prevé para futuras ampliaciones. Los números en el texto se refieren a la planta completa.

- 1 — Almacén de desbastes
- 2 — Hornos de recalentar desbastes
- 3 — Trenes de desbaste
- 4 — Trenes de concluidores
- 5 — Transportador de bobinas
- 6 — Líneas de corte de chapa gruesa y chapa en caliente
- 7 — Tren de pasada superficial para bobinas
- 8 — Reescuadradoras, líneas de engrase, aplanadora y embarque de chapa en caliente y chapa gruesa
- 9 — Línea de decapado
- 10 — Tren tándem en frío de tres cajas
- 11 — Línea de corte manual
- 12 — Tren tándem en frío de tres cajas
- 13 — Hornos de recocido
- 14 — Trenes de temple
- 15 — Líneas de corte — chapa en frío
- 16 — Reescuadradoras, líneas de engrase y embarque de chapa en frío
- 17 — Tren tándem en frío de cinco cajas

- 18 — Líneas de limpieza
- 19 — Hornos de recocido
- 20 — Trenes de temple de dos cajas
- 21 — Líneas de corte de hojalata
- 22 — Líneas de preparación de bobinas
- 23 — Máquinas de estañar de inmersión caliente
- 24 — Máquinas de estañado electrolítico
- 25 — Oficina principal
- 26 — Oficinas de chapa en frío
- 27 — Oficinas de hojalata
- 28 — Oficinas de chapa en caliente
- 29 — Almacén de lubricantes
- 30 — Laboratorio y servicio médico
- 31 — Central de vapor
- 32 — Subestaciones eléctricas
- 33 — Instalaciones de gas inerte
- 34 — Oficina de chapa en caliente y chapa gruesa
- 35 — Taller de cilindros
- 36 — Recuperación de aceite de palma
- 37 — Sala de motores

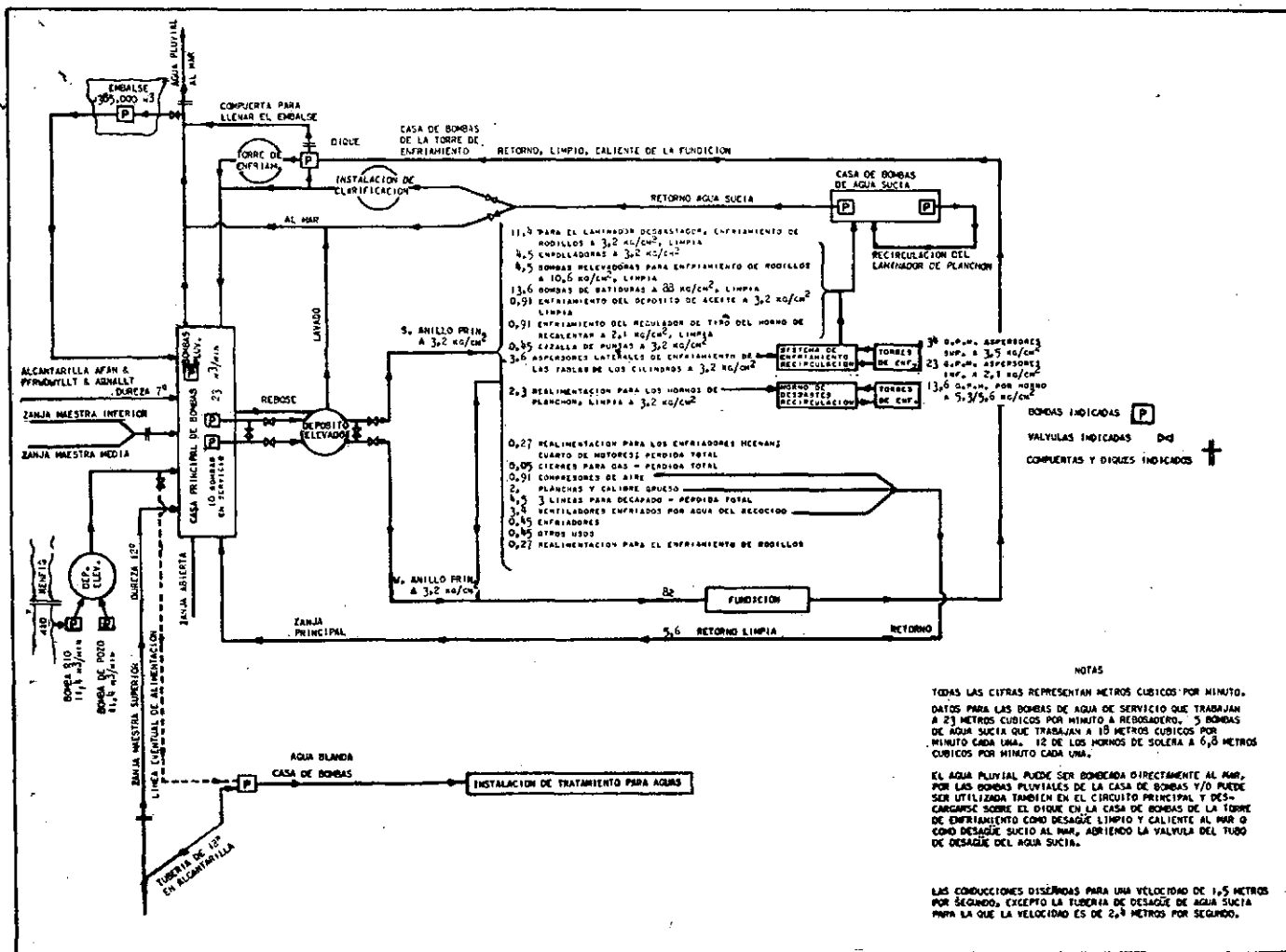
Figura XI
ENROLLADORA EN CALIENTE



también imposible hacer trabajos de conservación en cualquier unidad mientras esté en funcionamiento. La solución correcta consiste en adoptar un sistema de paradas escalonadas para cada unidad y concentrar el servicio de conservación sobre cada unidad durante su parada. Los repuestos corresponden al diseño de las máquinas y sólo pueden determinarse con seguridad después de que la instalación ha estado funcionando algún tiempo. A los efectos de gastos de capital, los repuestos se han calculado en un 10 por ciento para el equipo mecánico y en un 15 por ciento para el eléctrico.

Programación. Es imposible laminar más de un determinado tonelaje de un ancho dado en un tren de banda en caliente, sin cambiar antes a otro tamaño, si han de conservarse en buena forma y se ha de cuidar la duración de los cilindros. La práctica normal es laminar varios cientos de toneladas del pedido de menor ancho e ir aumentando de 2 en 2 pulgadas el ancho máximo, disminuyendo otra vez gradualmente según los cilindros se van desgastando. Esta práctica presupone que en un laminador continuo, los cilindros concluidores y los de las cajas preparadoras 3 y 4 se cambian una vez por relevo. El equilibrio

Figura XII



térmico se obtiene por medio de un refrigerante de cilindros para evitar que se aumente la combadura de la superficie de los cilindros debido al calor de laminación. Los intentos de tipificar los anchos y conseguir producciones grandes de un tamaño tienen la ventaja de incrementar la producción hasta el límite en que sea necesaria una desmedida cantidad de cambios de cilindros para mantener la forma.

Engruesamiento longitudinal. Es la variación, en calibre, de una banda laminada en caliente, entre los extremos delantero y posterior del desbaste, producida por la diferencia de temperatura en este último, lo que origina un alargamiento en el tren preparador.

En los trenes continuos, esta variación es de 0,005 a 0,007 pulgadas y en los semicontinuos de 0,007 a 0,010. En un tren Steckel, debido al proceso de enrollamiento, los extremos son de hasta 0,014 pulgadas más gruesos que en el centro de la bobina o rollo.

Esta variación de calibre, entre uno y otro extremo, en caliente, es una seria desventaja cuando los rollos son soldados extremo con extremo en la línea de decapado, previa a la laminación en frío, pues un extremo fino se suelda a un extremo grueso, de modo que se presenta un repentino cambio de calibre para el tren en la siguiente reducción en frío. Si la parte totalmente fuera de calibre fuese recorrida en la línea de decapado, la pérdida de rendimiento resultante sería inaceptable.

c) Limitaciones

Tren Steckel de banda en caliente. El uso de un tren concluidor reversible, en caliente, origina los siguientes defectos en el rollo caliente:

Calibre irregular	Debido al engruesamiento longitudinal ya descrito.
Superficie deficiente y forma irregular	Debido al uso de un par de cilindros para cinco pasadas concluidoras.
Manchas de cascarilla	Debidas a la dificultad de descascarillar entre los hornos de bobinar y el tren.

Se ha hecho algún intento para reducir las manchas de cascarilla manteniendo y terminando el desbaste intermedio a una temperatura más baja, pero ello tiene el doble efecto de que produce propiedades mecánicas inferiores y hace más difícil el proceso de decapado, pues hay más tiempo para que se forme la cascarilla en el laminador. Las variaciones de calibre, inseparables del proceso, significan que los rollos laminados en caliente en un tren Steckel no pueden laminarse en un tren tándem en frío. No obstante, un tren reversible en frío puede aceptar un rollo laminado en caliente y efectuar una reducción satisfactoria, pues las variaciones del calibre pueden adaptarse a las variaciones normales de un tren reversible en frío. El costo correspondiente en rendimientos puede verse antes en los cuadros 7 y 8. El estado de la superficie significa que la chapa laminada en frío no puede resultar mejor que G. P. (material para bidones), partiendo de una banda en caliente del Steckel, pero la hojalata laminada en frío puede laminarse satisfactoriamente otra vez con alguna pérdida de rendimiento.

Para aceros especiales y aleaciones —tales como acero inoxidable, aceros al silicio, titanio, etc.— no son aplicables muchas de las observaciones anteriores. De hecho, cuando se requieren más de cinco o seis pasadas en el tren concluidor, un tren continuo o semicontinuo de banda en caliente sería irremediablemente antieconómico en vista de

la cantidad de cajas concluidoras necesarias. Así pues, un tren Steckel es la única solución para producir rollos en caliente con estos materiales.

Tren semicontinuo de banda en caliente. La única diferencia entre este tren y el continuo de banda en caliente es que el tren preparador de cuatro cajas del último se sustituye en el primero por un preparador reversible. Ello significa: a) que el tiempo de desbaste es más largo, y b) que los mismos cilindros de trabajo efectúan las cinco pasadas de desbaste.

Como resultado de ello, el engruesamiento longitudinal es algo mayor y el estado de la superficie de la banda laminada en caliente es ligeramente inferior. Esta última condición se corregiría cambiando los cilindros más frecuentemente en el preparador reversible, pero resultarían rendimientos proporcionalmente inferiores y, en consecuencia, un aumento de los costos de funcionamiento.

El tonelaje fundamental máximo de un tren semicontinuo lo determina el ciclo de laminación del preparador. Desde luego, puede reducirse (con menor engruesamiento) si se usa un desbaste más pequeño. Por otra parte, el uso de un desbaste más pequeño reduce el tamaño de la bobina y tiende a reducir el rendimiento en el tren en frío (más soldaduras y consiguientes diferencias de calibre).

Tren continuo de banda en caliente. En un tren continuo la única limitación es su incapacidad para producir chapa gruesa con propiedades transversales (sin laminación transversal) y la fuerte reducción de su rendimiento si se produce chapa más gruesa de 9 mm (que es el mayor espesor que puede enrollarse). Por consiguiente, se recomienda no laminar chapa más gruesa de 9 mm y compensar mediante normalizado la orientación direccional de las propiedades inherente al proceso. La instalación de un tren ancho de desbaste para fabricar chapa gruesa no se justifica económicamente en este caso.

Corte con tijeras volantes. Las chapas terminadas en caliente pueden obtenerse por el cortado volante en el tren concluidor o por enrollado y corte ulterior. Para la calidad EDD, las chapas cortadas con tijeras volantes tienen que enfriarse rápidamente y las chapas cortadas en frío de la bobina deben ser normalizadas. El corte con tijeras volantes limita la velocidad del acabado y reduce el rendimiento.

Trenes reversibles en frío. Aunque excelentes para producciones bajas (30 t.p.h. de chapa, 10 t.p.h. de hojalata), los trenes reversibles en frío dan bajos rendimientos debido a que los pesados despuntes y las variaciones del calibre son mayores que en los trenes tándem, lo que se debe a los repetidos períodos de aceleración y deceleración que se producen en todas las pasadas en lugar de una sola en un tándem. Esta desventaja se reduce instalando la regulación automática de calibre.

Para obtener la reducción necesaria de un rollo laminado de chapa en caliente (3 pasadas) y de hojalata (5 pasadas), la tensión entre las cajas de un tren tándem ha de corresponder a la tensión entre el tren reversible y sus devanadoras. El rollo terminado, por consiguiente, se enrolla a una mayor tensión que la de un tren tándem. Esto no tiene importancia en el caso de la hojalata, que se enrolla de nuevo en la línea de limpieza. En el caso de la chapa, no obstante, da como resultado una elevada proporción de pegaduras al llegar del recocado al tren de temple, lo que significa destinar a chatarra el rollo o producir chapa templada con rasgaduras superficiales. Esto puede evitarse enrollando otra vez, después de la reducción en

frío, a una tensión más baja (gasto extra) o dando una pasada ligera de acabado en el tren en frío (producción reducida). El acabado y forma de la superficie también desmerece cuando un par de cilindros de trabajo ha de usarse para todas las pasadas de la reducción en frío.

Trenes de temple de caja única. Toda la anterior hojalata T₂ se temple normalmente por medio de dos pasadas en un tren de temple de caja única. Perfeccionamientos modernos han llevado al uso de un tren tándem de temple de dos cajas, de modo que todos los temples pueden obtenerse en una pasada. Por consiguiente, los trenes de temple de caja única tienen la desventaja de rendimientos bajos en T₃ y superiores; y el perjuicio de rollos extra, inseparable de la doble manipulación de rollo de banda de calibre fino.

d) Progreso graduado

El caso 1 no puede transformarse en cualquiera de los otros. Sin embargo, las cubas de estañar y el equipo para el recocido de las chapas podría transferirse a una instalación mayor. Si se instala un tren mecanizado de chapa y en una etapa posterior un tren semicontinuo en caliente, por ejemplo, vale la pena conservar el anterior a fin de tomar desbastes intermedios del tren de banda para acabarlos en tamaños no tipificados de chapa y usar las chapas fuera de calibre procedentes del tren en caliente. El resultado es aumentar el rendimiento de chapa laminada en caliente del 84 al 88 por ciento.

El caso 2 puede transformarse en el caso 3A y éste en el 3B, siempre que se haya previsto espacio suficiente en la primera instalación para añadir las unidades extras en una etapa posterior.

El caso 4 no puede desarrollarse partiendo de los otros, pero el equipo de los casos 2 y 3B puede colocarse en un nuevo lugar en armonía con el diseño del tren continuo.

Cuando las necesidades de tonelaje de banda excedan de unas 600.000 toneladas por año, se recomienda efectuar separadamente la laminación de chapa y que el tren de chapa gruesa (desbastador) se instale de nuevo a tal fin con su departamento de acabado. En este punto, se instalaría en el tren de banda un nuevo tren preparador de desbaste del mismo ancho que el concluidor.

La capacidad de las unidades concluidoras, en todos los casos del 2 al 4, puede aumentarse añadiendo unidades idénticas.

3. INVERSIONES DE CAPITAL

El cuadro 11 muestra la inversión de capital para cada alternativa de instalación.

a) Asignación de las inversiones de capital

La distribución aproximada de los costos de capital por producto y por casos se puede ver en el cuadro 12. Se basa en los tonelajes de productos dados en el cuadro 10 y puede variar mucho si, por ejemplo, se fabricase un mayor porcentaje de hojalata.

Como consecuencia del cuadro 12, el gasto de capital por tonelada anual de producto principal se muestra en el cuadro 13.

b) Carga de capital por tonelada

Calculando el interés y gastos de depreciación en un 9

Cuadro 11

GASTOS DE INVERSIÓN DE CAPITAL

(Miles de dólares)

	CASO 1 Trenes de laminación de chapa mecanizados	CASO 2 Trenes Steckel y reversibles	CASO 3A Trenes semi-continuo y reversibles	CASO 3B Trenes semi-continuo y tándem	CASO 4 Trenes continuo y tándem
a	2.100	8.260	10.976	12.936	25.438
b	316	1.165	1.520	1.736	3.492
c	538	1.946	2.366	2.646	9.148
d	1.230	1.890	2.240	3.220	8.386
e	56	756	946	1.008	1.855
f	498	11.214	14.434	16.254	37.016
g	108	840	840	840	1.400
h	2.590	18.577	24.937	28.685	64.553
i	1.260	12.348	15.778	19.040	30.772
j	458	3.496	4.649	5.300	12.051
k	90	833	1.093	1.251	2.850
l	56	543	753	809	1.504
m	168	1.453	1.887	2.111	5.016
n	315	2.243	2.936	3.371	7.605
o	1.450	9.830	12.779	14.865	31.598
Total	11.243	75.394	98.134	114.072	242.604

NOTAS:

- Los precios se convierten de libras esterlinas, a razón de 2.80 dólares por libra.
- Estos datos incluyen el edificio para el estañado y el equipo, parte de la inversión de capital que se deduce en los cálculos siguientes para el costo del proceso total. Las deducciones son como sigue:

Caso:	1	2	3A	3B	4
Dólares m ²	1,0	4,0	5,3	6,2	30,0

Serie

- Construcciones y cobertizos estructurales y edificaciones de fábricas.
- Servicios de los edificios y de la laminación (incluyendo el agua que no sea para tratamiento, alumbrado, aire comprimido, protección contra incendios, alcantarillas). Se supone el 15 por ciento de a).
- Grúas y carretillas elevadoras y elementos móviles auxiliares.
- Hornos.
- Oficinas, recreos, servicios sanitarios y mobiliario.
- Equipo eléctrico, incluidos cables y distribución hasta el interruptor (excluidas las subestaciones).
- Talleres de cilindros, incluyendo la conservación de cojinetes.
- Tren de laminación y equipo mecánico, incluidos todos los sistemas y tuberías.
- Excavación y cimientos de la instalación, incluida toda la obra de cemento y hormigón. Excluida la preparación del terreno.
- Piezas de repuesto (10 por ciento de costo de la parte mecánica y 15 por ciento de la eléctrica).
- Transporte de Inglaterra a América del Sur, a 37 dólares por tonelada.
- Servicios en la planta mecánica y eléctrica.
- Varios y especialista.
- Instalación de la planta (7 1/2 por ciento del costo de la parte mecánica eléctrica).
- Gastos administrativos, ingeniería e imprevistos, 15 por ciento de a) a n) inclusive.

Cuadro 12

ASIGNACIÓN DE CAPITAL POR PRODUCTOS Y TONELAJES

(Millones de dólares)

Caso	Chapa gruesa	Chapa laminada en caliente	Chapa laminada en frío	Hojalata (Chapa negra)	Total
1	—	5,1	—	5,1	10,2
2	8,5	7,6	26,4	28,7	71,2
3A	11,0	9,1	38,0	34,7	92,8
3B	12,6	10,4	53,1	31,5	107,6
4	7,8	9,9	111,5	83,2	212,4

por ciento anual, las cargas de capital por tonelada de productos se recogen en el cuadro 14.

y rendimientos antes dados en esta sección y se calculan según los coeficientes que se indican en el cuadro 22.

4. COSTOS DE FUNCIONAMIENTO

a) Rendimientos y consumo

Los rendimientos y el consumo para cada tipo de instalación se muestran en los cuadros 15 a 21.

b) Costos de funcionamiento y coeficientes

Los costos de funcionamiento se basan en los consumos

Coeficientes para:

Mano de obra	1,23 dólares por hora-hombre
Combustible	0,22 dólares por 10.000 calorías
Energía eléctrica	0,0117 dólares por KWH
Vapor	2,15 dólares por 1.000 kg

El cuadro 22 no incluye los gastos por interés o depreciación sobre el capital (que se suponen en el 9 por ciento anual). El efecto de añadirlos al cuadro 14 se refleja en el cuadro 23.

Cuadro 13

GASTOS DE CAPITAL POR TONELADA ANUAL DE PRODUCTO PRINCIPAL (Dólares)

Caso	Chapa gruesa	Chapa laminada en caliente	Chapa laminada en frío	Hojalata (Chapa negra)
1	—	127	—	254
2	212	195	280	420
3A	137	165	264	355
3B	105	124	166	280
4	50	52	96	145

Cuadro 14

CARGA DE CAPITAL POR TONELADA, POR INTERÉS Y DEPRECIACIÓN (Dólares por tonelada)

Caso	Chapa gruesa	Chapa laminada en caliente	Chapa laminada en frío	Hojalata (Chapa negra)
1	—	11,6	—	23,0
2	19	17,5	25	37,6
3A	12,3	14,8	23,7	32
3B	9,5	11,2	14,9	25
4	4,5	4,7	8,6	13,0

Cuadro 15

RENDIMIENTOS: DE DESBASTE A PRODUCTO TERMINADO Y DE ROLLO LAMINADO EN CALIENTE A PRODUCTO TERMINADO

Caso	Chapa gruesa		Chapa laminada en caliente		Chapa laminada en frío		Hojalata (Chapa negra)	
	De desbaste	De rollo laminado en caliente	De desbaste	De rollo laminado en caliente	De desbaste	De rollo laminado en caliente	De desbaste	De rollo laminado en caliente
1	—	—	82 ^a	—	—	—	78 ^a	—
2	80 ^b	82,5 ^c	78	81	65 ^d	68 ^b	68 ^e	70,5 ^e
3A	80 ^b	82,5 ^c	84	86,5	72 ^f	74,5 ^f	72 ^e	74,5 ^e
3B	80 ^b	82,5 ^c	84	86,5	80 ^e	83 ^e	75 ^e	77,6 ^e
4	88 ^c	91,5 ^e	84	86,5	82,6 ^h	85,5 ^h	82 ^e	85 ^e

^a Rendimiento partiendo de llanta.

^b Chapa hasta el límite (práctica de laminación de chapa gruesa, un desbaste por chapa).

^c Chapa de hasta 3/8" (9 mm) únicamente (práctica del tren de banda, un desbaste para varias chapas).

^d No puede producirse satisfactoriamente material para carrocerías por este sistema, y el rendimiento de chapa laminada en frío es bajo debido a la calidad de la superficie.

^e El rendimiento para hojalata electrolítica es ligeramente menor que para chapa negra cortada. En las modernas líneas de estañado por inmersión en caliente, es aproximadamente el 99 por ciento de primeras de chapa negra cortada.

^f Rendimiento calculado en 20 por ciento de material para carrocerías.

^g Rendimiento calculado en 50 por ciento de material para carrocerías.

^h Rendimiento calculado en 80 por ciento de material para carrocerías.

Cuadro 16

HORAS-HOMBRE POR TONELADA DE PRODUCTO TERMINADO

Caso	Chapa gruesa	Chapa laminada en caliente	Chapa laminada en frío	Hojalata (Chapa negra)
1	—	15	—	30 ^a
2	2,47	2,39	3,97	5,27
3A	2,36	1,17	2,29	3,73
3B	2,11	0,97	1,75	2,91
4	0,56	0,67	1,18	2,1

^a Laminada en caliente.

NOTA: Las cifras están calculadas en el supuesto de que cada instalación esté produciendo la gama declarada de productos terminados. Si este conjunto de productos se alterase, se produciría una ligera variación en el número de horas-hombre por tonelada.

Cuadro 17

CONSUMO DE CALOR POR TONELADA DE PRODUCTO TERMINADO (Kilocalorías)

Caso	Chapa gruesa	Chapa laminada en caliente	Chapa laminada en frío	Hojalata (Chapa negra)
1	—	1.500.000	—	2.000.000
2	780.000	800.000	1.310.000 ^a	1.260.000 ^a
3A	700.000	670.000	1.095.000	1.100.000
3B	700.000	670.000	980.000	1.075.000
4	570.000	600.000	875.000	910.000

^a El consumo de calor es más elevado para chapa que para hojalata, pues el rendimiento de hojalata es mejor que el de chapa en este sistema, debido a los defectos de superficie.

Cuadro 18

CONSUMO DE ENERGÍA ELÉCTRICA POR TONELADA DE PRODUCTO TERMINADO

(KWH)

Caso	Chapa gruesa	Chapa laminada en caliente	Chapa laminada en frío	Hojalata (Chapa negra)
1	—	150	—	310
2	160	155	325	455
3A	140	126	270	400
3B	140	126	215	350
4	85	90	175	275

Cuadro 19

CONSUMO DE AGUA POR TONELADA DE PRODUCTO TERMINADO

(Agua de circulación en metros cúbicos)

Caso	Chapa gruesa	Chapa laminada en caliente	Chapa laminada en frío	Hojalata (Chapa negra)
1	—	36	—	72
2	13	14	37	38
3A	27	26	48	49
3B	27	26	41	45
4	45	47	61	62

Cuadro 20

CONSUMO DE VAPOR POR TONELADA DE PRODUCTO TERMINADO

(Kilogramos)

Caso	Chapa laminada en frío	Hojalata (Chapa negra)
1	56 ^a	124 ^a
2	90	325
3A	80	255
3B	75	200
4	70	185

^a Laminada en caliente.

Cuadro 21

CONSUMO DE CILINDROS POR TONELADA DE PRODUCTO TERMINADO

(Kilogramos de cilindro)

Caso	Chapa laminada en caliente	Chapa gruesa	Chapa laminada en frío	(Chapa negra)
1	6	—	—	8
2	3,2	2,9	6,2	5,9
3A	3,5	3,4	6,2	6,0
3B	3,5	3,4	5,1	5,4
4	2,8	2,4	4,2	4,2

5. CONCLUSIONES

1. Para un país que no importa estos productos y no necesita más de 60.000 toneladas por año de chapa y hojalata, un tren de laminación en paquetes para chapa y hojalata es una instalación económica, siempre que los productos

Cuadro 22

COSTO POR TONELADA DE PRODUCTO PRINCIPAL

(Dólares)

Caso	Chapa gruesa	Chapa laminada en caliente	Chapa laminada en frío	Hojalata (Chapa negra)
1	—	153	—	185
2	122	122	146	160
3A	121	118	136	152
3B	120	117	129	144
4	113	115	126	135

NOTA: El precio del planchón se supone en 98 dólares por tonelada y el del llantón en 101 dólares por tonelada.

Cuadro 23

COSTO POR TONELADA INCLUYENDO CARGAS DE CAPITAL

(Dólares)

Caso	Chapa gruesa	Chapa laminada en caliente	Chapa laminada en frío	Hojalata (Chapa negra)
1	—	165	—	208
2	141	140	171	200
3A	133	133	160	184
3B	130	128	144	169
4	118	120	135	148

laminados en caliente (marcadamente inferiores a los modernos productos laminados en frío) sean aceptables.

La instalación costaría alrededor de 11 millones de dólares y el costo del producto sería aproximadamente el siguiente:

	Dólares por tonelada
Chapa	165
Chapa negra (para hojalata)	208

2. Un Tren Steckel en caliente con trenes reversibles en frío, es la instalación más barata en que pueden producirse los modernos productos laminados en frío, pero su rendimiento está limitado a unas 350.000 toneladas por año y la calidad, a chapas de baja calidad, material para galvanizados y hojalata.

La inversión de capital es de alrededor de 75 millones de dólares y el costo del producto sería aproximadamente el siguiente:

	Dólares por tonelada
Chapa	171
Chapa negra (para hojalata)	200

3. Un tren semicontinuo en caliente con trenes en frío reversibles o en tándem, producirá la gama completa de los productos de un tren continuo con alguna pérdida representada por rendimientos más bajos. Por otra parte, combina mejor que un tren continuo la producción de chapa ancha y la chapa laminada en frío. Para producciones de hasta 800.000 toneladas anuales, o incluso de un millón de toneladas por año de productos planos diversos, esta será probablemente la mejor solución.

Las inversiones aproximadas de capital y los costos de

los productos en este caso son los siguientes, expresados en dólares:

Rendimiento por año	Inversión de capital	Costo por ton de chapa laminada en frío	Costo por ton de chapa negra p/bojalata
500.000	98.000.000	160	184
800.000	114.000.000	144	169

4. Para tonelajes superiores a estas cifras habrían de instalarse un tren independiente para chapa gruesa y un tren continuo de banda en caliente con trenes tándem en frío, con una inversión de capital de alrededor de 243 millones de dólares, que daría un costo de chapa laminada en frío de 135 dólares por tonelada y de chapa negra de 148 por tonelada.

AGRADECIMIENTOS

Los autores desean expresar su agradecimiento a las siguientes compañías por la asistencia que les proporcionaron:
 The Steel Company of Wales Limited
 Richard Thomas & Baldwins Limited
 Davy and United Engineering Company Limited
 Arbed Acieries Reunies de Burbach-Eich-Dudelange
 Societé Anonyme d'Ougree Marihaye
 Compagnie des Fers Blancs et Toles a Froid, S. A., "FERBLA-TIL", Breedband, N.V.

Con la información y ayuda generosamente brindada, pudieron fundamentar los cálculos de rendimientos, consumos y costos típicos. Las cifras que se dan son valoraciones generalizadas de casos supuestos y no representan los resultados del funcionamiento efectivo de ninguna de las compañías mencionadas.

En la compilación de la detallada información expuesta, los autores desean en especial expresar su reconocimiento a los señores H. L. Evans de la Steel Division Accountant, Steel Company of Wales y A. Arnold Thomas de la Davy and United Engineering Company Limited.

Selección del equipo para laminación de barras y perfiles en función del crecimiento del mercado en América Latina*

por ERNST WILMS y ERNST KREBS

I. BASES PARA EL INFORME

Habrán de tratarse especialmente las instalaciones para hierros comerciales. El término "hierros comerciales" se ha de entender que comprende los hierros angulares de hasta 3 pulgadas, y los hierros en U de hasta 4 pulgadas. También se considerarán el alambre laminado o alambón y las pletinas para tubería de hasta 20 pulgadas de ancho, puesto que los trenes de laminación combinados suelen laminar unos y otros productos.

En el informe se describen las correspondientes instalaciones de laminación con sus costos de inversión y los costos por tonelada de acero laminado, terminado.

La condición primera sobre la naturaleza del informe se refería a la descripción de ejemplos de instalaciones para los laminados que se han indicado y que se adaptarán al "crecimiento" del mercado de productos de acero en América Latina.

La cantidad de hierros comerciales, alambones y pletinas que habrán de laminarse en cada lugar depende de las condiciones de desarrollo de las siderúrgicas, esto es, de la situación del mineral, del carbón, del combustible y de la fuerza hidráulica, así como de la posibilidad de reclutar e instruir la mano de obra (costos de esta tarea), de los fletes de las fábricas a los consumidores y de los fletes de las siderúrgicas extranjeras.

La preparación de estos puntos de vista y de otros análogos se facilitó al informante con algunos ejemplos de laminaciones para producciones de 50.000 a 250.000 toneladas anuales, como programa de fabricación, lo que, con arreglo a clases y elementos, corresponde quizás a la demanda de hierros comerciales, pletinas y alambón de los países latinoamericanos.

Los ejemplos son los siguientes:

Caso I. Programa de producción: 50.000 toneladas anuales

Composición:

10.000 toneladas de alambre (núm. 5 y de 1/4")
 25.000 " " " redondos y cuadrados (de 3/8 a 1 1/4")
 10.000 " " hierros planos (de 3/16 x 3/8 a 2")
 5.000 " " angulares (de 1 y 1 1/2")

Caso II. Programa de producción: 130.000 toneladas anuales

Composición:

45.000 toneladas de alambón (núm. 5 y 1/4")
 15.000 " " pletina ligera (hasta 8" de ancho)
 Redondos de hasta 1 1/2"
 70.000 " " Hierros planos hasta 3/8 x 2"
 Angulares de hasta 2"

Caso III. Programa de producción: 250.000 toneladas anuales de barras gruesas

Composición:

Redondos y cuadrados de 3/4 a 4" — 150.000 toneladas
 Hierros planos y pletinas de 14" de ancho — 75.000 toneladas
 Hierros en U hasta 4" y angulares hasta 3" — 25.000 toneladas

Caso IV. Programa de producción: 250.000 toneladas de banda estrecha para tubería y para la industria de elaboración en frío

En promedio, de 20" de ancho y 0,090-0,250" de espesor.

Caso V. Programa de producción 250.000 toneladas de alambón (del núm. 5 a 1").

En todos los ejemplos se supone que tanto los tochos como las palanquillas proceden de instalaciones de laminación previa, existentes en la misma fábrica.

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/LAIII-4.

2. INFORMACIÓN QUE SE SÚMINISTRA

Solamente se mencionarán ejemplos de la práctica referentes a instalaciones de laminación similares a las de los programas indicados y para la comparación se darán también otros con capacidades anuales que se apartan algo de aquellos. La información es la siguiente: a) la de la literatura profesional en que se describen instalaciones importantes, pero en que, por desgracia, no se indican datos sobre inversiones, etc. y se habría tenido que reducirlas a un común denominador internacional. (Estas laminaciones se mencionan simplemente y se da la referencia de la fuente de origen.) b) una descripción más detallada sobre los planos de instalación de fábricas construidas en los últimos años y respecto a las cuales se dispone de cifras de inversión y en lo posible, de costos de producción por tonelada. Se trata de las siguientes:

I a. Perfiles ligeros y alambre (1957)

Capacidad anual: 50.000 toneladas

Programa: alambre núm. 5 y $\frac{1}{4}$ "; redondo y cuadrado, de $\frac{3}{8}$ a $1\frac{1}{4}$ "; planos, de $\frac{3}{16} \times \frac{5}{8}$ a 2"; angulares, de 1 y $1\frac{1}{2}$ ".

Para la alimentación basta palanquilla de 2" a 4" y 10, de longitud.

El taller de laminación se compone principalmente de: 1 tren preparador trío, de 2 cajas con $16\frac{3}{4}$ " ϕ ; 1 tren terminador trío de 7 cajas con $11\frac{13}{16}$ " ϕ ; 2 cajas continuas terminadoras para alambre; 1 lecho de enfriamiento de 156 pies de largo, y 2 devanadoras de alambre.

El tren preparador trío se mueve por un motor de 800 HP de corriente alterna de 750 revoluciones por minuto, que admite una sobrecarga de 100 por ciento; el tren terminador trío, con un motor de 800 HP de corriente continua que admite una carga de 100 por ciento, y gira a 450 a 900 revoluciones por minuto; las cajas continuas terminadoras de alambre tienen movimiento independiente, cada una con motor de 170 HP, de corriente continua y 330 a 700 revoluciones por minuto.

I b. Perfiles ligeros y alambre (1951)

Capacidad anual: 60.000 a 70.000 toneladas

Programa: alambre, redondo y cuadrado, de $\frac{3}{16}$ a $1\frac{1}{4}$ "; angulares, de $\frac{3}{4}$ a 2" y secciones en T de $\frac{3}{4}$ a $1\frac{1}{2}$ ".

Para la alimentación bastan tochos desbastados (o bien lingote bruto) de $4\frac{10}{16}$ a $5\frac{1}{2}$ " cuadrados y de 4' 11" de longitud.

El taller de laminación se compone principalmente de: 1 tren preparador trío, completamente automático, con $22\frac{3}{8}$ " ϕ ; 1 tren preparador continuo de 4 cajas con 15" ϕ ; 1 tren intermedio trío de 4 cajas con cilindros de $12\frac{3}{8}$ y $13\frac{3}{8}$ " ϕ ; 1 tren terminador trío con 10 cajas de cilindros de 11 y $11\frac{13}{16}$ " ϕ ; 1 lecho mecánico de enfriamiento de 157 pies de largo y 20 de ancho con doble vía de rodillos, y 1 dispositivo de transporte y devanado con 4 devanadoras Garrett.

Todos los motores de laminación son de corriente alterna. El tren preparador trío se mueve con un motor de 1.180 HP y 750 revoluciones. Los 2 grupos de cuatro cajas del tren previo continuo y el intermedio trío se accionan con tres motores de 790 HP y 735 revoluciones. El tren trío de 10 cajas dispone de 2 motores de 1.180 HP y 750 revoluciones. El movimiento del tren terminador está dispuesto de tal modo que las primeras 6 cajas y las 4 últimas se mueven con un motor.

II. Taller combinado de laminación de perfiles ligeros, banda y alambre (1952)

Capacidad anual: 130.000 toneladas

Programa: alambre núm. 5 y $\frac{3}{8}$ "; redondo, $\frac{1}{4}$ a $1\frac{3}{4}$ "; cuadrado, $\frac{1}{4}$ a $1\frac{9}{16}$ "; planos, $\frac{3}{8}$ a $3\frac{1}{8}$ " por $\frac{1}{8}$ a $\frac{5}{16}$ "; banda, $\frac{5}{8}$ a $3\frac{1}{8}$ " \times 0,04—0,06"; angulares, $\frac{3}{8}$ a 2"; secciones en T, $\frac{3}{4}$ a $1\frac{9}{16}$ ".

Para la alimentación bastan palanquillas cuadradas de 2" y $3\frac{9}{16}$ " de $14' 9"$ de longitud y de 90 y 280 kilogramos.

La instalación se compone de: 1 tren preparador trío, totalmente automático, con cilindros de $18\frac{1}{2}$ " ϕ ; 1 tren intermedio continuo de 2 cajas de $14\frac{9}{16}$ " ϕ ; con 1 caja vertical y 2 cajas ordinarias de $12\frac{13}{16}$ " ϕ ; 1 tren de 6 cajas en zigzag de $12\frac{13}{16}$ " ϕ ; 1 tren terminador continuo de 4 cajas con cilindro de 11" ϕ (en vez de él, pueden disponerse 2 trenes terminadores de banda continuos provistos cada uno de 3 cajas de $13\frac{3}{8}$, $6\frac{7}{8}$ y $13\frac{3}{8}$ " ϕ); un lecho de enfriamiento de rodillos de dos calles de 184 pies de longitud y 25 de anchura, así como una instalación de transporte y devanadora de alambre y banda de acero.

El tren preparador trío dispone de un motor de 1.100 HP a 750 revoluciones por minuto. El tren continuo intermedio se mueve con dos motores de corriente continua de 800 HP cada uno a 500/1.200 revoluciones. El movimiento de las dos primeras cajas del tren en zigzag se obtiene igualmente con el segundo motor de 800 HP. Las cuatro cajas restantes del tren en zigzag se mueven con dos motores de corriente continua de 350 HP cada uno a 500/1.200 revoluciones. Para el tren terminador de alambre o para los dos trenes terminadores de banda se dispone de dos motores de corriente continua de 350 HP de 500 a 1.200 revoluciones.

III. Laminación de hierros estructurales (tren de hierros medianos) (1957)

Capacidad anual, 450.000 toneladas aproximadamente.

Programa: redondos $1\frac{9}{16}$ a 6"; cuadrados $1\frac{1}{2}$ a 4"; planos, $2\frac{3}{4}$ a 6" \times 0,200 a $2\frac{11}{16}$ " angulares de lados iguales, 2 a $4\frac{3}{4}$ "; angulares de lados desiguales, $2\frac{3}{8} \times 1\frac{9}{16}$ a $4\frac{3}{4} \times 3\frac{1}{16}$ "; hierros en U, 2 a $7\frac{7}{8}$ "; hierros en I, $3\frac{3}{8}$ a $7\frac{7}{8}$ ".

La laminación se compone principalmente de: 1 tren preparador continuo de 3 cajas de $29\frac{1}{2}$ " $\phi \times 39\frac{3}{8}$ " de tabla; delante de la segunda hay una caja vertical de canteo; el tren intermedio continuo I con 3 cajas de $21\frac{11}{16}$ " $\phi \times 39\frac{3}{8}$ " (delante de la segunda hay una caja de canteo); el tren intermedio II con 2 cajas de $21\frac{11}{16}$ " $\phi \times 39\frac{3}{8}$ "; (delante de la primera hay una caja de canteo); 1 tren terminador con 2 cajas de $21\frac{11}{16}$ " $\phi \times 39\frac{3}{8}$ ", delante de las cuales hay una vertical de canteo.

El tren preparador y el intermedio I están dispuestos en la primera línea. Del tren intermedio II, la primera caja horizontal con la vertical pueden disponerse en la primera, segunda o tercera líneas y la segunda caja en la segunda o la tercera. Del tren terminador, la primera caja (horizontal) puede disponerse en la segunda o tercera línea. La transmisión de barras de una línea a otra es posible entre el tren intermedio I y el II o detrás del tren intermedio II. Por consiguiente, se pueden intercambiar las cajas próximas. Cada una de las diez cajas horizontales dispone de un motor de corriente continua de 2.000 HP para 150, 250 y 750 revoluciones por minuto. Iguales motores tiene la caja vertical y la del tren intermedio I. La caja vertical del tren intermedio II y las dos cajas verticales del tren terminador tienen motores de corriente continua de 200 HP de 150, 250 y 750 revoluciones por minuto. Todos los motores tienen regulación automática.

IV a. Laminación continua de bandas y flejes para tubo (1954)

Capacidad anual: 350.000 toneladas.

Programa: de $\frac{3}{8}$ a $1\frac{3}{4}$ " \times 0,043 a 0,165".

Para la alimentación bastan planchones (petacas) de $3\frac{1}{8} \times 4\frac{9}{16}$ ", de 7' 7" de longitud hasta $4\frac{15}{16} \times 15"$, de 14' 9" de longitud.

La laminación se compone principalmente de: 1 tren preparador continuo de 4 cajas dúo de $21\frac{3}{8}$ " ϕ y 2 cajas verticales de canteado de $23\frac{3}{8}$ " ϕ ; 1 tren terminador continuo de 6 cajas quator para bandas de $23\frac{3}{8}$, 13 y $23\frac{3}{8}$ " ϕ y 3 cajas verticales de $23\frac{3}{8}$ " o bien $18\frac{7}{8}$ ", así como una instalación de devanadora y de transporte. Todas las cajas tienen movimiento individual.

En el tren preparador continuo, las cajas dúo disponen de un motor de corriente alterna de 1.200 HP y 500 revoluciones: la primera caja vertical de un motor de corriente alterna de 500 HP y 500 revoluciones, y la segunda vertical de un motor de corriente continua de 270 HP y 300 a 600 revoluciones. El movimiento de las cajas quator dúo del tren terminador continuo dispone de motores de corriente continua de 1.200 HP y 300 a 750 revoluciones, y las

cajas verticales de motores de corriente continua de 100 HP y 300 a 750 revoluciones.

IV b. Laminación continua de banda o pleina (1955)

Capacidad anual aproximada: 350.000 toneladas.

Programa: de $2\frac{3}{8}$ a $19\frac{3}{4}$ " \times 0,031 a 0,216".

Para la alimentación bastan planchones (petacas) de $4 \times 2\frac{3}{4}$ " a $16\frac{9}{16} \times 4\frac{1}{8}$ ".

La laminación se compone principalmente de: 1 tren preparador continuo de 4 cajas dúo de $20\frac{1}{2}$ " ϕ y para la primera y tercera caja, otra vertical de $20\frac{1}{2}$ " ϕ ; 1 tren terminador continuo de 6 quáter de $23\frac{3}{8}$, $11\frac{10}{16}$, $11\frac{12}{16}$ y $23\frac{3}{8}$ " ϕ y para la primera, tercera y quinta cajas, una vertical de $15\frac{3}{4}$ " ϕ ; y 4 devanadoras subterráneas.

Cada caja de los dos primeros dúos dispone de un motor de 475 HP y los otros dos, de 950 HP cada uno, y las 2 cajas verticales de 125 HP cada una; en el tren terminador, los dos primeros quáter disponen cada uno de 950 HP, los otros 4 de 1.350 HP cada uno y las 3 cajas verticales de 110 HP cada una.

Las revoluciones de los motores son las siguientes: en las dos primeras cajas horizontales del tren preparador, 150, 300 y 600; en las dos últimas cajas del preparador y en las dos primeras del terminador, 250, 500 y 1.100; en las últimas cuatro cajas horizontales del terminador, 200, 400 y 1.000; en las dos verticales del preparador, 150, 300 y 720; y en las tres verticales del terminador, 300, 600 y 1.440.

V a. Laminación continua de alambre (1955) (del núm 5 a 1")

Capacidad: aproximadamente 140.000 toneladas anuales de 0,197" ϕ . Para la alimentación bastan palanquillas de 2 y $2\frac{3}{4}$ " \times unos 30'.

El taller se compone principalmente de: 1 tren preparador continuo con 9 cajas, las 4 primeras de $16\frac{9}{16}$ " ϕ y las otras 5 de $15\frac{9}{16}$ " ϕ , de laminación cuádruple; 1 tren intermedio I continuo con 4 cajas de $12\frac{5}{8}$ " ϕ de laminación cuádruple; 2 trenes intermedios II continuos con 2 cajas cada uno de $12\frac{5}{8}$ " ϕ , de laminación doble; 4 trenes especiales continuos de alambre con 3 cajas verticales y 3 horizontales cada uno de $10\frac{11}{16}$ " ϕ .

Todas las cajas terminadoras especiales tienen motor independiente. La laminación se mueve por corriente continua de este modo: en el tren continuo, la caja primera con un motor de 150 HP; la segunda y tercera, con un motor común de 600 HP; las demás, con un motor común de 1.800 HP. En el tren intermedio I, las 4 cajas disponen de un motor común de 1.800 HP; en los dos trenes intermedios II continuos, cada 2 cajas disponen de un motor común de 600 HP. En los 4 trenes especiales continuos de alambre, cada tres cajas verticales y cada tres horizontales se mueven por medio de 24 motores individuales de 120 HP.

Las revoluciones de los motores son: en el preparador continuo y en el intermedio continuo I, 120, 300 y 800; en ambos intermedios II continuo y en las dos primeras cajas de los cuatro trenes continuos especiales de alambre, 160, 400 y 1.000, y en las cuatro últimas cajas de los cuatro continuos especiales, 280, 700 y 1.750.

V b. Laminación continua de alambre (1953)

Capacidad anual: 300.000 toneladas de alambre.

Programa: de 0,197 a $\frac{16}{32}$ " ϕ .

Material de alimentación: palanquilla de 2 a $2\frac{3}{4}$ ", sección cuadrada y 33 pies de longitud.

La laminación consta de: 1 horno de palanquilla de empuje automático con salida lateral, sistema Morgan, de 100 toneladas/hora de capacidad máxima y 1 tijera oscilante con regulación y dispositivo de retirada. 1 tren preparador continuo de 9 cajas dúo, las núms. 1 a 5 de $16\frac{9}{16}$ " ϕ y las núms. 6 a 9 de 15 " ϕ ; la primera caja se mueve independientemente y las otras en grupos de 2 a dos cajas; 3 cajas de alineación dispuestas entre las cajas 1 y 2, 2 y 3 y 4 y 5, de laminación cuádruple; 4 tijeras rotativas; 1 tren intermedio continuo de 6 cajas dúo de $13\frac{3}{8}$ " ϕ , de laminación cuádruple y 4 tijeras rotativas; 2 cajas dúo de $13\frac{3}{8}$ " ϕ , de laminación cuádruple; 2 guías de bucle para el tránsito a laminación duplo; 4 laminaciones duplos por cada 2 cajas dúo paralelas de $11\frac{10}{16}$ " ϕ . 4 trenes terminadores, cada uno con 2 cajas verticales y 2 horizontales de 11 " ϕ , de laminación única, alzador de bucles para la guía automática de

la laminación única, dispositivo de enrollamiento y devanadoras combinadas, 8 Garret y 8 Edenborn de máxima capacidad 390 kilogramos. Lecho de enfriamiento; transporte de cable; 2 elevadores automáticos de rollo y 2 dispositivos de carga y de pesada.

Todos los motores, de corriente continua y regulación automática. Para el tren preparador, la primera caja se mueve independientemente con un motor de 250 HP; la segunda y la tercera, con motor común de 600 HP; la cuarta y la quinta con motor común de 800 HP; la sexta y la séptima con motor común de 1.000 HP, y la octava y la novena del mismo modo, con otro motor de 1.000 HP. Los trenes intermedios disponen para las seis cajas primeras de tres motores de 1.000 HP y para las otras dos de uno de 1.500 HP. De las 4 cajas paralelas, cada dos disponen entre sí de 4 motores independientes, cada uno de 600 HP. Los 4 trenes terminadores de alambre, las 8 cajas horizontales y las 8 verticales disponen de 16 motores individuales de 300 HP.

V c. Tren antiguo de alambre (1913)

Capacidad anual: 180.000 toneladas aproximadamente.

Programa: 0,197 a 0,394" ϕ .

Material de alimentación: palanquilla cuadrada de 2" por $29\frac{1}{2}$ " de longitud.

La laminación consta de: 1 horno de recalentar palanquilla de empuje con salida lateral, sistema Morgan, de 50 toneladas/hora de máxima capacidad; mecanismo de extracción; 2 cizallas; 1 tren escalonado semicontinuo preparador de $17\frac{9}{16}$ " a $9\frac{1}{8}$ " ϕ ; de 11 cajas dúo, de accionamiento conjunto, con 1 motor (en 1936 nuevo accionamiento y una caja más en la parte continua); tren terminador, con 6 cajas dúo, una al lado de la otra, movidas por un mismo motor; 8 devanadoras Garret, lecho de enfriamiento, transportador de cadena y máquina descargadora de rollos.

El movimiento se dispone por corriente alterna; las 11 cajas del tren semicontinuo, con un motor de 3.800 HP y el tren terminador con otro motor de 2.380 HP.

V d. 2 y 4. Laminador continuo de alambre (1955) (en construcción, uno en duplo)

Descripción del tren: Laminación en cuatro líneas.

Capacidad anual: 360.000 toneladas de alambón.

Programa: 0,197" — $\frac{36}{64}$ " ($\frac{26}{32}$ " diámetro).

Alimentación: $2\frac{3}{8}$ " y $2\frac{27}{32}$ " de 30' longitud.

La laminación consta de:

Un tren previo continuo de 8 cajas en cuatro líneas: cajas 1 a 4, cilindros de $16\frac{9}{16}$ " ϕ ; cajas 5 a 8, de 15 " ϕ , y 4 tijeras rotativas. Tren intermedio I, cuádruple: 4 cajas de $12\frac{5}{8}$ " diámetro.

2 trenes intermedios II, cada uno de 6 cajas, en duplo; las dos primeras cajas de $12\frac{5}{8}$ " ϕ en duplo y dos tijeras rotativas; las cuatro cajas restantes en duplo.

4 trenes terminadores de 6 cajas cada uno, en simple: cada tres, una caja vertical y otra horizontal de 11 " ϕ ; cada dos terminadores disponen de 2 devanadoras Garret y Edenborn.

Movimiento: Todo por corriente continua.

Tren previo: Cada dos cajas, en grupo.

Cajas 1 a 6, 3 motores de 680 HP.

Cajas 7 y 8, 1 motor de 1.100 HP.

Tren intermedio I: Cada dos cajas, un rufo. 2 de 1.100 HP.

Dos intermedios II: Cada dos cajas, en grupo 2×3 ; cada uno 680 HP.

4 terminadores: 24 con movimiento individual. La primera caja vertical y la primera horizontal, cada una con 270 HP; las cajas restantes: cada una, con 190 HP.

Las inversiones de capital para la construcción de las instalaciones descritas se muestran en el cuadro 1, que permite compararlas entre sí.

A fin de que estas cifras puedan compararse también con otras que puedan llevarse a la Junta de São Paulo, se exponen en el orden siguiente:

a) costos de las naves, montadas, en acero de construcción; se incluye la superficie total edificada; esta partida

debe incluir los costos del material de cubierta, los muros de mampostería, los vidrios, etc., juntamente con los de la construcción metálica;

b) costos de los edificios y medios de acción para la laminación, como el agua para los laminadores (con exclusión del agua para la extinción, que ha de incluirse con los propios laminadores), alumbrado, tuberías de presión, sistema de protección contra incendios, canalizaciones, etc.; se ha calculado que estos medios de acción suponen un 15 por ciento de los costos de edificación;

c) costos de todos los puentes-grúas y mecanismos de traslación de cargas, montados, incluidos los carros de horquilla y de transporte para la estiba;

d) costo de todos los hornos, montados, incluidos los de recalentar y otros;

e) costo de las diferentes instalaciones sanitarias y de administración para el personal;

f) costo de la instalación eléctrica de laminación, montada, incluidos las subestaciones, el accionamiento con grupos generador-motor, los mecanismos auxiliares, los instrumentos de maniobra de alta y de baja tensión, mandos y todos los cables y conducciones; fuerza total aproximada en caballos;

g) costo del taller de cilindros, terminado;

h) costo de la instalación mecánica del laminador, montada; sería conveniente dar el peso aproximado de la misma;

i) costo del movimiento de tierras y de los trabajos de hormigón para la cimentación, en condiciones normales del terreno, y los muros de contención no se tendrán en cuenta; si es posible, se dará el volumen aproximado del movimiento de tierras y el total del hormigón;

j) costo de los repuestos que se aconsejan (para esta partida se ha calculado aproximadamente que un laminador nuevo, en América Latina, necesitará repuestos por un valor del 5 por ciento de la instalación eléctrica y mecánica);

k) como costo del transporte del constructor de la instalación al lugar de la fábrica, se ha calculado, para el caso de América Latina, unos 35 dólares por tonelada;

l) los costos de administración, diseño, inspección y previsión se calculan en un 15 por ciento de las partidas anteriores (de la a) a la k) incluidos).

En los ejemplos indicados que se dan en este informe, se comprenden:

i) con relación a j), los costos de los elementos de reserva indispensables, incluido un juego de cilindros de reserva;

ii) con relación a k), los 35 dólares calculados por tonelada para el transporte;

iii) con relación a l), los costos de planeamiento, imprevistos, etc., calculados al 15 por ciento de los costos de las partidas a) a k), incluidos.

En las fábricas de laminados, que han de ampliarse en un tiempo futuro (desconocido con frecuencia), los costos de inversión se agrupan en las siguientes secciones:

a) costos de la instalación en la primera etapa;

b) costos de la ampliación ulterior;

c) costos que, para la posibilidad de la ampliación, hay que tener en cuenta ya en la primera etapa.

Esta distribución de costos, cuando sea posible darla, será muy conveniente para la comparación de las posibilidades siguientes:

a) construir inmediatamente fábricas especializadas de alto rendimiento, modernas y costosas, con la seguridad de una salida adecuada;

b) construir primero talleres de laminación baratos con rendimientos más pequeños o medianos, pero no con programas pequeños, en la inseguridad de la salida; una determinada ampliación siempre es posible en este caso;

c) construir laminaciones de alto rendimiento, modernas y costosas, que primeramente no se completan del todo, en el caso de que las cargas de interés y amortización por tonelada puedan sostenerse hasta el momento de la construcción final. Hay que suponer, naturalmente, una evidencia respecto al tiempo y medida del aumento del mercado.

Con fines de comparación, se calcula el costo de la inversión por tonelada de producción anual. Se ha previsto 5 por ciento del capital suscrito y 4 por ciento para interés, o sea 9 por ciento en total.

En el cálculo de costos de los productos terminados se cifra también el 9 por ciento. Hay que considerarlo junto con los gastos de explotación, sobre los que se harán algunas indicaciones más, y también en relación con el crecimiento de las cargas por tonelada, debido a una producción incompleta (costos fijos y proporcionales).

Los rendimientos promedios se dan para los ejemplos antes indicados. Se supone en este informe que el suministro del semiproducto laminado —esto es, palanquilla y tochos pequeños— procede de la propia fábrica.

Se supone igualmente que se trata de material de la mejor calidad libre de rechupes y de fallas, con las tolerancias más estrictas de laminación, de modo que del lado de la recepción se tengan todas las circunstancias favorables para un buen rendimiento.

El semiproducto debe tener el peso máximo, esto es, la mayor longitud para aprovechar mejor el ancho del horno de recalentar y una sección adecuada al número de pasadas que permita el tren, a fin de reducir éstas, de tal modo que se disminuyan las probabilidades de perturbaciones y se obtenga un rendimiento elevado de la laminación, un alto rendimiento general, y para el alambre y la banda, un peso elevado del rollo, como requiere la elaboración. El límite inferior para la sección del semiproducto lo da el horno, puesto que ha de poder transportarse dentro del mismo.

La utilización de lingote bruto pequeño, a falta de material laminado, no se considera en este caso.

Para la consideración de los precios de costo, no se menciona la valoración de los costos de carga del semiproducto y del abono por chatarra, puesto que los costos de obtención del semiproducto y el precio de la chatarra pueden ser muy distintos. El rendimiento se calcula sólo en porcentajes.

Como consideración ulterior, se menciona el costo de explotación por tonelada de producto terminado. Como los costos de salarios, energía, materiales, etc., pueden ser muy distintos en cada país, los costos por tonelada de producto terminado se dan solamente en horas, unidades físicas, cantidades, etc., del siguiente modo:

a) horas de salario por tonelada de producto terminado, número de trabajadores —incluido el personal de vigilancia— por turno: se calculan tres turnos de 8 horas de jornada por día y hombre, con 40 horas por semana y hombre; se tiene en cuenta una productividad por hombre correspondiente a los ejemplos que se dan y no a la productividad que corresponde a los países en que la industria del hierro no está desarrollada aún; en la consideración de la influencia de la explotación parcial de las instalaciones caras sobre los costos de producción, el factor de menor productividad del trabajador significa una producción menor; los permisos y enfermedades no se cuentan en el número de trabajadores por turno; los costos que hay que

Cuadro I
GASTOS DE INVERSIÓN

	Ia		Ib		II		III		IVa		IVb		Va		Vb		Vd-2		Vd-4	
	Laminador de perfiles pequeños y alambón (1957)		Laminador de perfiles pequeños y alambón (1951)		Laminador combinado de perfiles pequeños bandas y alambón (1952)		Laminador de perfiles medianos (1957)		Laminador continuo de bandas de platinas de tubos (1954)		Laminador continuo de bandas (1955)		Laminador continuo de alambón (1955)		Laminador continuo de alambón (1953)		Laminador continuo de alambón			
	1000 \$	%	1000 \$	%	1000 \$	%	1000 \$	%	1000 \$	%	1000 \$	%	1000 \$	%	1000 \$	%	1000 \$	%	de 2 líneas (1955)	de 4 líneas (1958)
a) Naves de talleres	571	14,0	500	8,7	473	6,8	2.786	9,9	982	8,4	833	8,5	1.095	11,3	1.300	10,6	1.050	13,0	1.380	11,4
Área edificada m ²	6.200		9.500		9.000		43.000		19.000		8.500		15.000		16.000		13.000		17.000	
b) Instalación de los edificios y laminadores	114	2,8	70	1,2	75	1,1	240	0,9	190	1,6	167	1,7	198	2,0	75	0,6	70	0,9	90	0,8
c) Grúas	240	5,9	103	1,8	120	1,7	1.119	4,0	285	2,4	357	3,7	240	2,5	285	2,3	333	4,1	333	2,8
d) Hornos	120	2,9	162	2,9	250	3,6	1.190	4,2	760	6,5	405	4,1	429	4,4	723	5,9	667	8,3	667	5,6
e) Oficinas e instalaciones sanitarias	36	0,9	10	0,2	30	0,4	47	0,2	100	0,9	47	0,5	47	0,5	18	0,1	18	0,2	18	0,1
f) Equipo eléctrico de los laminadores	214	5,3	700	12,2	1.000	14,5	2.738	9,7	2.300	19,8	1.667	17,2	1.142	11,8	2.250	18,4	1.500	18,6	2.738	22,7
PS	2.900		8.800		7.000		30.000		18.000		15.000		13.000		23.000		14.000		21.500	
g) Taller de cilindros	85	2,1	125	2,2	130	1,9	595	2,1	390	3,4	310	3,2	285	3,0	229	1,0	78	1,0	101	0,8
h) Equipo mecánico de los laminadores	1.381	33,9	2.250	39,3	2.730	39,5	9.952	35,4	3.200	27,6	3.096	31,9	3.048	31,5	3.940	32,3	2.118	26,2	3.375	28,0
t	1.300		2.200		3.000		12.000		3.800		2.700		2.500		2.600		1.900		3.000	
i) Excavaciones y fundaciones	429	10,5	720	12,6	740	10,7	2.857	10,2	1.300	11,1	714	7,3	1.142	11,8	1.040	8,5	700	8,7	1.043	8,7
j) Piezas de recambio	214	5,2	150	2,6	220	3,2	1.905	6,8	270	2,3	571	5,9	500	5,2	390	3,2	214	2,6	357	3,0
k) Gastos de transporte: US-\$35 por tonelada	143	3,5	190	3,3	245	3,5	1.024	3,6	350	3,0	285	3,0	305	3,2	385	3,2	274	3,4	370	3,1
l) Gastos generales, etc. y gastos imprevistos, 15 por ciento de a)-k)	531	13,0	747	13,0	902	13,0	3.643	13,0	1.519	13,0	1.262	13,0	1.238	13,0	1.595	13,0	1.053	13,0	1.571	13,0
	4.078	100	5.727	100	6.915	100	28.096	100	11.646	100	9.714	100	9.669	100	12.230	100	8.075	100	12.043	100

Cuadro 2
DATOS REFERENTES A LOS GASTOS DE TRANSFORMACION

	Ia	Ib	II	III	IVa	IVb	Va	Vb	Vc	Vd-2	Vd-4
	Laminador de perfiles pequeños y alambón (1957)	Laminador de perfiles pequeños y alambón (1951)	Laminador combinado de perfiles pequeños, bandas y alambón (1952)	Laminador de perfiles medios (1957)	Laminador continuo de bandas y platinas (1954)	Laminador continuo de bandas (1955)	Laminador continuo de alambón (1955)	Laminador continuo de alambón (1953)	Viejo laminador de alambón (1913)	Laminador continuo de alambón de 2 líneas (1955)	Laminador continuo de alambón de 4 líneas (1958)
Producción anual tonelada	50.000	60.000 bis 70.000	130.000	450.000	350.000	350.000	140.000	300.000	180.000	180.000	360.000
Gastos de inversión 1.000 US-\$	4,078	5,727	6,915	28,096	11,646	9,714	9,669	12,230		8,075	12,043
Gastos de inversión por ton de producción anual	81,6	88,0	53,2	62,3	33,3	30,5	69,0	40,8		44,9	33,5
9% de intereses y amortización por t de producción anual	7,35	7,92	4,79	5,62	3,00	2,75	6,20	3,67		4,04	3,01
Datos referentes a los gastos de funcionamiento:											
a) Producción neta en porcentos	92	92	92	92 bis 93	94	94	95	95,5	94,4	95	95
b) Número de trabajadores por turno	35	35	34		42	42	60	60	64	54	69
Horas-hombre de trabajo/ton	5,05	3,86	2,0		0,93	0,93	3,1	1,44	2,56	2,16	1,46
c) kcal/ton	650	650	550		500	500	400	280	425	350	330
d) KWH/ton	110	110	110		95	95	135	100	112	105	100
e) Agua m ³ /ton	24	24	24		30	30	20	20	35	20	20
f) Grasa kg/ton	0,05	0,05	0,05		0,1	0,1	0,040	0,040	0,025	0,027	0,015
Aceite l/ton	0,1	0,1	0,1		0,1	0,1	0,050	0,040	0,060	0,020	0,01
g) Consumo de cilindros kg/ton	1,250	1,250	1,250		1,600	1,600	0,600	0,604	0,574	0,600	0,600
Reparaciones y conservación US-\$/ton	2,00	2,00	1,50		1,00	1,00	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50
Costos de laminación incluyendo los de inversión US-\$/ton	14,00	13,98	9,35		6,69	6,44	11,47	7,33		8,12	6,70

agregar por este concepto y otras cargas sociales deben tenerse en cuenta;

- b) kilo-calorías por tonelada de producto terminado;
- c) kilovatios-hora por tonelada de producto terminado;
- d) consumo de agua por tonelada de producto terminado;
- e) lubricantes por tonelada de producto terminado;
- f) consumo de rodillos por tonelada de producto terminado.

Los costos por tonelada se indican para la comparación, en los cuadros 1 y 2.

3. COMENTARIOS SOBRE ALGUNOS FACTORES DEL PRECIO DE COSTO

a) Costos de laminación de varilla arrollada a diferentes diámetros

El cuadro 2, Caso Vb, indica los costos de inversiones y de funcionamiento de un laminador continuo de varilla o alambón para una producción de 300.000 ton anuales, de diámetros 5,5 a 12,0 mm.

Los costos de laminación por tonelada dependen del diámetro, pero las prácticas tipo de contabilidad de costos muestran solamente el promedio incluyendo todos los diámetros. Hay que considerar, sin embargo, que cuando un laminador está produciendo todos los diámetros, es esencial conocer los costos aislados de cada tamaño. Incluso cuando el laminador tiene asignada una selección de diámetros es todavía importante esto si se ha de obtener el máximo beneficio de la operación.

Se dará un ejemplo de un método simple de cálculo en que todos los costos se dan en marcos alemanes (DM) ya que se refieren a un caso de un laminador alemán.

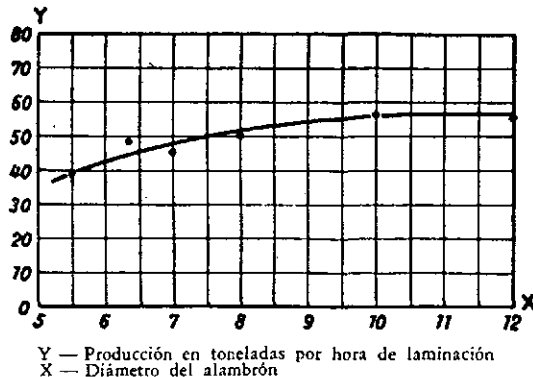
Un alto porcentaje de costos de laminación es directamente proporcional al tiempo de laminación lo que significa que estos no se relacionan con el diámetro; estos factores son: salarios, inspección, suministros auxiliares, agua de refrigeración, conservación y reparaciones, administración del taller, servicios de fábrica y laminación.

Los costos proporcionales al tiempo pueden calcularse cuando se conoce la producción por hora en relación con los diámetros. La figura I muestra la producción horaria para diámetros de 5,5 a 12 mm que pasa de 39 ton/hora para el primero a 57 ton/hora para el segundo. Los costos de laminación por hora, con exclusión de combustible

Figura I

LAMINADOR CONTINUO DE ALAMBRÓN: PRODUCCIÓN EN FUNCIÓN DEL DIÁMETRO DEL ALAMBRÓN

(Escala natural)



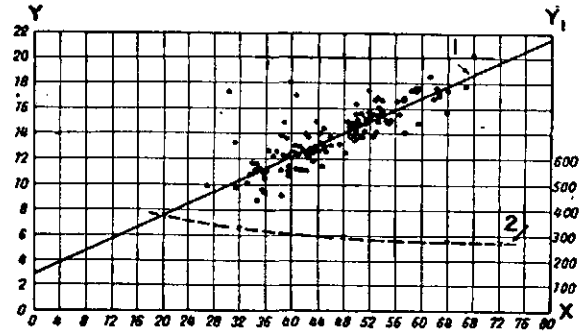
y energía son de DM. 1000 cualquiera que sea el diámetro, lo que para la varilla de 5,5 da $\frac{1000}{39} = \text{DM } 25,64$. Los

costos de otros diámetros se calculan del mismo modo agregando en todos los casos los costos del combustible y la energía.

Figura II

LAMINADOR DE ALAMBRÓN: COSUMO DE CALOR PARA EL RECALENTAMIENTO EN FUNCIÓN DE LA PRODUCCIÓN

(Escala natural)



- Y — Consumo de calor 10^6 kilocalorías por hora de laminación
- Y_1 — Consumo de calor 10^3 kilocalorías por tonelada de carga en el horno
- X — Producción del laminador, toneladas por horas de laminación
- 1 — 10^6 kilocalorías por horas de laminación
- 2 — 10^3 kilocalorías por tonelada de carga en el horno

La línea interrumpida de la figura II indica el consumo térmico por tonelada de material entrado en el horno. Como el rendimiento del laminador es de 95,4 el consumo térmico tiene que dividirse por 0,954 para obtener el consumo por tonelada laminada y multiplicarlo por el costo del gas de alto horno para obtener el costo de combustible por tonelada de varilla o alambre bruto.

Los costos de energía por tonelada se pueden obtener de la figura III. Las curvas registran el consumo de energía por tonelada de alambre de diferentes diámetros en relación con la producción horaria. La variación en producción horaria (el promedio está indicado por las flechas) se debe a las diferentes calidades laminadas; por ejemplo la varilla estructural común puede laminarse a mayor velocidad que el acero de alta calidad con tolerancias estrechas de dimensión. Los costos de energía se obtienen multiplicando el consumo por el precio y se muestran en la escala, a la derecha.

Los costos totales de laminación se calculan entonces sumando:

- Costos de laminación sin gas ni energía
- Costos del gas y
- Costo de la energía.

La figura IV muestra que estos costos decrecen de DM 35 por tonelada para el alambre de 5,5 mm a DM 25 para el alambre o varilla de 12 mm.

Los costos de capital que tienen que agregarse son proporcionales al tiempo de laminación: pueden reducirse por lo tanto a costos por tonelada. Puede verse por la figura IVa que estos decrecen de DM 75 por tonelada, para 5,5 mm de diámetro de DM 50 por tonelada, para 12 mm. Estas cifras están influidas por el tamaño de las tiradas de cada diámetro.

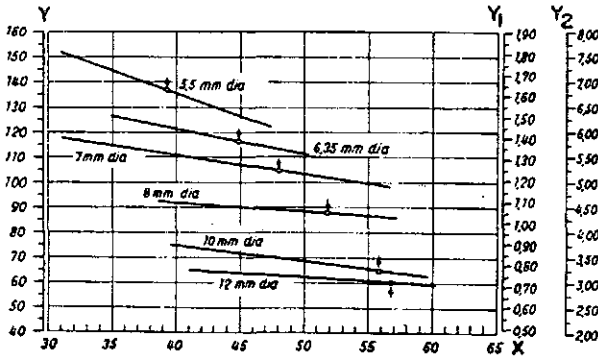
Hay que mencionar que el costo mínimo puede no ser el

Figura III

LAMINADOR CONTINUO: CONSUMO DE ENERGÍA Y COSTO EN FUNCIÓN DE LA PRODUCCIÓN

(Escala natural)

Porcentaje en peso de la producción	19,6	13,1	17,5	20,0	20,6	9,2
Para un diámetro de alambón de	5,5	6,35	7	8	10	12

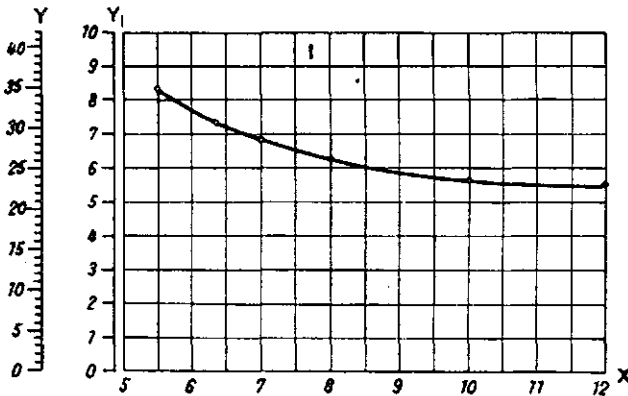


Y — Consumo de energía V por hora
 Y₁ — Costo de energía Dólares/ton
 Y₂ — Costo de energía Marcos/ton
 X — Toneladas de producción por hora de producción

Figura IV

LAMINADOR CONTINUO: COSTO DE LAMINACIÓN EN FUNCIÓN DEL DIÁMETRO DEL ALAMBRÓN

(Escala natural)



Y — Costo de laminación Marcos/ton
 Y₁ — Costo de laminación Dólares/ton
 X — Diámetro del alambón en mm
 1 — Dos turnos por día

criterio único sobre el funcionamiento económico del laminador. Como la capacidad varía con el tamaño del alambre o varilla, puede ser que la mayor capacidad en el caso de varilla gruesa pueda compensar los menores beneficios en los diámetros pequeños.

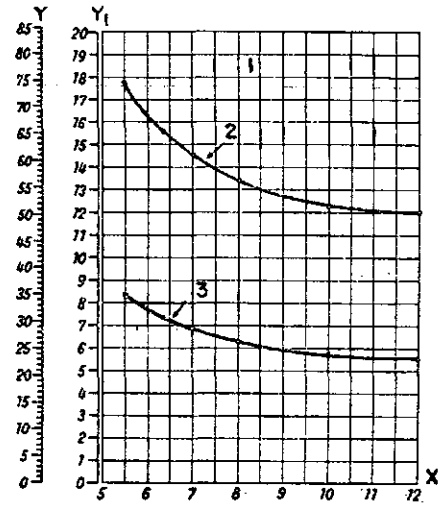
b) Consumo térmico del horno de recalentar

En el cuadro 2, caso Vb, rubro c, el bajo consumo térmico del horno de recalentar merece explicación. La cifra

Figura IV-A

LAMINADOR CONTINUO DE ALAMBRÓN: COSTO DE LAMINACIÓN EN FUNCIÓN DEL DIÁMETRO DEL ALAMBRÓN

(Escala natural)



Y — Costo de laminación Marcos/ton
 Y₁ — Costo de laminación Dólares/ton
 X — Diámetro en mm del alambón
 1 — Dos turnos por hora
 2 — Con costos de capital: Depreciación e interés 15%
 3 — Sin costo de capital

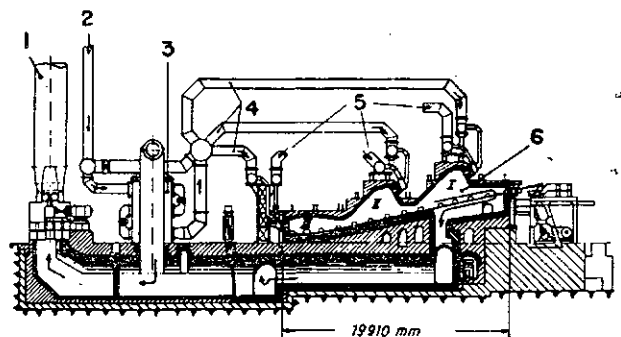
de 280 kcal por tonelada constituye en efecto una marca mundial.

El horno se muestra en esquema en la figura V. Se calienta exclusivamente con gas de alto horno de 950 a 1000 kcal por Nm³, se carga con palanquilla de 50 a 70 mm en cuadrado y unos 10 m de longitud. Está dispuesto para una entrada máxima de 100 ton por hora de palanquillas cuadradas de 60 mm.

El aire y el gas de alto horno se recalientan en cuatro recuperadores, dos para el aire y dos para el gas, con una superficie de 1800 metros cuadrados. Los tubos son de

Figura V

HORNO DE RECALENTAR PARA LAMINADOR DE ALAMBRÓN



1 — Chimenea
 2 — Gas de alto horno
 3 — Recuperador para el gas
 4 — Gas
 5 — Aire
 6 — Zona de calentamiento

acero resistente a la corrosión a alta temperatura, cuyas calidades se han ajustado a las varias condiciones de temperatura. Los recuperadores trabajan en paralelo y cada uno se compone de tres líneas de tubos horizontales; la rigidez se asegura por un dispositivo especial que evita también la tensión causada por la expansión diferente térmica de los tubos.

El aire y gas precalentados se distribuyen en tres zonas de calentamiento cada una, con 9 quemadores. El hogar tiene 17 metros de largo desde la abertura de la línea central de carga a la de descarga; no tiene refrigeración de agua.

Los gases de calentamiento vuelven en el extremo de carga del horno y circulan por bajo de las palanquillas unos 6 metros, calentándolas de este modo por dos lados en la primera parte del horno. Los gases residuales salen del horno por un conducto por bajo del horno, separándose en otros dos conductos, uno de los cuales calienta el aire y otro el gas de los recuperadores. Después de pasar por los recuperadores se unen en un conducto común de donde se extraen por medio de un ventilador axial de alto rendimiento.

El horno se regula automáticamente por la temperatura de la palanquilla, la cual se mide por un pirómetro de radiación total, con lo que se regula a su vez el aporte de calor.

El resultado térmico del funcionamiento de cinco meses se muestra en la figura II. La carga máxima fue de 65 toneladas por hora pues los consumidores no manipularían los rollos que resultarían de palanquillas más pesadas. La línea interrumpida indica sólo un aumento ligero en el consumo de calor por tonelada de carga con la menor producción del laminador; la cifra es de menos de 300×10^3 kcal por tonelada para una carga de más de 40 ton/hora. Estas cifras corresponden a dos turnos de trabajo por día e incluyen el calor utilizado para conservar la temperatura del horno durante el tercer turno.

Hasta ahora sólo se han utilizado dos de las zonas de calentamiento puesto que esto era suficiente para calentar hasta 65 toneladas por hora. El consumo de calor aumentará ligeramente cuando se utilice la tercera zona a fin de aumentar la producción.

Los favorables resultados se deben a lo siguiente:

i) El horno dispone de una superficie de hogar amplia y eficaz de $10 \times 17 = 170$ m². Para la máxima producción de 65 toneladas por hora de hoy, el calentamiento significa 382 kg por m², por hora. Teniendo en cuenta el calentamiento por debajo en una superficie de 60 m², el calentamiento relativo que se logra es de 282 kg por m² y por hora. Los gases de calentamiento transmiten, por esto, una alta proporción de su calor dentro del propio horno. Al laminar varilla de 6 mm de diámetro a 43 toneladas por

hora, la temperatura desciende a 500 ó 600° C, al salir del horno.

ii) Las entradas de aire y con ellas, el enfriamiento indeseable de los gases de calentamiento y de los residuales, se limita cuidadosamente al mínimo, por medio de una regulación automática de la presión en el horno, un cierre hermético del conducto de gases residuales y un diseño apropiado de los recuperadores. Las entradas de aire se comprueban por el CO₂ con el aparato correspondiente de medida y registro; el 21 por ciento del contenido de CO₂ de los gases residuales, después de los recuperadores, prueba el éxito de estos métodos, lo que significa el gradiente más alto posible para la transmisión del calor.

iii) Los recuperadores se diseñaron con una superficie amplia de calentamiento a fin de economizar combustible y lograr una alta capacidad del horno. Los gases residuales transmiten su calor en los recuperadores hasta la baja temperatura de la chimenea de 120°C para 40 toneladas por hora y a 160°C para 66 toneladas por hora, logrando de este modo las temperaturas más altas posible de precalentamiento del gas de alto horno y del aire.

iv) La regulación automática del aporte de calor es desde luego pre-requisito esencial para un consumo térmico bajo.

El rendimiento térmico del horno esto es la relación entre el calor en la palanquilla a la temperatura de descarga de 1200°C en la entrada de calor para el recalentamiento, es del 66,5 por ciento para una producción de 40 toneladas por hora y de 73,4 por ciento para 66 toneladas por hora. Estas cifras tienen en cuenta las pérdidas por oxidación del hierro de 0,66 por ciento.

El horno, incluyendo los recuperadores, ha trabajado satisfactoriamente desde comienzos de 1953; los gastos de conservación parecen ser bajos debido a los esfuerzos reducidos, como consecuencia de la superficie amplia del hogar y la superficie grande de calentamiento de los recuperadores. El costo del horno fue de 723.000 dólares.

La selección del horno más económico depende naturalmente de las condiciones locales. La inversión de capital puede reducirse a expensas de un mayor costo de funcionamiento de combustible y conservación o alternativamente se puede hacer una gran inversión con la consiguiente economía en aquellos aspectos. Las condiciones locales gobiernan de nuevo esta selección; en algunos lugares el capital es escaso, mientras que en Alemania los costos crecientes del combustible, comparados con los costos más estables de los bienes de capital, conducen a inversiones mayores de estos últimos a fin de economizar combustible.

Finalmente debe mencionarse que hay que tener siempre en cuenta futuras ampliaciones; el horno descrito prueba que un horno grande puede dar resultados económicos con baja producción.

La sustitución de las plazas de colada, de los hornos de foso y de los laminadores tradicionales por la colada continua*

por J. SAVAGE y J. S. MORTON

I. INTRODUCCIÓN

La finalidad de eliminar las plazas de colada, los hornos de foso y los laminadores primarios tradicionales, obteniendo a la vez mayores rendimientos de acero y calidad

más uniforme, ha sido objeto de larga investigación. Durante los últimos diez años, ha sido considerable el progreso científico, técnico y mecánico logrado en el campo

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L. AIII-6.

de la colada continua del acero. El éxito del procedimiento ha quedado demostrado en muchas instalaciones de América del Norte, Europa, el Reino Unido y la Unión Soviética. Cargas de cuchara de 1 a 40 toneladas, que comprenden un amplio sector de aceros, desde los bajos en carbono hasta los de ley alta, tanto en planchones como en secciones redondas y cuadradas, se cuelean hoy por el procedimiento continuo en trabajo de simple rutina. El resultado de esta experiencia es, que las posibilidades prácticas y las limitaciones actuales del procedimiento se conocen ahora mejor que hace unos cinco años. El sector más importante en el desarrollo de la colada continua quizás sea el que corresponde a la transformación de fábricas de acero que, siendo pequeñas, puedan ser económicas. Eliminando el laminador primario de alto costo —que usualmente es la partida aislada más importante en la inversión de capital de una acería y que con frecuencia determina en último término el tipo y la capacidad de producción—, la colada continua ofrece, a poco costo, la posibilidad de mantener el rendimiento con una considerable versatilidad en la capacidad de producción y en la localización geográfica. Como aplicación complementaria, pero posiblemente de la misma importancia, puede utilizarse el sistema en aquellas fábricas en las que la capacidad de fundición o de terminación excede a la de laminación de desbaste y a la de obtención de planchones o en aquellas otras en que se desea ampliar la producción de un taller por encima de la capacidad de un laminador primario existente. Es posible que ocurra esto, con significación particular, en una industria de acero de rápido crecimiento. La colada continua se puede utilizar, por lo tanto, lo mismo para reemplazar un laminador primario que para complementarlo.

La colada continua es, en esencia, un método intermitente y no una operación realmente continua. Sólo es con-

tinua en el sentido de que cada calda del horno de acero se cuele en una operación. En la actualidad la colada de cada calda de acero debe completarse en una hora o en menos. Es evidente, por esto, que la utilización completa de la colada continua será más fácil en un taller en que el acero se obtenga por caldas relativamente pequeñas en intervalos bastante cortos. Un taller de producción de acero de convertidor entra inmediatamente en esta categoría. Los grandes hornos de solera, que se sangran por intervalos de 8 a 12 horas, no se pueden utilizar hoy satisfactoriamente para la colada continua si no es por excepción y en circunstancias especiales.

La Junta de Expertos de la Industria Siderúrgica de América Latina celebrada en Bogotá en 1952 puso de manifiesto la importancia de la producción de acero de convertidor en América del Sur. El principal objeto de este informe es considerar la combinación de la colada continua con la práctica de la producción de acero de convertidor y de horno de arco, para los tonelajes anuales relativamente pequeños que se han propuesto. Se hace también el cálculo de los costos de capital y de funcionamiento, e igualmente se estudia el modo de realizar futuras ampliaciones de talleres de esta clase. El margen de aplicación de la colada continua se puede establecer ya con certeza y las conclusiones se basan en la experiencia práctica y en los resultados de los últimos diez años. En todo el texto se utiliza como unidad la tonelada, y los valores monetarios se dan en dólares de los Estados Unidos, convirtiendo la libra esterlina al tipo de cambio de 2,8 dólares.

2. RESUMEN DE LA TEORÍA Y PRÁCTICA ACTUALES

Hasta muy recientemente no se habían publicado trabajos relativos a la teoría de la colada continua del acero. Sin

Cuadro 1

DETALLES PRINCIPALES DE LAS INSTALACIONES-TIPO PARA LA COLADA CONTINUA DE ACERO

	A	B	C	D	E	F
1. Sistema	Junghans-Mannesmann	Böhler	Unieux	B.I.S.R.A.	Rossi-Junghans	Babcock & Wilcox
2. Firma	Mannesmann	Böhler	C.A.F.L.	Wm. Jessops & Sons.	Atlas Steel Ltd.	Babcock & Wilcox Co.
3. Situación	Huckingen, Alemania	Kapfenberg, Austria	Unieux, Francia	Sheffield, Inglaterra	Welland, Ont. Canada	Beaver Falls, Estados Unidos
4. Iniciación de operac.	1950 Reconstruída 1954	1952	1953	1954	1954	1947 Reconstruída 1950
5. Capacidad de cuchara	20 y 40 toneladas.	7 toneladas	1½ toneladas	2 toneladas	35 toneladas	5 toneladas
6. Número de líneas	4	2	1 ó 2	2	1	1
7. Secciones:						
a) Redondas	260-380 mm	100-150 mm	3"	3"-4"	—	—
b) Cuadradas	Hasta 330 mm	" "	—	2½"-4"	4¼"	6"-7"
c) Planchones	—	450-110 mm	14" X 2"	—	2½" X 17" —6¾" X 24"	15" X 5" 30" X 3"
d) Otros	—	—	Oval 2½" X 3" 3" X 4"	—	—	—
8. Durac. vaciado de cuchara	30 minutos	30 minutos	40-50 minutos	15-30 minutos	40-60 minutos	15 minutos
9. Tipos de acero:						
a) Dulce					x	x
b) Semiduro	Acero de tubería	x			x	x
c) Aleaciones estructurales		x	x			x
d) Inoxidables		x	x	x	x	x
e) Aceros rápidos y aleaciones complejas			x	x	x	

embargo, se han resuelto ya muchos problemas, bien en el laboratorio, bien en instalaciones de ensayo en pequeña escala. Se ha estudiado, por ejemplo, el ritmo de solidificación del acero y la transferencia de calor en las lingoteras de colada continua, el problema del agrietamiento superficial de los lingotes, la verificación de la fricción entre el lingote y la lingotera, la teoría del enfriamiento por agua de la lingotera y las diferencias básicas entre los diversos procedimientos propuestos. (1, 2, 3, 4, 5, 6.)

Desde 1945 se ha despertado un gran interés en muchos países por el sistema de colada continua y existe ya un número considerable de aplicaciones con pleno éxito. Se conocen diez instalaciones que funcionan por este procedimiento en Europa y en América del Norte y existen otras en construcción. Se cree que también hay ya varias instalaciones funcionando en la Unión Soviética y que se están considerando planes en muy grande escala para extender la utilización del sistema. Los detalles principales de un cierto número de instalaciones se indican en el cuadro 1.

El sistema de Junghans para el acero se ha desarrollado a base de su trabajo anterior relativo a la colada continua de los metales no ferrosos, patentado en 1933. Hay dos instalaciones que funcionan en escala comercial, en Huckingen, Alemania, y Denain, Francia. Un rasgo distintivo del sistema es el movimiento alternado o de vaivén de la lingotera. En los comienzos de la adaptación del sistema a la colada del acero, la lingotera se movía hacia abajo en una corta distancia, a la misma velocidad que el lingote, y después volvía a su posición primitiva en la parte superior, a velocidad unas tres veces mayor que la descendente. Este movimiento alternado da como resultado el que no haya movimiento relativo entre el lingote y la lingotera en unas tres cuartas partes del ciclo de colada; así, cualquier grieta superficial de la pared del lingote, causada durante el corto período del movimiento relativo, tiene tiempo de soldar durante el recorrido mucho más largo, en que el lingote y la lingotera se mueven solidariamente. En un estado ulterior de desarrollo del sistema esta forma de movimiento alternado se ha modificado de tal modo que tanto la carrera ascendente como la descendente tienen la misma velocidad.

El sistema Böhler, desarrollado en Kapfenberg, Austria, emplea una lingotera fija de montaje con flexibilidad lateral para permitir la distorsión del lingote. Se presta atención particular a la introducción de una película continua de aceite contra la pared del lingote sobre el nivel del metal líquido. Una segunda instalación de producción en escala comercial funciona en la actualidad en Breitenfeld, Austria.

En Francia, la Compagnie des Ateliers et Forges de la Loire (C. A. F. L.), antes Jacob Holtzer Company, ha desarrollado con pleno éxito otro sistema. La instalación está en Nieux y se utiliza para la producción de aceros especiales y aceros rápidos. Se emplea una lingotera vibrátil; la calidad y la superficie del producto son excelentes. Una segunda instalación de más reducida importancia es la que existe desde hace poco en Imphy, Francia.

En 1947 se efectuó por la British Iron & Steel Research Association de Londres una detallada investigación sobre los problemas de la colada continua. El sistema que resultó, esto es, el B. I. S. R. A., cuyo rasgo principal es eliminar el efecto destructivo de la fricción de la lingotera por medio de un montaje antagónico, se adoptó en 1953 por un consorcio de 11 compañías británicas productoras de acero, para las cuales se construyó una instalación especial en la fábrica de William Jessops Ltd. en Sheffield. Además de

la producción experimental de la instalación de Jessops, se ha construido una gran instalación de investigación en los laboratorios de la B. I. S. R. A. de Sheffield para establecer nuevos métodos técnicos; en ella se aplica el sistema a una gran variedad de clases de acero, que se cuefan en secciones cuadradas y en planchones.

El sistema Rossi-Junghans se desarrolló originalmente en los Estados Unidos, a partir del proceso alemán de Junghans, y se basa también en el empleo de una lingotera de movimiento alternado. Ofrece divergencias en la práctica con el sistema desarrollado en Europa. Todas las instalaciones Rossi-Junghans han sido construidas en unidades de una línea y, en consecuencia, las velocidades de colada son relativamente altas. Además de la Atlas del Canadá, se han instalado otras fábricas de producción en escala comercial en Sumitomo Japón, Alleward, Francia, y Nyby Bruk, Suecia.

La Babcock and Wilcox en Beaver Falls, Estados Unidos, en unión de la Republic Steel Corporation, ha desarrollado un método que se puso en práctica por primera vez en 1947. La instalación de ensayo es una unidad de una sola línea, alimentada por un horno de arco de 5 toneladas, montado en la parte superior de una torre de colada. El método, que puede considerarse como inverso del de Junghans, emplea una lingotera fija de pared delgada, en la cual el nivel del metal líquido varía en forma cíclica por la operación intermitente de los rodillos de retirada.

3. TIEMPO DE COLADA QUE SE OBTIENE

La necesidad práctica de colar el contenido de la cuchara en menos de una hora hace de la duración de la colada una cuestión importantísima para que la operación se pueda efectuar sin dificultad en una colada continua. Es, naturalmente, de considerable importancia el que la duración de colada que se recomiende asegure la calidad del acero semiterminado, de modo que aquella resulte la adecuada para responder a las características del producto final.

Puede mostrarse que

$$R = 0,045 n A v \dots\dots\dots [I]$$

en que R es la velocidad de colada en toneladas por hora, n el número de líneas de colada por instalación, A el área transversal del lingote en centímetros cuadrados y v la velocidad de deslingotado en metros/minuto. En consecuencia, el tiempo t , en minutos necesarios para colar una carga de acero de T toneladas es:

$$t = \frac{4000 T}{3n A v} \dots\dots\dots [II]$$

Considerando que hay que colar seis secciones transversales, incluyendo cuadrados y planchones, a partir de cargas de cuchara que van de 5 a 40 toneladas, los valores t que se indican en el cuadro 2, se deducen de la fórmula [II] para instalaciones de una línea y de líneas múltiples.

Del cuadro 2 resulta evidente que pueden colarse cargas de convertidor de hasta 20 toneladas por el sistema continuo, en instalaciones de dos o cuatro líneas para secciones cuadradas de hasta 8 centímetros de límite inferior, en menos de una hora. Por otra parte dentro de este límite de tiempo solamente se pueden colar cargas de 40 toneladas procedentes de pequeños hornos de solera, en instalaciones de 4 líneas y en secciones relativamente grandes, por encima de 12,5 centímetros, o bien en plancho-

Cuadro 2

TIEMPOS DE COLADA DE LOS CUADRADOS Y PLANCHOS PARA UNA SERIE DE TONELAJES DE ACERO

Sección (en cm)	Velocidad de colada (mts/ minuto)	Número de líneas	Dura- ción de colada (10n/ hora)	Tiempo de colada t (minutos), para las toneladas que se indican					
				5	10	15	20	30	40
8 X 8	3,0	1	8,6	34 ^a	68	—	—	—	—
		2	17,2	17	34	51	68	—	—
		4	34,4	—	17	26	34	52	—
10 X 10	2,0	1	8,8	33	66	—	—	—	—
		2	17,7	16	33	50	66	—	—
		4	35,4	—	16	25	33	50	66
12,5 X 12,5	1,4	1	9,9	31	62	—	—	—	—
		2	19,8	16	31	46	62	—	—
		4	39,5	—	16	23	31	46	62
20 X 7,5	2,0	1	13,4	22	44	66	—	—	—
		2	26,8	—	22	33	44	66	—
		4	53,6	—	—	17	22	33	44
40 X 7,5	1,0	1	13,4	22	44	66	—	—	—
		2	26,8	—	22	33	44	66	—
		4	53,6	—	—	17	22	33	44
60 X 10	0,65	1	17,2	18	36	54	—	—	—
		2	34,5	—	18	27	36	54	—
		4	69,0	—	—	—	13	27	36

^a Los tiempos de colada subrayados señalan casos prácticos relativos a la sección semiterminada correspondiente, carga del horno y tipo de instalación de colada.

nes. La adopción de los convertidores o de los hornos de arco como unidades productoras de acero conduce de este modo a la posibilidad de colar acero semiterminado con un margen más amplio de tamaños pequeños de lo que se puede obtener con el horno de solera.

4. COMBINACIÓN DE LA PRÁCTICA DEL CONVERTIDOR CON LA DE LA COLADA CONTINUA

Al considerar esta cuestión hay que tener en cuenta tres factores importantes. Los convertidores tienen que funcionar con coladas de hora en hora o de ciclo menor a fin de conservar el calor del revestimiento.

Se ha hecho ya destacar la importancia de colar la carga de la cuchara, en menos de una hora, en una operación corriente. La canal o vertedera por la cual fluye el acero desde la cuchara a las lingoteras de colada continua tienen que reemplazarse después de un tiempo que oscila entre cuarenta minutos y una hora. Se pueden variar, naturalmente, estos tiempos, pero se considera de suma importancia que las condiciones satisfactorias de funcionamiento obtenidas hasta ahora se tengan en cuenta en las realizaciones de la colada continua sobre una base real y amplia. Al considerar el tiempo disponible para la colada, hay que suponer que se necesitan por lo menos cinco minutos para reemplazar la canal después de cada una de las coladas.

Es evidente, por esto, que para un ciclo de colada del convertidor de 40 a 60 minutos, suponiendo una instalación de colada continua por convertidor, se puede aceptar un tiempo máximo de colada de 35 minutos por carga, a fin de dar una razonable variabilidad al ciclo de colada del convertidor.

5. MARGEN QUE SE CONSIDERA PARA LA PRODUCCIÓN DE ACEROS AL CARBONO

En los primeros seis casos considerados para producciones que oscilan entre 50.000 y 320.000 toneladas por año, se supone que el metal caliente procede de altos hornos o de hornos eléctricos de reducción. El acero se obtiene en convertidores y la chatarra circulante alcanza la cifra de un 18 por ciento de la producción del convertidor. En una acería que cuela lingotes ordinarios, la chatarra circulante sobrepasa la cifra anterior en el 5 por ciento. Las pérdidas por mazarotas en la colada continua son más reducidas que en la colada ordinaria, de modo que la cifra indicada para la chatarra circulante ha de esperarse que en la práctica sea la real. Además, se supone que un 10 por ciento como máximo, de la producción del convertidor será en algunos de los casos considerados la cantidad disponible de chatarra procedente del exterior. Con la práctica moderna del soplado de oxígeno en las acerías Thomas se puede utilizar en el convertidor hasta un 30 por ciento de chatarra. No es imposible por lo tanto, que por medio de la colada continua y en las regiones donde la chatarra sea escasa, llegue a ser innecesario todo horno auxiliar ya sea de solera o eléctrico. Por otra parte, conforme las industrias del acero se van extendiendo por estas regiones los suministros de chatarra tienden a aumentar. De ahí que se considere una buena política, en este momento, la de disponer las cosas para el consumo de chatarra en una proporción menor de 30 por ciento en el convertidor. Del tonelaje máximo de chatarra que se ha supuesto, esto es, del 18 al 28 por ciento de la producción del convertidor, se entiende que del 10 al 20 por ciento se lleva a los hornos eléctricos de arco, para obtener aceros al carbono de baja o alta aleación; el 8 por ciento restante se lleva al convertidor.

A fin de obtener el margen de producciones señalado, se supone que los convertidores de 5, 10 y 20 toneladas según el caso que se considere, deberán funcionar con una secuencia de colada de una hora y utilizarse en combinación con uno o dos hornos eléctricos. En todos los casos se supone una instalación de colada continua por convertidor y una unidad para uno de los hornos eléctricos o para los dos. El caso VII, basado por entero en acero de horno eléctrico, cae fuera del tipo general de los otros seis. C. F. Ramseyer (7) mostró en la Junta de Expertos de Bogotá que el costo de inversión para la producción de acero en una fábrica con producción nominal de 100.000 toneladas por año era el mínimo cuando la acería disponía de dos hornos de arco de 33 toneladas. Se suponía, desde luego, que se podía obtener hasta un 60 por ciento de chatarra del exterior. Teniendo en cuenta esta idea, se consideró útil calcular los costos de la adopción de la colada continua para esta clase de instalaciones.

El cuadro 3 muestra los siete casos indicados; en él se dan las dimensiones y el número de los hornos eléctricos así como el número y tipo de instalaciones de colada continua necesarias para obtener las secciones que se indican en el cuadro 1, dentro de las limitaciones de tiempo estudiadas. Para obtener una producción anual limitada, con economía en las dimensiones del horno y en su funcionamiento, se supone el trabajo en dos turnos para los casos I y IV. En los otros cinco casos se adopta el trabajo de tres relevos. Hasta el presente ningún taller ha adoptado el sistema de colada continua en la escala que se considera. Sin embargo, en cuanto a las producciones anuales sugeridas para las acerías nuevas o para las existentes en Amé-

Cuadro 3

INSTALACIONES DE FABRICACIÓN DE ACERO Y DE COLADA CONTINUA QUE SE PROPONEN*

Caso	Instalación de acería	Tamaño del horno y número	Turnos por día	Caldas por día	Producción nominal por año (toneladas)	Produc. total en "lingote" por año (ton)	Instalación colada continua	
							Producción de cuadrados	Producción de planchones
I	Convertidores	2-5t	2	30	45.000	50.000	3 1 línea	3 1 línea
	Hornos eléctricos	1-5t	2	4	5.000			
II	Convertidores	2-5t	3	48	72.000	80.000	3 1 línea	3 1 línea
	Hornos eléctricos	1-5t	3	6	8.000			
III	Convertidores	1-10t	3	24	72.000	90.000	2 2 líneas	2 2 líneas
	Hornos eléctricos	1-10t	3	6	18.000			
IV	Convertidores	2-10t	2	30	90.000	100.000	3 2 líneas	3 2 líneas
	Hornos eléctricos	1-10t	2	4	10.000			
V	Convertidores	2-10t	3	48	144.000	180.000	3 2 líneas	3 2 líneas
	Hornos eléctricos	2-10t	3	12	36.000			
VI	Convertidores	2-20t	3	48	288.000	320.000	3 4 líneas	3 4 líneas
	Hornos eléctricos	1-20t	3	6	32.000			
VII	Hornos eléctricos	2-30t	3	11	80.000	80.000	1 4 líneas	1 4 líneas

* Con las instalaciones que se proponen en el Cuadro 3 se pueden obtener en todos los casos planchones hasta el límite inferior de 20 x 7 cm y en los casos I a VI se pueden colar cuadrados de 8 cm. En el caso VII el cuadrado de 12,5 cm es la medida mínima que se puede considerar razonablemente.

rica Latina hay pocas razones para dudar de que las secciones semiterminadas no puedan ser coladas por el sistema continuo y en una forma satisfactoria dentro de los límites establecidos para las dimensiones del horno, los planes de colada y el número y tipo de las instalaciones.

6. PROPUESTA DE AMPLIACIÓN

a) De 50.000 a 80.000 toneladas al año

Se puede alcanzar fácilmente adoptando el trabajo en tres turnos para el caso I. La instalación de fundición y de colada necesarias siguen siendo las mismas.

b) De 100.000 a 150.000 toneladas al año

Este aumento puede obtenerse adoptando el trabajo de tres turnos para el caso IV, con el equipo original de fundición y de colada.

c) De 150.000 a 180.000 toneladas al año

El equipo de fundición y de colada propuesto para el caso IV, sobre la base de un trabajo en tres turnos, completado con un horno eléctrico adicional de 10 toneladas y empleando hasta 10 por ciento de chatarra exterior para la alimentación de los hornos eléctricos, conduce fácilmente a esta ampliación.

d) De 150.000 a 320.000 toneladas al año

Esta ampliación puede acelerarse en el caso IV mediante la instalación de dos convertidores de 20 toneladas y un

horno eléctrico de 15 toneladas, cargado al comienzo solamente, con 10 toneladas y trabajando en tres turnos. La instalación de colada se dispone para el funcionamiento con cuatro líneas, pero al principio se trabaja con sólo dos.

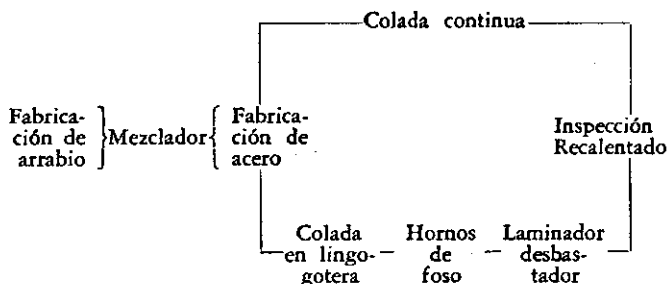
En ninguna de estas propuestas de ampliación se prescinde de la instalación original. En todos los casos, la producción anual se aumenta por la utilización más completa de la instalación que existe para la fundición del acero y para la colada continua. Solamente en el ejemplo 3 se necesita una instalación adicional para la fabricación de acero. Puesto que las instalaciones de fundición y de colada pueden considerarse como unidades de integración, la ampliación en todos los casos puede lograrse instalando unidades adicionales. Esta versatilidad está en contraste marcado con la práctica tradicional, pues en esta última la producción final se rige en definitiva por la capacidad del laminador primario.

7. ECONOMÍA DE LA COLADA CONTINUA

Se dispone ya de una apropiada experiencia que permite calcular los costos probables de inversión y funcionamiento de la colada continua. En todos los casos considerados se supone que el metal líquido se vierte del convertidor o del horno eléctrico en una cuchara ordinaria con cierre inferior, en la cual se transporta el metal a la instalación de colada continua. En cuanto a esta fase de la operación, no se estudia la economía del sistema puesto que ésta corresponde a la práctica ordinaria de la fabricación del hierro y del acero.

Por la misma razón, los costos de inversión y funcionamiento no van más allá de lo que corresponde a las sec-

ciones semiterminadas, brutas de colada, tal como se entregan al almacén. Esto hace posible una comparación directa de orden económico entre la práctica de la colada continua y la ortodoxa de la colada en lingotera seguida del deslingotado, los hornos de foso y el laminador de desbaste, puesto que la colada continua reemplaza las tres etapas, como se indica a continuación:



Debe señalarse que, en la práctica ordinaria, los costos del lingote incluyen trabajo y material correspondientes a la nave de colada. Estos costos tienen su contrapartida en el método de colada continua, que reemplaza todas las operaciones normalmente efectuadas en la nave de colada.

8. COSTOS DE INVERSIÓN

Con objeto de facilitar la comparación, los costos de inversión de la colada continua se han agrupado en lo posible en la forma que sugiere la CEPAL para el informe sobre laminadores desbastadores y de planchón y se indican en el cuadro 4.

Cuadro 4

COSTOS DE INVERSIÓN

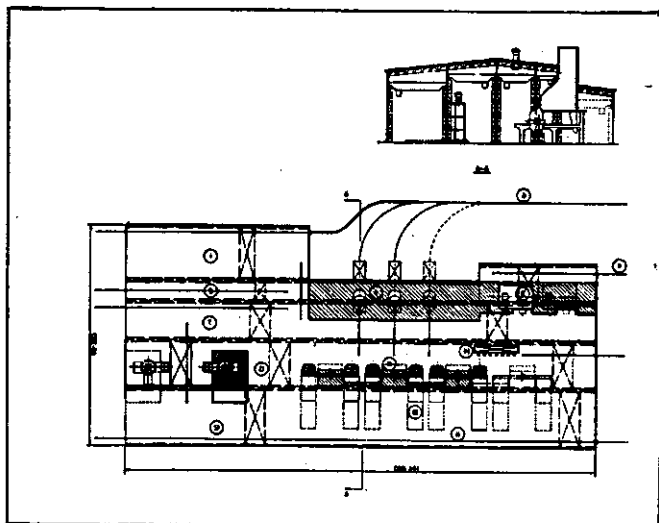
(Miles de dólares)

	Casos I y II	Caso III	Casos IV y V	Caso VI	Caso VII
	3 X 1 líneas	2 X 2 líneas	3 X 2 líneas	3 X 4 líneas	1 X 4 líneas
a) Servicios . . .	38	35	43	80	33
b) Oficinas y sanitarios . . .	5	5	7	10	5
c) Equipo eléctrico	55	57	86	128	46
d) Equipo mecánico y estructuras	505	590	885	1.340	455
e) Cimientos y excavaciones . .	24	21	32	47	16
f) Taller de conservación . . .	20	20	25	40	20
g) Repuestos	20	25	35	50	20
h) Transporte	13	12	17	25	10
i) Técnica e imprevistos (15 por ciento) .	100	115	170	260	90
j) Regalías	85	100	145	220	75
Total	865	980	1.445	2.200	770

En la figura I se muestra una propuesta de disposición para una instalación de colada continua. Este esquema puede emplearse para el caso IV —producción de 100.000 toneladas por año con dos turnos— o para el caso VI —producción de 320.000 toneladas con tres turnos— y puede lograrse agregando una instalación de fundición y de colada de una capacidad de 500.000 toneladas por año.

Figura I

DISPOSICIÓN DE UN TALLER DE FUNDICIÓN DE ACERO QUE SE COMPLEMENTA CON LA COLADA CONTINUA



- 1 — Taller de dolomita
- 2 — Nave de caliza
- 3 — Mezclador
- 4 — Vía de metal caliente
- 5 — Convertidores
- 6 — Vías de escoria
- 7 — Reparaciones de la cuchara
- 8 — Hornos de arco
- 9 — Instalaciones de colada continua
- 10 — Bancadas de enfriamiento
- 11 — Nave de almacenamiento de palanquilla
- 12 — Nave de chatarra
- 13 — Reparaciones de la bóveda del horno de arco

Las instalaciones de colada continua deben emplazarse en la nave de colada. El espacio ocupado es menor que el necesario para la colada por el procedimiento ordinario, pero esta reducción se compensa con el espacio que se necesita para el enfriamiento del lingote y para la estiba. Del mismo modo la capacidad adicional del puente-grúa en la nave de almacenamiento puede compensarse con el de la nave ordinaria de colada. La eliminación de las fosas de colada y de los carros de lingotera, plataformas y plazas de preparación de lingoteras y de limpieza, permite cierta simplificación en la disposición del taller de colada. La colocación del horno de arco en el mismo lugar de las instalaciones de colada permite que las naves de chatarra y de almacenaje estén en línea, con lo cual se facilita la circulación desde los laminadores y hacia los mismos.

La altura de la nave ordinaria de colada será en general, suficiente para acomodar la instalación de colada continua sin dificultad alguna. Se considera que la adopción de la colada continua no debe exigir, en definitiva, capital alguno de inversión en edificaciones y servicios de grúas

distinto del correspondiente a una nave ordinaria de colada. Por esta razón no se hace previsión alguna en los cálculos para edificaciones y grúas.

a) *Servicios*

Son los siguientes: i) *Agua* para el enfriamiento de lingotes y lingoteras. Bombas de circulación, un depósito y las conexiones con el sistema general de circulación, así como toda la tubería y los desagües dentro del área de la instalación; ii) *Gas*. Distribución en las instalaciones y conexión con la fuente de abastecimiento a los talleres; iii) *Electricidad*. Teniendo en cuenta la carga relativamente reducida que demandan las instalaciones de colada continua, no se hace previsión alguna para una subestación o para transformadores, por separado, pues se supone que la energía se obtendrá de la subestación del taller de fundición. Se formula la previsión necesaria para los cables, la distribución de energía y el alumbrado; iv) *Gases para el corte*. Se supone que el taller de fundición dispone de un suministro de oxígeno abundante y que se adquieren tubos de propano o acetileno. Se incluye la distribución; v) *Ventilación*. La extracción de los humos está prevista por estaciones especiales; vi) *Protección contra incendios*. Se incluye la previsión.

b) *Oficinas y sanitarios*

Se supone que la previsión para el taller de fundición será suficiente. Sin embargo, hay que prever lo necesario para el personal adicional y unas oficinas locales.

c) *Equipo eléctrico*

Se incluyen todos los motores, cuadros de instrumentos, etc.

d) *Equipo mecánico y estructuras*

Instalaciones completas de colada continua con estructura, escaleras, montacargas, placas de colada, lingoteras, rodillos de retirada, engrane de obturación, equipo de manipulación de lingotes y lechos de enfriamiento. Las dos partidas últimas importan más de un tercio de los costos de esta sección.

En la figura II se muestra una disposición-tipo para la instalación de dos líneas.

e) *Se incluyen las excavaciones y los cimientos*

f) *Taller de conservación*

Se incluye un pequeño taller de conservación y reparaciones locales junto con su herramental. Se supone que el principal trabajo para la conservación se efectuará en los talleres centrales.

g) *Repuestos*

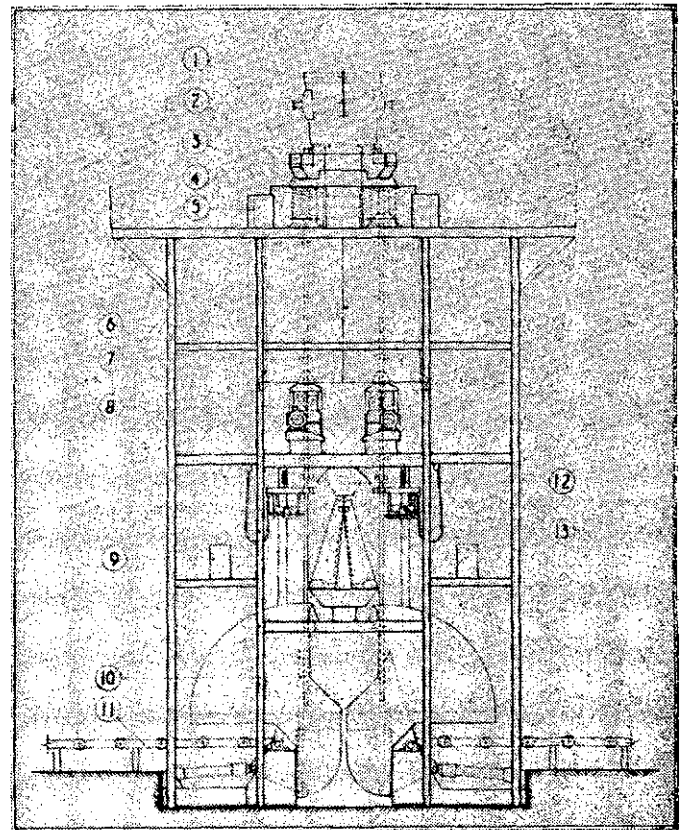
Hay que prever repuestos mecánicos y eléctricos. Como las instalaciones consisten normalmente en varias unidades similares, no se considera necesario aumentar la cifra usual de 5 por ciento que se recomienda para los laminadores.

h) *Costo de transporte*

Para la finalidad de este informe se supone que habrá de transportarse toda la instalación. No obstante, hay que

Figura II

INSTALACIÓN-TIPO DE COLADA CONTINUA DE DOS LÍNEAS



- 1 — Cuchara
- 2 — Placa de distribución
- 3 — Soporte de cuchara
- 4 — Lingotera
- 5 — Regulación de la colada
- 6 — Caja de riegos
- 7 — Rodillos-guía
- 8 — Rodillos de retirada
- 9 — Regulación de corte
- 10 — Engrane de basculación de la palanquilla
- 11 — Vía de retirada
- 12 — Extracción de humos
- 13 — Unidad de corte

esperar que el acero estructural para las torres de colada, etc., que es del 30 por ciento del peso total, habrá de encontrarse en la localidad.

i) *Administración, técnica, imprevistos, etc.*

Se prevé un 15 por ciento del costo de las instalaciones.

j) *Regalías*

Todos los sistemas de colada continua están protegidos por patentes y es corriente prever una cantidad, tanto por el derecho de uso como para disponer del asesoramiento. Puede consistir en una cantidad fija o en una regalía por tonelada. Para el cálculo se considera aquí una carga fija del 15 por ciento del costo de la planta. Se cita sólo como ejemplo, ya que todos los pagos de esta clase están sujetos a negociaciones con los interesados.

k) *Material fungible*

Aparte del suministro inicial de lingoteras, que se incluyen en la partida d), no se hace previsión alguna para el material fungible, tal como tubería, refractarios, grasas, etc., que se incluyen en los costos de funcionamiento.

9. COSTOS DE FUNCIONAMIENTO

a) *Rendimientos probables del acero semiterminado*

Al calcular el rendimiento del acero semiterminado con el sistema de colada continua se supone que un 1,1/2 por ciento del acero líquido se pierde en la cuchara y en los platos de distribución. A esto hay que añadir los desperdicios de cabezas y colas de cada línea, la longitud de los cuales se calcula de 0,5 a 0,8 metros por línea, según la sección transversal que se cuele. Un 5 por ciento suplementario se pierde por el corte al soplete. Sobre esta base se establece el cuadro 6, del que se deduce que los rendimientos en el caso de planchones grandes pueden llegar a más del 94 por ciento y aproximarse al 97 por ciento en el caso de cuadrados. (Véase también el cuadro 5.)

Cuadro 5

RESUMEN DE COSTOS DE INVERSIÓN

Caso	Producción (toneladas por año)	Costo total (dólares)	Costo por tonelada anual producida (dólares)
I	50.000	865.000	17,30
II	80.000	865.000	10,81
III	90.000	980.000	10,89
VI	100.000	1.445.000	14,45
V	180.000	1.445.000	8,02
VI	320.000	2.200.000	6,87
VII	80.000	770.000	9,62

Cuadro 6

RENDIMIENTOS PROBABLES EN ACERO SEMITERMINADO

Sección (cm)	1 línea		2 líneas		4 líneas	
	5t	10t	10t	20t	20t	30t
8 × 8	97	—	—	97	—	97
10 × 10	97	—	—	97	—	97
12,5 × 12,5	96	—	—	96	—	96
20 × 7,5	96	97	98	96	97	96
40 × 7,5	95	96	97	95	96	95
60 × 10	—	95	97	94	95	—

b) *Mano de obra para el funcionamiento de las instalaciones de colada continua*

Las exigencias respecto al particular se basan en la práctica norteamericana: jornada de 8 horas y semana de 40.

Se supone que son necesarios cuatro equipos de personal para tres turnos en funcionamiento completo. No se incluye aquí la mano de obra para el servicio de conservación, pero se considerará más adelante por separado. (Véanse los cuadros 7 y 8.)

Cuadro 7

MANO DE OBRA DE FUNCIONAMIENTO

(Personas por turno)

Tareas	Caso						
	I	II	III	IV	V	VI	VII
Instalación de colada:							
Jefatura							
Cuchara y plato distribuidor	15	15	14	21	21	30	10
Vigilancia							
Puesto de corte							
Tareas generales:							
Manipulación de lingotes							
Preparación de platos distribuidores	7	7	9	14	14	20	7
Plaza de estiba							
Total	22	22	23	35	35	50	17

Cuadro 8

COSTOS DE MANO DE OBRA RELATIVOS A LA INSTALACIÓN DE COLADA

Caso	Promedio de obreros por turno	Nómina de pago total por semana	Nómina de pago total por año	Promedio de hombres-hora por tonelada	Costo por tonelada de 1 hombre-hora a 0,5 dólares
I	22	59	17.700	2,84	1,42
II	22	88	26.400	2,64	1,32
III	23	92	27.600	2,45	1,23
IV	35	87	26.100	2,10	1,05
V	35	140	42.000	1,87	0,94
VI	50	200	60.000	1,50	0,75
VII	17	68	20.400	2,04	1,02

c) *Consumo de gas*

El gas es el combustible más conveniente para el calentamiento de los platos de distribución y puede obtenerse de cualquier procedencia; del suministro urbano o de los hornos de coque. Cada plato debe calentarse durante unas dos horas antes de la colada y durante toda ella debe ser continuo el calentamiento de la boquilla. Se han ideado platos especiales que permiten efectuarlo así, sobre todo, cuando hay que colar secciones pequeñas del orden de cuadrados de 8 cm. El calentamiento continuo del plato no es tan esencial al colar secciones grandes a un ritmo de producción relativamente alto. Al calcular el costo por tonelada del gas se han tenido en cuenta los gastos de calentamiento del plato, derivados de la práctica durante cierto número de años.

El consumo de gas, si se trata de gas urbano, puede

calcularse en 4,5 metros cúbicos por hora para 2 líneas y 9 metros cúbicos por hora para 4 líneas. Considerando el tiempo necesario para colar secciones cuadradas de 10 centímetros (12,5 cm en el caso VII), el consumo de gas probable y el costo por tonelada se indican en el cuadro 11, calculado para gas urbano a un costo de 0,025 dólares por metro cúbico, o bien 0,0057 dólares por cada 1.000 k-cal.

d) *Consumo de electricidad*

La carga eléctrica en promedio es de 40 kilowatios por línea, de la que el 60 por ciento se necesita para la circulación del agua. Hay que añadir 40 kilowatios-hora por día y por línea para partidas como conservación y comprobación previa antes de la colada. Suponiendo un costo de electricidad de 0,006 dólares por kilowatio-hora, el consumo eléctrico y el costo por tonelada se calcula sobre dicha base para la colada de secciones cuadradas de 10 centímetros.

e) *Consumo de agua*

Las lingoteras se enfrían con agua que se hace recircular por medio de depósitos. Al salir de la lingotera, los lingotes se enfrían con riego o con chorros de agua. El grado del enfriamiento secundario depende de la composición del acero, pero para acero bajo en carbono se calcula en 60.000 litros por hora para una instalación de dos líneas y en el doble para otra de cuatro. Tanto el agua para la lingotera como para el enfriamiento secundario se supone que se someten a la recirculación, con una pérdida promedio de 2.000 litros por hora y línea de colada, recogiendo el agua en depósitos. Suponiendo la producción media de acero de 4 toneladas por hora y línea, el consumo de agua es de 500 litros por tonelada, o sea 0,01 dólares por tonelada, suponiendo que el costo del agua es de 0,02 dólares por cada 1.000 litros.

f) *Consumo de lubricante*

El lubricante se consume principalmente para la pared interior de la lingotera. El más utilizado es el aceite de nabo, que ofrece importantes ventajas sobre los aceites minerales. Este lubricante es muy eficaz cuando se emplea a razón de unos 30 centímetros cúbicos por minuto y lingotera o de 3,6 litros por hora para una instalación de dos líneas (7,2 litros por hora para 4 líneas). Los costos básicos para un gasto de 0,3 dólares por litro, incluyendo adiciones, las cantidades de lubricantes y los costos por tonelada se indican en el cuadro 11. El consumo de lubricante en otros lugares de la instalación de colada continua es tan reducido que no se tiene en cuenta para los cálculos de costo.

g) *Costos del refractario*

Se supone que cada plato se provee de una nueva boquilla a cada nueva colada, junto con la varilla de obturación, y que el revestimiento del plato hay que reemplazarlo totalmente cada 10 coladas. Esto da un costo general de 1,5, 3,0 y 6,0 dólares respectivamente, para las unidades de una, dos y cuatro líneas. Los costos por tonelada se señalan en el cuadro 11.

h) *Costo de las lingoteras de colada continua*

Las lingoteras enfriadas con agua y lubricadas continuamente tienen una vida mayor que las lingoteras ordinarias de enfriamiento ordinario, sujetas con frecuencia a varios ciclos térmicos y al derrame de acero líquido. Hay que suponer que una lingotera de colada continua de pared delgada costará 20 libras esterlinas (56 dólares). La lingotera colará un mínimo de 200 toneladas sin necesidad de reparar las paredes. Se calcula, por lo tanto, que el molde cuesta para todos los casos considerados, 0,28 dólares por tonelada, aproximadamente.

i) *Costos del corte*

El soplete de oxi-propano o el de oxi-acetileno con inyección de hierro en polvo es el que más se emplea para el corte del acero recién colado. El costo material tiene que depender de la frecuencia de las operaciones de corte, de tal modo que los costos son más elevados cuando se piden longitudes cortas. El consumo de materiales que se indica a continuación y los costos se basan en las longitudes semi-terminadas de un promedio de 3 metros.

Oxígeno	1,5 m ³ /ton a 25 dólares/1.000 m ³
Propano o acetileno	0,1 m ³ /ton a 0,4 dólares/m ³
Polvo	0,5 kg/ton a 0,2 dólares/kg

El material total calculado costará, por lo tanto, 18 dólares/ton.

j) *Mano de obra de conservación*

En el cuadro 9 se indica el número de obreros que se necesitan para la conservación mecánica y eléctrica de la instalación de colada y para efectuar rectificaciones eventuales de los componentes de la planta, tales como tubos de lingotera, rodillos de guía y de retirada.

El total de personal necesario para la conservación y los costos por tonelada se calculan del mismo modo que se ha hecho para los del funcionamiento de la planta.

k) *Reparaciones*

Se calcula una cantidad de 8.000 dólares por año para una sola línea y tres turnos de trabajo, lo que da los costos anuales que se muestran en el cuadro 10.

Cuadro 9

COSTOS DE MANO DE OBRA DE CONSERVACIÓN

Caso	Promedio de obreros por turno	Nómina de pago total por semana	Nómina de pago total por año	Promedio de hombres-hora por tonelada	Costo por tonelada de 1 hombre-hora a 0,5 dólares
I	4	11	3.300	,53	,27
II	4	16	4.800	,48	,24
III	4	16	4.800	,43	,22
IV	6	16	4.800	,39	,20
V	7	28	8.400	,37	,19
VI	13	52	15.600	,39	,20
VII	4	16	4.800	,48	,24

Cuadro 10
CALCULO DE COSTO DE REPARACIONES

Caso	Número de líneas de colada	Costo total por año (miles de dólares)	Costo por tonelada (dólares)
I	3	16	,32
II	3	24	,30
III	4	32	,35
IV	6	32	,32
V	6	48	,27
VI	12	96	,30
VII	4	32	,40

10. COMPARACIÓN DE LOS COSTOS DE INVERSIÓN Y DE FUNCIONAMIENTO ENTRE LA COLADA CONTINUA Y LA PRÁCTICA DE LA COLADA ORDINARIA Y DE LA LAMINACIÓN

Los datos para la práctica ordinaria que se dan en las figuras III y IV, están tomadas de los cálculos de la Secretaría de las Naciones Unidas (8), relativos a los costos

de inversión para los laminadores desbastadores y los de planchones y del informe de E. Krebs (9). Comparando los costos de funcionamiento de la colada continua y la práctica ordinaria de la colada y la laminación, es necesario tener en cuenta los factores siguientes.

Aparte de los costos de mano de obra, en las partidas separadas que comprenden los costos de funcionamiento de la colada continua no influye la escala de funcionamiento. Se debe esto a que tanto el consumo de materiales como el de gas, agua y electricidad se relacionan directamente con el tiempo de colada por línea que, a su vez, depende del tonelaje producido. Así como los costos de funcionamiento se deducen por vía de ejemplo para las seccionadas cuadradas de 10 centímetros (12,5 cm en el caso VII), los costos para la producción de planchón no serán probablemente distintos de los que se dan en los casos considerados.

Los costos medios de funcionamiento de 2,54 dólares por tonelada, calculados para la colada continua, excluyendo la amortización, pueden compararse primero con el costo de la operación de colada por sí sola, que da Krebs, esto es: 7,21 DM/ton (1,172 dólares/ton) para el caso ordinario de acero Thomas. La diferencia de 0,84 dólares por tonelada entre estos costos puede considerarse en relación directa con los costos de funcionamiento del laminador primario y el horno de foso.

Cuadro 11
RESUMEN DEL CALCULO DE LOS COSTOS DE FUNCIONAMIENTO
(Dólares por tonelada de acero semiterminado)

Elementos por tonelada de producto semiterminado	I		II		III		IV		V		VI		VII	
	A	B	A	B	A	B	A	B	A	B	A	B	A	B
b) Hombres-hora para funcionamiento de la planta (Dól. 5 por h)	2,84	1,42	2,64	1,32	2,45	1,23	2,10	1,05	1,87	0,94	1,5	0,75	2,04	1,02
c) K-cal (Dól. 0,0057/1.000 k-cal.)	5,30	0,03	5,30	0,03	4,85	0,03	5,05	0,03	4,85	0,03	6,30	0,04	3,78	0,02
d) Electricidad (Dól. 0,006 KWH)	8,9	0,05	8,6	0,05	8,5	0,05	8,6	0,05	8,3	0,05	8,7	0,05	8,3	0,05
e) Agua (Dól. 2/1.000 litros)	0,5	0,01	0,5	0,01	0,5	0,01	0,5	0,01	0,5	0,01	0,5	0,01	0,5	0,01
f) Lubricantes (Dól 3/litro)	0,19	0,06	0,19	0,06	0,19	0,06	0,20	0,06	0,19	0,06	0,20	0,06	0,19	0,06
g) Refractarios	—	0,31	—	0,30	—	0,29	—	0,30	—	0,29	—	0,31	—	0,21
h) Lingoteras	—	0,28	—	0,28	—	0,28	—	0,28	—	0,28	—	0,28	—	0,28
i) Costo del corte (Dól 18/ton)	—	0,18	—	0,18	—	0,18	—	0,18	—	0,18	—	0,18	—	0,18
j) Hombres-hora para conservación (Dól 5/hombre-hora)	0,53	0,27	0,48	0,24	0,43	0,22	0,39	0,20	0,37	0,19	0,39	0,20	0,48	0,24
k) Reparaciones (Dól 8.000/año y por línea)	—	0,32	—	0,30	—	0,35	—	0,32	—	0,27	—	0,30	—	0,40
Total (Dól/ton)	2,93		2,77		2,70		2,48		2,30		2,18		2,47	
Depreciación e interés*	1,56		0,97		0,98		1,30		0,72		0,62		0,87	
Total bruto (Dól/ton)	4,49		3,74		3,68		3,78		3,02		2,80		3,34	

Nota: Las letras b-k de la primera columna corresponden a los párrafos pertinentes del texto.

A = Cantidad por tonelada.

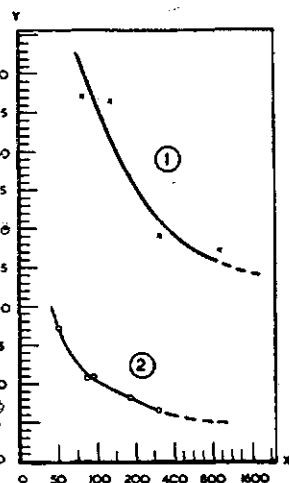
B = Costo por tonelada.

* 9 por ciento del costo de inversión por ton/año de producto semiterminado.

Figura III

COMPARACIÓN DE LOS COSTOS DE INVERSIÓN

(Escala natural)

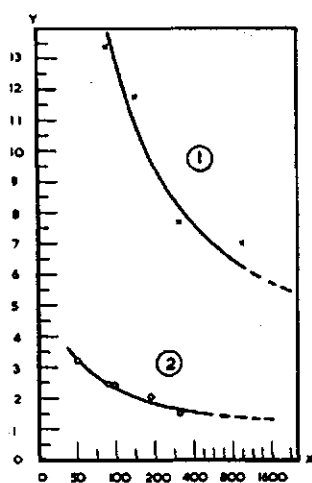


Y — Costos de inversión en dólares por tonelada de producción anual
X — Producción anual en miles de toneladas
1 — Colada ordinaria de lingotes, hornos de foso, laminador, desbastador, etc.
2 — Colada continua

Figura IV

COMPARACIÓN DE LOS COSTOS DE FUNCIONAMIENTO

(Escala natural)



Y — Costos comparativos de funcionamiento en dólares por tonelada de producción anual
X — Producción anual en miles de toneladas
1 — Colada ordinaria de lingotes, recalentado y práctica del laminador-desbastador
2 — Colada continua

Se ha supuesto en todo momento que se emplea acero totalmente calmado, pues la colada continua del acero vivo no se ha desarrollado aún suficientemente. El costo adicional para obtener el acero calmado, que se estima en 0,42 dólares por tonelada, es por esto un factor de recargo para la colada continua. Por otra parte, la pérdida del 2 por ciento por bataduras en el recalentado normal de los lingotes para la laminación no ocurre con la colada continua y esta pérdida hay que considerarla como un recargo adicional de 1,4 dólares por tonelada en los costos de laminación.

El efecto de la diferencia de los rendimientos en los

costos de los dos sistemas es difícil establecerlo sin conocer los precios corrientes de la chatarra en América Latina. Por eso, como recomendó la Secretaría en cuanto al establecimiento de los costos de laminación, este factor se ha omitido en los cálculos, aun cuando el rendimiento mayor que se obtiene con la colada continua tiene que favorecer la adopción del sistema. En ciertos casos será necesario modificar los sistemas ordinarios de terminación para poder recibir de manera continua los productos de la colada. Por ejemplo, en el caso de producción de plancha o chapa en los laminadores disponibles se necesitará un laminador intermedio para producir llantones a base de planchones continuos. No es posible establecer estas modificaciones en los laminadores al llegar a esta fase, por lo que se han omitido.

Las figuras III y IV indican que la adopción de la colada continua ha de lograr economías muy marcadas, tanto en los costos de inversión como en los de funcionamiento. También señalan que el módulo de reducción de los costos por tonelada del producto disminuye menos rápidamente con el incremento de la producción que en la colada ordinaria y sugieren que, ante tal grado de desarrollo, la colada continua ha de emplearse ante todo en las acerías pequeñas.

BIBLIOGRAFÍA

- (1) O. Schaaber, en *Zeit. f. Metallkunde*, 43 (1952), p. 282.
- (2) J. Savage, y W. H. Pritchard, "The problem of rupture of the ingot in the continuous casting of steel", en *Journal of the Iron and Steel Institute*, vol. 178 (noviembre 1954), pp. 269-277.
- (3) K. G. Speith y A. Bungeroth, "The continuous casting of steel by the Junghans process", en *Stahl u. Eisen*, vol. 72 (1952), pp. 869-885.
- (4) H. Krainer y B. Tarmann, "The freezing of continuously cast steel", en *Stahl u. Eisen*, vol. 69 (10 noviembre 1949), pp. 813-819.
- (5) J. S. Morton, "Continuous casting of steel", en *South Wales Institute of Engineers*, vol. LXX (1955), núm. 3, pp. 102-116.
- (6) D. M. Lewis y J. Savage, "The principles of continuous casting of metals", en *Metal Reviews*, 1956 (Institute of Metals, Londres).
- (7) C. F. Ramseyer, "Comparative investment costs for different steelmaking processes", en *A study of the iron and steel industry in Latin America*. Publicación de las Naciones Unidas N° de venta: 1954.II.G.3, vol. II, pp. 316-327.
- (8) *Estudio de la industria siderúrgica en América Latina*, publicación de las Naciones Unidas (núm. de venta: 1954.II.G.3), vol. I, pp. 112-113.
- (9) E. Krebs, "The balance of materials and the economic comparison of the different steelmaking processes", *ibid.*, vol. II, pp. 303-315.

Resumen del debate

El Problema de la Laminación de Acero en América Latina, presentado por el autor

El general MACEDO SOARES E SILVA da lectura a su documento.

Selección del Equipo Desbastador de Laminación en Función del Crecimiento de los Mercados en América Latina, presentado por el autor

El señor SCHLESINGER resume brevemente el equipo para tres instalaciones hipotéticas descritas, refiriéndose en par-

ticular a la mano de obra, los costos por tonelada y las posibilidades de producción.

Selección del Equipo para Laminación de Productos Planos en función del Crecimiento del Mercado en América Latina, *presentado por los autores*

El señor CARTWRIGHT manifiesta que la demanda actual será pronto demasiado pequeña en las economías latino-americanas en rápido crecimiento y que siempre conviene establecer las fábricas teniendo en cuenta la posibilidad de una expansión futura. Es también importante que a medida que se satisfagan las necesidades cuantitativas se exija mejor calidad. Por lo tanto, hay que pensar también en el equipo. Al construir una instalación nueva es sumamente importante el espacio para atender posibles ampliaciones. El equipo de conservación debe recibir consideración muy cuidadosa. En la producción influye mucho el rendimiento de los hornos, y recomienda que las nuevas instalaciones tengan en cuenta la posibilidad de obtener planchones de 25 a 30 pies. La importancia del abastecimiento de agua no

puede subestimarse. También es necesario prestar atención cuidadosa a la selección de motores eléctricos.

El señor DOWDING, en calidad de fabricante de equipos más que de productor de aceros, expresa que la selección de los equipos está limitada por el pequeño número de fabricantes a que se puede consultar. El constructor de laminadores debe asegurarse de que todo el equipo resista las sobrecargas. Se ha de diseñar una fábrica en forma que permita la rápida reposición en caso de averías y cambios de cilindros. El constructor puede hacer mucho por reducir los costos de instalación. En el laminador semicontinuo es indispensable no tratar de fabricar un número excesivo de productos en las primeras etapas. En el caso de producción muy baja, las inversiones pueden reducirse por el empleo de laminadores simples mecanizados de chapa.

Selección del Equipo para Laminación de Barras y Perfiles en función del Crecimiento del Mercado en América Latina, *presentado por el señor Wilms, coautor*

El señor WILMS resume alguna de las cifras sobre costos y capacidad consignadas en su documento. Muestra diapositivos acerca del diseño de la instalación para cada ejemplo y hace notar que en el caso Va. la cifra de 140.000 toneladas se refiere únicamente a varillas de 0,197 pulgadas de diámetro; con un programa mixto, la producción sería de 250.000 a 300.000 toneladas.

El señor KREBS lee algunas notas* sobre costos de laminación de un laminador continuo de redondos de dos y de cuatro líneas, un horno de recalentamiento de bajo consumo de calor para un laminador continuo de alambón y los costos de alambón enrollado de diferentes diámetros, como ampliación del trabajo presentado por el Sr. Wilms.

* Están incluidas como sección 3 de su trabajo.

La Sustitución de las Plazas de Colada, de los Hornos de Foso y de los Laminadores Tradicionales por la Colada Continua, *presentado por el autor*

El señor SAVAGE declara que el tiempo de la colada gobierna el sistema. En una colada continua cada operación debe completarse en una hora o menos. El horno grande de solera no es en general adecuado para operaciones de colada continua de muy gran tamaño; se considera necesaria una unidad de producción más pequeña. Actualmente hay que interrumpir la colada cada hora más o menos para cambiar el plato distribuidor. Es importante el número de líneas de colada. La línea única es naturalmente menos complicada, pero para la colada a alta velocidad —aparte de otros factores— la altura es excesiva. La colada con líneas múltiples es la mejor y al parecer no presenta problemas. Por otra parte, los aumentos de costo no son muy elevados. Los costos de construcción presentados en el documento pueden reducirse en forma considerable mediante el empleo de acero estructural de fabricación local. Respecto al caso 7, prefiere ahora el dúo en vez del quátor, para un convertidor de 30 toneladas de capacidad, especialmente destinado a planchones. Los costos de inversión dados son típicos, pero no son exactos y diferirán en cada caso. La gran ventaja de la colada continua es su alto rendimiento y el hecho de que en general es innecesario todo tratamiento ulterior antes del forjado o del laminado. Conviene señalar que la colada continua se presta más a la automatización que el moldeo de lingotes. Desde el punto de vista económico, la colada continua ofrece ventajas sobre la colada ordinaria: alta productividad, economía en inversiones y costos de operación, etc., aunque no hay todavía instalaciones suficientemente grandes para poderlo demostrar.

El señor DESVALLÉES abre el debate y pregunta al Sr.

Schlesinger cómo ampliaría su fábrica del primero al tercer caso.

El señor SCHLESINGER da explicaciones con ayuda de diagramas y señala las diversas posibilidades para cada cambio. Alude al costo en algunos casos, pero lamenta no disponer de cifras respecto de otros.

El señor DESVALLÉES, en relación con la laminación de productos planos, pregunta al señor Cartwright cuál es en su opinión el número mínimo de cajas terminadoras en un laminador semicontinuo de bandas.

El señor CARTWRIGHT contesta que cuatro.

El señor SCHLESINGER, al preguntársele si está de acuerdo, responde que, aunque reconoce que tres es el número mínimo, considera que una instalación con cuatro es preferible.

El general MACEDO SOARES E SILVA manifiesta que en Volta Redonda han adoptado las cuatro cajas por haberse demostrado que tres eran insuficientes para la laminación mixta, además de tener que forzar el laminador.

El señor CARTWRIGHT mantiene su preferencia por el sistema de cuatro cajas,* ya que con tres solamente surgirían dificultades de espesor en la parte inicial y terminal.

* Con posterioridad a la distribución de las actas, los señores Cartwright y Dowding hicieron llegar a la Secretaría la siguiente nota aclaratoria: "La cuestión se reduce a una variación de calibre de extremo a extremo del rollo. Si esta variación excede de 0,005 pulgadas hay una gran dificultad para que se pueda mantener una uniformidad de calibre, en especial cuando se sueldan dos o más rollos en caliente para componer uno solo a los fines del trabajo en frío. Esta tolerancia se mantiene en laminadores continuos de seis cajas concluidoras que utilizan un planchón de 500 libras por pulgada de ancho. Para mantener la misma tolerancia con menos

El señor DESVALLÉES desea saber si en un país recién industrializado la laminación de productos planos ha de comenzar por la chapa o usar los nuevos procedimientos para la fabricación de bandas.

El señor DOWDING opina que es mejor empezar con personal sin preparación a fin de enseñarles inmediatamente los procedimientos modernos.

El señor DESVALLÉES conviene en ello, y a continuación pregunta si la laminación de láminas en frío y de hojalata puede efectuarse en el mismo laminador de tres o cuatro cajas, y si se presentan problemas en los laminadores de cuatro cajas en cuanto a lubricantes, refrigerantes, etc.

El señor DOWDING responde que muchos laminadores no tienen dificultad para realizar la combinación referida, pero que el espesor de la hojalata se limitará probablemente a 0,010 pulgadas.

El general MACEDO SOARES E SILVA explica que Volta Redonda empezó con tres cajas y laminó en frío hojalata y chapa, pero que el espesor era limitado.

El señor COSTA LINO señala que en la práctica no han tenido dificultades en Volta Redonda en lo que se refiere a funcionamiento y lubricación.

El general MACEDO SOARES E SILVA corrobora estas observaciones, pero manifiesta que en el futuro se procederá a la especialización, empleando laminadores en frío, separados, para hojalata y bandas.

El señor DOWDING, en respuesta al señor Haenel, dice que en el caso 2 la producción de plancha y hojalata laminados en frío puede hacerse en un laminador, pero que en el caso 3a. la producción de hojalata es excesiva para uno solo.

El señor DESVALLÉES alude a la rivalidad entre el laminador Steckel y el semicontinuo y pregunta si el Sr. Schlesinger puede dar cifras acerca de cada uno de ellos.

El señor SCHLESINGER manifiesta que ésta es una pregunta que se formula con frecuencia y que periódicamente hace comparaciones. Facilita al respecto algunas cifras recientes.

El señor DESVALLÉES pregunta al representante de la Compañía Belgo-Mineira acerca de los productos que fabrica el laminador Steckel.

El señor LOUTSCH contesta que fabrican pletina para tubos sin costura, planos universales y botellas para gases así como laminados en frío.

El señor SADA, basándose en la experiencia con un laminador Steckel, contesta que la cantidad de producción que se desea es uno de los factores decisivos en la selección del laminador. Un Steckel reduciendo de 14" a 0.085" con 38" de ancho, puede producir 1.000 toneladas diarias.

El señor D'YERVILLE conviene en que el tonelaje es básico para la elección y por eso elogia el buen sentido del do-

cajas, el planchón hay que reducirlo de modo que la longitud del debaste se acorte antes de que la banda llegue a los concluidores. Para lograr una tolerancia similar en los laminadores con cuatro y con tres cajas concluidoras, el peso del planchón tiene que rebajarse en el primer caso a 216 libras por pulgada de ancho y en el segundo a 110 libras.

"Se acepta en general por los operadores de laminadores continuos que un planchón de menos peso que 200 libras por pulgada de ancho es antieconómico para el laminado en frío, porque el tamaño del rollo es demasiado pequeño o porque el número de soldaduras es demasiado grande si se quiere integrar un rollo de tamaño adecuado. Por esta razón, menos de cuatro cajas no es una combinación adecuada y por eso se considera como la mínima posibilidad. El hecho de que se trabaje en algunas partes con tres cajas concluidoras es interesante, pero las fábricas en cuestión harían bien en modificar su diseño de manera a introducir por lo menos la cuarta caja."

cumento del general MACEDO SOARES E SILVA, considerando que con él se lograrían muy buenos resultados si se diera a conocer ampliamente como información valiosa para las inversiones.

El señor DESVALLÉES, refiriéndose a los aceros estructurales, desea oír observaciones acerca de las ventajas y desventajas del laminador trío de cajas múltiples para perfiles grandes y medianos.

El señor COURTHEOUX expresa preferencia por el dúo; en primer lugar por la rapidez en la producción; es de suma importancia también poder reducir al mínimo la velocidad en el momento de introducir el lingote. El cambio de secciones es más sencillo en el dúo reversible; en éste las canales son menos profundas y no hay que forzar el laminador. Por lo que toca al acabado, el trío también en este caso fija y limita la velocidad.

El PRESIDENTE está de acuerdo con el señor Courtheoux, pero desea obtener más datos sobre costos de inversión; se pregunta si el factor velocidad es más importante que aquellos.

El señor COURTHEOUX dice que no ha hecho una comparación exacta, pero que estima que el laminador dúo ofrece ventajas en cuanto al costo de funcionamiento y a la inversión; también requiere menor consumo de cilindros y menos tiempo para la conservación.

El señor D'YERVILLE se asocia a la observación precedente, pero señala que los costos del equipo eléctrico del laminador dúo son más elevados.

El general MACEDO SOARES E SILVA está de acuerdo en que los costos eléctricos son más altos, pero la flexibilidad del dúo compensa esto.

El señor SCHLESINGER en respuesta al señor Desvallées manifiesta que no está muy familiarizado con el laminador dúo, ya que el empleo del trío es casi general en los Estados Unidos. Reconoce que en el laminador trío los costos del equipo eléctrico son menos elevados y es el mejor para altos tonelajes de producción; en cambio, el dúo puede ser ventajoso para una fabricación pequeña. No dispone de datos sobre costos.

El señor DESVALLÉES anuncia que en una mesa redonda se discutirán al día siguiente los temas cuyo examen ha quedado pendiente.*

El PRESIDENTE INTERINO (Desvalles) en representación de los participantes, dirige una serie de preguntas al señor Savage. En primer lugar desea saber si existe una máquina para la colada continua de los aceros dulces.

El señor SAVAGE contesta que, hasta donde él sabe, sólo hay una fábrica en el Reino Unido —la Barrow, subsidiaria de United Steel— que ha trabajado con estos aceros. Se trata de una planta muy especial por cuanto las especificaciones son de 50 mm en cuadrado y se pueden forjar secciones hasta de 5 a 7 toneladas en un horno eléctrico o en uno de solera. La fábrica ha trabajado durante tres o cuatro años con resultados bastante satisfactorios. Se laminan secciones hasta de fleje delgado.

El señor ALLARD menciona que una siderurgia francesa también produce aceros dulces con el procedimiento de colada continua. La cuchara tiene capacidad para 35 toneladas y en la colada se invierten 45 minutos. Se producen secciones en cuadrado de 10 pulgadas y cuatro lingotes de una vez.

El señor COURTHEOUX explica que una de las ventajas

* El acta de esta mesa redonda se incluye al final del resumen de debates de la sesión en que se continuó la discusión sobre laminación. (pp. 213-215.)

de la colada continua, esto es, los defectos de superficie, es muy interesante para los aceros especiales.

El PRESIDENTE INTERINO pregunta cuál es el contenido de carbono y el largo de palanquilla que se produce en Barrow.

El señor SAVAGE cree que se produce un acero calmado con un contenido que fluctúa entre 0,3 y 0,5 por ciento de carbono. La palanquilla se corta en largos de 2 a 3 metros y se lamina para producir fleje de pequeño calibre.

El PRESIDENTE INTERINO desea averiguar qué grado de seguridad de funcionamiento se ha logrado con la máquina de colada continua y si en los países de industrialización incipiente convendría instalar dos máquinas en vez de una para mayor seguridad y continuidad del trabajo.

El señor SAVAGE está de acuerdo que ésta es una cuestión de gran importancia, que se ha discutido a menudo. Debido al gran número de fábricas que se instalan para fines experimentales se creía con frecuencia que el procedimiento no era completamente seguro, pues era necesario determinar la temperatura correcta para cada grado de acero, la velocidad apropiada de circulación de los materiales, etc. Una vez que se determinan esas condiciones, el procedimiento de colada continua es muy seguro, lo que es natural porque es más sencillo que la laminación. En cuanto a la segunda parte de la pregunta, considera que el mejor sistema sería que varias industrias instalarán una fábrica en común en la cual pudieran aprender a usar el procedimiento de colada continua.

El PRESIDENTE INTERINO desea saber si las interrupciones ocurren con frecuencia en el procedimiento de colada continua y cuánto tiempo se necesita para volver a poner en marcha la máquina después de estos accidentes en un país con poca experiencia industrial.

El señor SAVAGE explica que las interrupciones en la colada continua obedecen sobre todo a tres factores: a) falta de equilibrio entre la entrada y la salida del metal del molde; b) colada muy lenta cuando se trata de piezas de muy pequeña sección, porque la temperatura de las boquillas no se mantiene y se pueden obturar, y c) deficiente cálculo del tiempo de corte de los lingotes. En los dos primeros casos hay que detener la colada, reemplazar el plato y reiniciarla pocos minutos después.

El PRESIDENTE INTERINO señala que uno de los inconvenientes del procedimiento de colada continua es que como no hay almacenamiento, se detiene todo el trabajo, tanto la fundición como el laminado, cuando la máquina se interrumpe.

El señor SAVAGE reconoce que ésta es una desventaja, pero que el procedimiento de colada continua exige un distinto criterio siderúrgico y que los beneficios potenciales del procedimiento compensan con creces la limitación señalada.

El PRESIDENTE INTERINO pregunta si se ha utilizado la colada continua para producir planchones de acero vivo para laminadores de fleje ancho.

El señor SAVAGE le responde que, en efecto, en el Reino Unido se trató de fabricar planchones de acero vivo con este procedimiento, pero no se dispuso del tiempo suficiente para solucionar todos los problemas del

caso. Hubiera sido necesario un año más para haber tenido éxito.

El señor DOAN confirma las declaraciones del señor Savage y agrega que el experimento de la Inland Steel Company resultó bien en general, pero señala que habría sido necesario perfeccionar el método todavía más para poder iniciar la producción en forma inmediata y continua.

El señor VILLARES manifiesta que en el Brasil existe el problema de aprovechar al máximo la capacidad de las siderúrgicas para producir aceros corrientes. Pregunta, por lo tanto, si la colada continua podría aplicarse con éxito a la producción de aceros de construcción corriente con bajo contenido de carbono.

El general MACEDO SOARES E SILVA contesta que el procedimiento en cuestión no se ha introducido en las fábricas brasileñas porque no se ha estudiado a fondo. Considera que la conjunción de recursos para estudiarlo es una idea útil y no ve ninguna razón teórica que impida la aplicación de la colada continua a los aceros corrientes.

El señor SAVAGE manifiesta que los países altamente industrializados han usado la colada continua para los aceros especiales o de baja aleación por la sencilla razón de que la mayoría de las fábricas que producen en cantidad tienen grandes hornos de fundición y no experimentan presión económica alguna para usar su capacidad de colada continua en los aceros corrientes. En cambio, en América Latina la situación es al parecer ligeramente distinta, debido al hecho de que las acerías son por lo general más pequeñas. No ve ninguna razón que impida aplicar este procedimiento a los aceros corrientes. En Sheffield esto se suele hacer con fines experimentales en los laboratorios de la British Iron and Steel Research Association. Los problemas derivados de la colada de acero al carbono son más sencillos que los de los aceros especiales.

El PRESIDENTE INTERINO desea tener algunas informaciones comparativas sobre la estructura interna de las palanquillas de colada continua y los productos de los trenes desbastadores.

El señor SAVAGE destaca que en realidad lo que se produce son lingotes y no palanquillas y que la reducción es del tipo de 5 ó 6 a 1, mientras que en los aceros especiales la reducción es mayor.

El señor NIEMEYER pregunta si en las etapas iniciales habría dificultad en lograr una estructura interna satisfactoria.

El señor SAVAGE explica que la dificultad con que se tropieza al principio es la de aprender a colar un acero determinado y pueden transcurrir de uno a tres meses antes de determinar las condiciones adecuadas al tipo de acero de que se trata.

El señor MERCIER manifiesta que en Francia existe una firma que tiene diez años de experiencia en la producción de aceros especiales por la colada continua y agrega que el mismo procedimiento no puede aplicarse del mismo modo a tipos de acero dulce y especiales.

El señor LÓPEZ desea saber cuál es el tamaño mínimo de las secciones que pueden colarse.

El señor SAVAGE dice que en su opinión la sección más pequeña es de 80 mm en cuadrado, pero que esto depende de la carga del horno.

LAMINACION Y TERMINACION DE PRODUCTOS DE ACERO

(Continuación)

17 de octubre de 1956 — Tarde

Presidente honorario:

General Edmundo de MACEDO SOARES E SILVA, presidente de la Cía. Aços Especiais Acesita y de la Cía. Siderúrgica Nacional, Volta Redonda, Brasil

Presidente interino:

Jean DESVALLÉES, de Ramseyer & Miller Inc., Chimbote, Perú

Trabajos presentados:

Ampliación y modernización de los trenes laminadores de la Compañía Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey
Rodolfo BARRAGÁN, subdirector de la Cía. Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey, México

Los problemas de laminación de una planta siderúrgica semi-integrada en América Latina
Miles SHEROVER, presidente, W. P. LEWICKI, ingeniero, de la Siderúrgica Venezolana, S. A., SIVENSA, Caracas, Venezuela

Empleo de martinets y prensas en lugar de laminadores desbastadores en instalaciones productoras de aceros ordinarios
E. de SÉZE, director general de la Société des Aciers Fins de l'Est, Boulogne-Billancourt, y Julien COURTHEUX, ingeniero consultor de U.C.P.M.I., Hagondange, Francia

Contribuciones y progresos de los modernos procedimientos para la fabricación de tubos de acero sin costura
Alberto CALMES y T. PASSONI, Innocenti Società Generale per l'Industria Metallurgica e Meccanica, Italia

Descripción y campo de aplicación de los laminadores Sendzimir
Michael T. SENDZIMIR, vicepresidente encargado de las ventas en la The Sendzimir Co., Middletown, Ohio, Estados Unidos de América

Resumen de los debates:

Participantes: Señores BARRAGÁN, COURTHEUX, RODOCANACHI y LARRABURE

Director de debates:

Jean DESVALLÉES

Secretarios:

Bruno LEUSCHNER
Jorge COSTA LINO

Ampliación y modernización de los trenes laminadores de la Cía. Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey, S. A.*

por RODOLFO BARRAGAN

1. ANTECEDENTES

La planta de la Fundidora de Monterrey inició sus operaciones en el año de 1903, con una producción de 5.000 toneladas. Estaba entonces dotada de un alto horno de 300 toneladas de capacidad, tres hornos Siemens-Martin de 35 toneladas y un tren laminador de 40, 32 y 28 pulgadas (1016, 813 y 711 milímetros), para la producción de carriles y perfiles estructurales, así como de dos trenes de 18 y 12 pulgadas (457 y 305 milímetros, respectivamente), para la producción de barras comerciales y secciones ligeras. Elevó su producción a 85.000 toneladas en 1911, antes de la revolución mexicana. Después de los trastornos que ésta produjo, reanudó sus actividades en el año 1915 y siguió operando y desarrollando su capacidad en consonancia con la demanda del mercado y la situación del país hasta 1940, año en que se inició en México un ciclo de desarrollo industrial y económico en continuo ascenso.

En 1943 se puso en marcha un segundo alto horno, de 600 toneladas de capacidad. Los antiguos hornos Siemens-Martin, después de varias modificaciones de que fueron objeto a través de su vida, fueron finalmente ampliados para producir coladas hasta de 95 toneladas. Ahora están en servicio cinco de ellos, a más de dos convertidores ácidos (Bessemer) para el procedimiento Semi-Duplex.

Es, pues, lógico y natural que a través de más de medio siglo de existencia, en que se constituyó como la precursora de la industria siderúrgica de México, la planta de la Compañía Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey se encuentre ante dos problemas fundamentales, a su vez íntimamente enlazados: el aumento de su capacidad y la modernización de sus instalaciones.

2. NUEVO LAMINADOR COMBINADO

Para buscar solución a estos problemas, se atendió principalmente a las demandas más urgentes y crecientes del mercado mexicano, más bien que al desarrollo coordinado y básico de la planta. Se tuvo en cuenta, además, la conveniencia de sustituir unidades tales como los antiguos laminadores de 18, 12 y 11 pulgadas (457, 305 y 279 milímetros) —este último fue agregado hacia 1929—, todos los cuales requerían una fuerte dotación de personal. Se procuró también resolver el aspecto humano del trabajo.

En atención a las condiciones que imponían los planes de desarrollo de la planta, se abordó primero la instalación de la unidad denominada laminador combinado, aplazando la modernización de otras unidades básicas.

Para el estudio de su disposición y características, se estudiaron instalaciones europeas, buscando la posibilidad de producir una variedad más o menos importante de perfiles comerciales y secciones ligeras estructurales, y no en los trenes de laminación de los Estados Unidos, que, debido a la fuerte producción que absorbe su mercado, pueden especializarse fabricando un corto número de productos.

Era indispensable, además, no sacrificar las condiciones de mecanización que se buscaban, ni la capacidad y flexi-

bilidad de la instalación para el cambio rápido de un perfil a otro.

El estudio relativo fue encargado a ingenieros consultores y casas fabricantes de equipo. La solución que más se adaptó a las exigencias expuestas fue la propuesta por la Blaw-Knox Co. (Lewis Foundry and Machine Division, de Pittsburgh, Pa.)

a) Características principales del tren combinado

Inició su operación con palanquilla de 4×4 pulgadas (102×102 milímetros) o mayores, según el producto, de 15 pies (4,57 metros) de largo. Los equipos mecánico y eléctrico comprenden las unidades que se muestran en la figura 1. El peso del equipo mecánico fue de 2.500 toneladas. Su instalación ocupa una superficie de 16.000 metros cuadrados. Su longitud es de 395 metros. Los diseños de instalación mecánica y eléctrica fueron elaborados por técnicos mexicanos, que también instalaron los propios equipos.

b) Producción

Produce alambión No. 5 (5,5 milímetros) a una velocidad de 4.500 pies (1.370 metros) por minuto, en 2 hilos, o sea 20 toneladas por hora a plena carga, equivalentes a 16 toneladas por hora con el 80 por ciento de rendimiento, ondulados (corrugados) desde $\frac{3}{8}$ hasta $1\frac{1}{2}$ pulgadas de diámetro (10 a 38 milímetros); redondos hasta de 3 pulgadas (76 milímetros); planos de $1\frac{1}{4}$ a 8 pulgadas (32 a 203 milímetros) con espesores de $\frac{1}{4}$ a 1 pulgada (6 a 25 milímetros); vigas y canales de 3 y 4 pulgadas (76 y 102 milímetros) de peralte; ángulos de 1×1 a 3×3 pulgadas (25×25 a 76×76 milímetros); y banda o pletina para fabricar tubos hasta de 8 pulgadas (203 milímetros) de ancho, así como otros perfiles ligeros que pudiera demandar el mercado nacional, en cantidades que justificaran el costo del correspondiente equipo de cilindros.

En los perfiles de peso mediano y más pesados, el tren laminador puede llegar a producciones del orden de 40 toneladas por hora a plena carga, o sea 32 toneladas a un 80 por ciento de rendimiento.

La dotación de personal es 30 obreros por turno, más los ingenieros y técnicos directivos.

Se ilustran las anteriores descripciones con las figuras I y II, que muestran la disposición general del equipo, así como las características del edificio. Este último fue construido y fabricado con elementos y materiales propios, cuyas características reúnen condiciones adecuadas al clima de temperaturas elevadas de Monterrey.

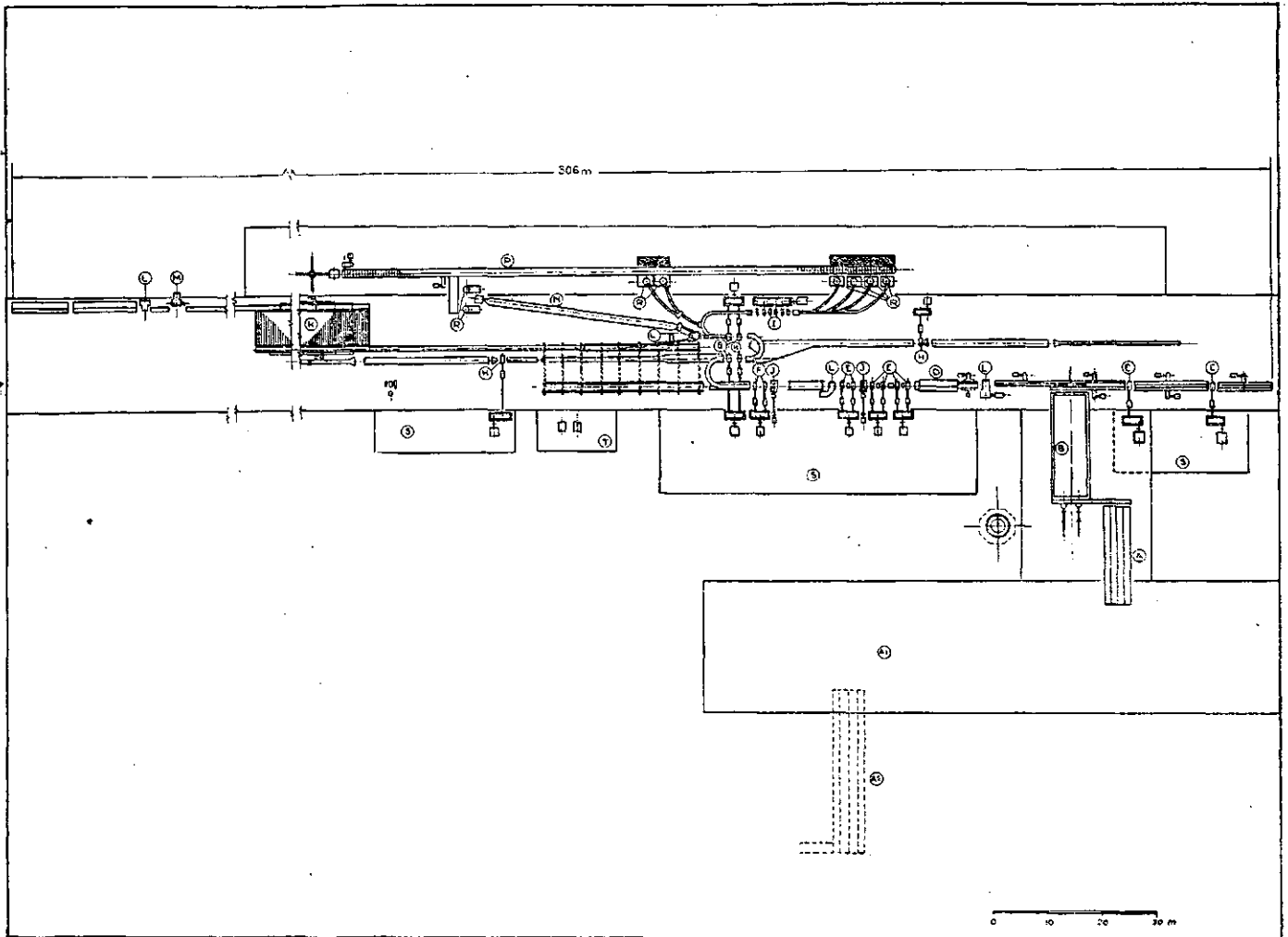
c) Capacidad

La capacidad de la instalación oscila alrededor de 150.000 toneladas, en 3 turnos, según sea la composición de los perfiles por laminar.

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L. A III-9.

Figura I

NUEVO LAMINADOR COMBINADO



- A₁ — Cama entregadora de palanquillas
- A₂ — Almacén de palanquillas
- A — Cama recibidora de palanquillas
- B — Horno continuo recalentador de palanquillas
- C — Cajas desbastadoras (trios) de 18" × 66" (457 × 1676 mm)
- D — Horno ternos para mantener el calor de las barras semi-desbastadas
- E — Cajas desbastadoras en continuo (dúos) de 16" × 44" (406 × 1118 mm)
- F — Cajas (dúos) de 14" × 36" (356 × 914 mm)
- G — Cajas (dúos) de 14" × 36" (356 × 914 mm)

- H — Cajas (trios) de 14" × 36" (356 × 914 mm)
- I — Cajas en continuo (dúos) de 10½" × 18" (267 × 457 mm)
- J — Cajas canteadoras de 16" (406 mm)
- K — Cama enfriadora mecanizada de 20' × 250' (6 × 76 m)
- L — Tijeras
- M — Sierra para el corte de los perfiles acabados
- N — Aparatos vibradores para la banda de tubos
- P — Transportador para rollos de alambre y banda para tubos
- R — Enrolladoras
- S — Salas de motores
- T — Sala de compresoras

d) Costo de instalación

El costo final, totalmente instalado, fue de 81 millones de pesos mexicanos (6,48 millones de dólares), o sea 540 pesos (43,20 dólares) por tonelada de capacidad anual.

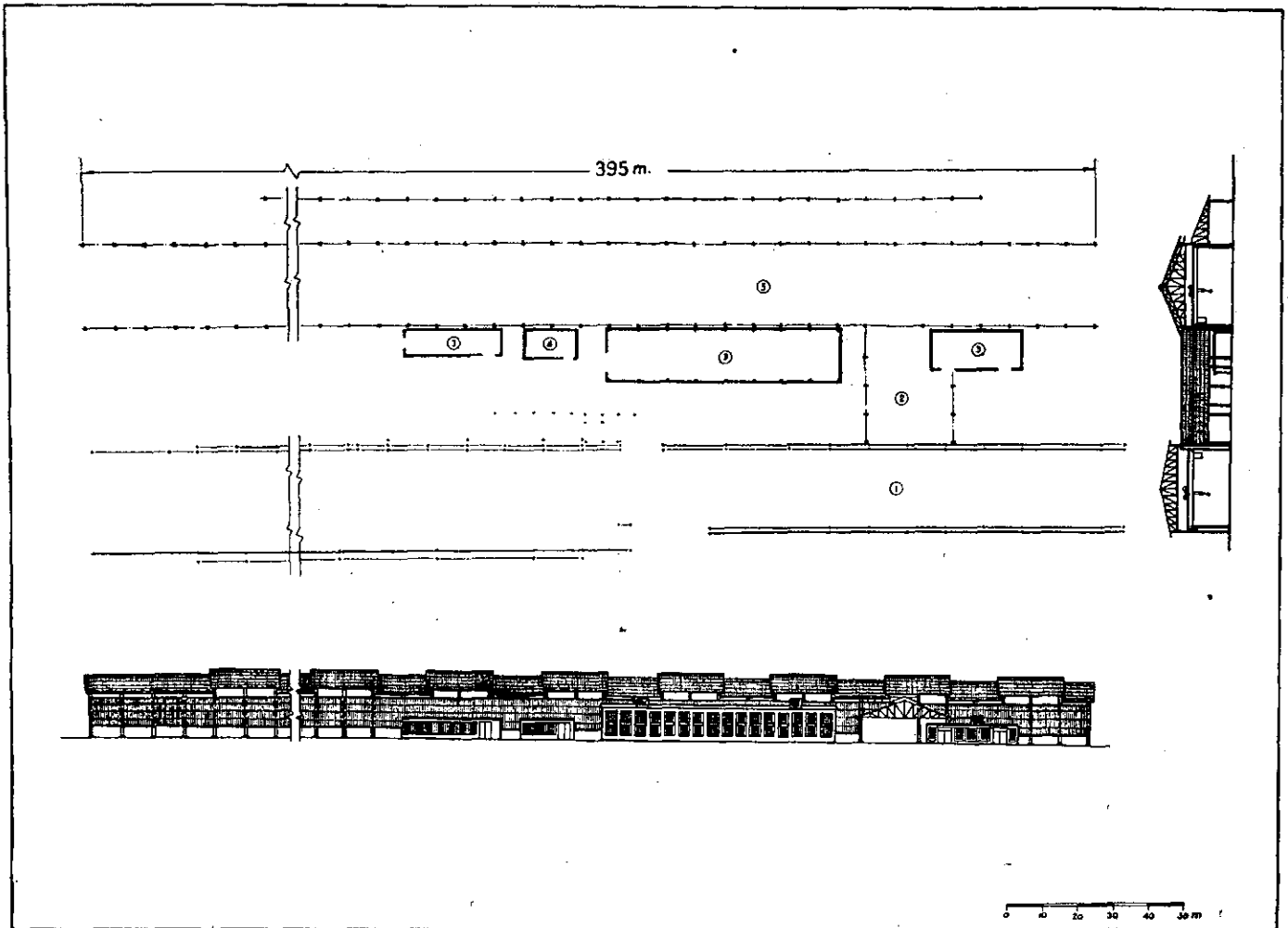
e) Resultados

El tren combinado empezó a probarse en febrero de 1956. Hasta ahora se han llegado a producir con un

solo turno 2.500 toneladas mensuales de redondos de ¾ de pulgada (10 milímetros), o sea 100 toneladas por turno.

Se ha alcanzado, con el mismo material, una producción máxima de 148,5 toneladas, con un rendimiento de 95,6 por ciento en un turno; por consiguiente la producción al 100 por ciento, o sea a plena carga, con 4 segundos de intervalo entre uno y otro tramo, resulta de 149 toneladas.

EDIFICIOS DEL NUEVO LAMINADOR COMBINADO



- 1 — Almacén de palanquillas
- 2 — Edificio del horno continuo
- 3 — Salas de motores

- 4 — Sala de compresoras
- 5 — Nave principal del laminador

3. SUSTITUCIÓN DEL LAMINADOR DESBASTADOR DE 40 PULGADAS E INSTALACIÓN DE UN NUEVO LAMINADOR DE PALANQUILLA

Se trata ahora de sustituir el antiguo equipo, cuyas características no responden ya a las necesidades de la capacidad que se requiere para atender la creciente demanda.

a) Bases del problema

Son las siguientes: *i*) El laminador desbastador actual de 40 pulgadas (1.016 milímetros) opera en batería con los de 32 y 28 pulgadas (813 y 711 milímetros), y *ii*) esos laminadores de 32 y 28 pulgadas producen una gran variedad de secciones y medidas: vigas y canales de 5 a 15 pulgadas (127 a 381 milímetros) de altura y carril de 40 a 112 libras por yarda (20 a 56 kilogramos por metro). En consecuencia, las producciones en toneladas por hora oscilan considerablemente, según el perfil que se lamine. Se producen además, palanquillas de 4 × 4 pul-

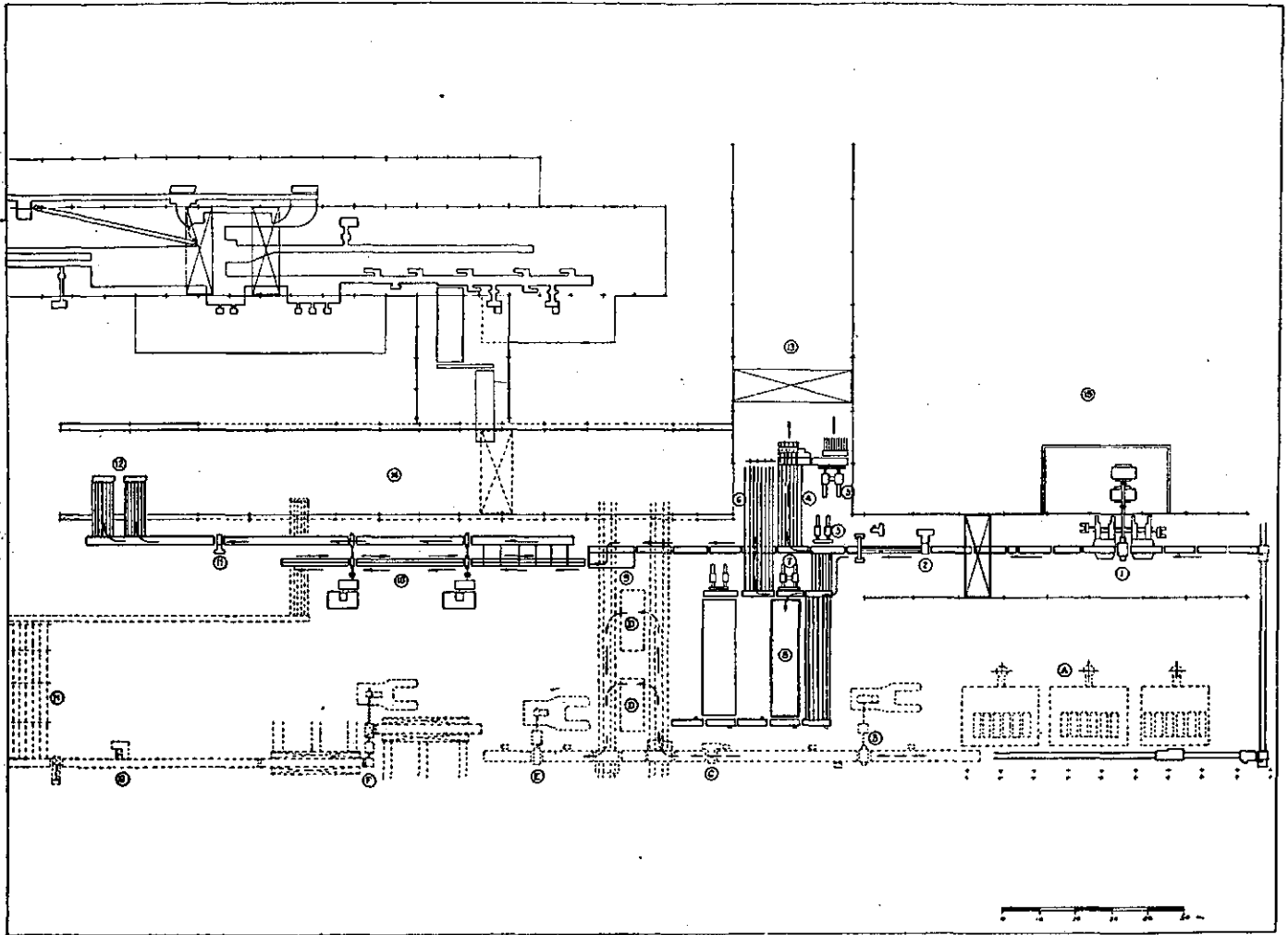
gadas (102 × 102 milímetros) y muchos otros perfiles especiales.

Estos factores constituyen un fuerte obstáculo para elevar las capacidades del actual laminador desbastador de 40 pulgadas o bien de los laminadores acabadores de 32 y 28 pulgadas, debido a la falta de equilibrio en las distintas fases de la operación. Cuando se laminan, por ejemplo; vigas de 5 pulgadas (127 milímetros) u otros perfiles ligeros, el laminador de 40 pulgadas produce a un ritmo mucho mayor que los de 32 y 28 pulgadas. En cambio, cuando se laminan vigas pesadas de 15 pulgadas (381 milímetros) u otros perfiles similares —por ejemplo, carriles o rieles de 112 libras por yarda (56 kilogramos por metro)—, el ritmo de producción del propio laminador de 40 pulgadas apenas basta a mantener el ritmo del tren de 32 y 28 pulgadas.

En otras palabras, falta un equilibrio en las distintas unidades, que por otra parte repercute sobre la capacidad de los hornos de recalentado de acero en lingotes y sobre la capacidad del departamento de acería. Se acumula acero

Figura III

LAMINADORES EXISTENTES DE 40-32-28" (1016-813-711 mm)
 LAMINADOR DESBASTADOR DE 46" (1168 mm)
 LAMINADOR DE 26" (660 mm) PARA PALANQUILLAS



- A — Hornos recalentadores de lingotes
- B — Laminador dúo de 40" (1016 mm) desbastador de lingotes
- C — Tijera
- D — Hornos recalentadores de tochos
- E — Laminador dúo de 32" (813 mm) preparador
- F — Laminador trío de 28" (711 mm) acabador
- G — Sierra en caliente
- H — Cama enfriadora

EQUIPO NUEVO QUE SE INSTALARÁ

- 1 — Laminador de 46" (1168 mm) desbastador de lingotes

- 2 — Tijera
- 3 — Empujador
- 4 — Transportador de salida de tochos y planchones
- 5 — Empujador y apilador de planchones
- 6 — Transportador de tochos fríos al horno
- 7 — Empujador del horno
- 8 — Horno continuo recalentador de tochos
- 9 — Horno termos
- 10 — Laminador de 26" (660 mm) *cross country* para palanquillas
- 11 — Tijera de palanquillas
- 12 — Camas enfriadoras de palanquillas
- 13 — Almacén de tochos
- 14 — Almacén de palanquillas
- 15 — Lugar que dejarán disponible los laminadores comerciales antiguos de 18, 12 y 11 pulgadas (457, 305 y 279 mm)

en lingote frío cuando se laminan perfiles ligeros, y resulta insuficiente la capacidad del departamento de acería, así como de los hornos recalentadores para lingotes de acero, cuando se laminan perfiles pesados.

Este desajuste obedece a la variedad de productos que demanda el mercado nacional, sin que, por otra parte, se justifique la instalación de unidades especializadas para cada grupo de medidas, pues tendrían capacidades muy superiores a las necesidades.

b) Nuevo laminador desbastador de 46 pulgadas (1.168 milímetros)

Sometidas estas condiciones a varias consultas, se llegó a adoptar una disposición adecuada de los equipos correspondientes. Gracias a ella el nuevo laminador desbastador que se instalará trabajará con independencia del tren de 32 y 28 pulgadas.

De acuerdo con esta disposición, el nuevo laminador desbastador producirá tochos destinados a la laminación

de perfiles estructurales o carriles y palanquillas y además planchones, sin hallarse supeditado a la marcha del tren de 32 y 28 pulgadas. Se obtendrían así las óptimas condiciones de trabajo de este último, y una capacidad del nuevo laminador desbastador adecuada a sus características.

Este último será de 46 × 18 pulgadas (1.168 × 2.997 milímetros) y tendrá una capacidad que puede llegar, en caso necesario, a un millón de toneladas. Los tochos que produzca podrán i) almacenarse en los patios previstos al efecto, para ser recalentados después en hornos de tipo continuo y laminarse en perfiles ligeros en el tren de 32 y 28 pulgadas; ii) seguir directamente, aprovechando su calor original y recibiendo sólo un recalentamiento ligero en los hornos continuos para laminarse en perfiles pesados en el mismo tren de 32 y 28 pulgadas; iii) seguir directamente, aprovechando su calor original, para desbastarse en palanquillas de 4×4 ó de 3×3 pulgadas (102×102 ó 76×76 milímetros, respectivamente), en un laminador de 26 pulgadas (660 milímetros), tipo universal compuesto de 2 tríos y dos dúos, cuya capacidad estará equilibrada con la del laminador desbastador, y cuya instalación está también en ejecución, y, además, iv) laminar planchones para la producción, en unidad aparte, de chapas y láminas.

El laminador desbastador de 46 pulgadas, en vías de ejecución, podrá tomar lingotes hasta de 15 toneladas, contra los de 3 toneladas que admite como máximo el actual laminador, y podrá desbastar planchones hasta de 72 pulgadas (1.829 milímetros) de ancho, destinados a producir chapa hasta de 74 pulgadas (1.880 milímetros) de anchura.

Las características principales y la disposición de la instalación, respecto a las unidades existentes, pueden analizarse con mayor facilidad en la figura III, que ilustra las anteriores descripciones. Obsérvese la localización adoptada para el nuevo laminador desbastador de 46 pulgadas.

c) Resultado

Esta nueva disposición de las instalaciones resolverá los siguientes problemas: i) proporcionará el equilibrio deseado entre las distintas unidades de laminación de la planta; ii) permitirá el aprovechamiento del calor original de los lingotes de acero, evitando su almacenamiento con costoso y dilatado recalentamiento ulterior; iii) la localización del nuevo laminador desbastador de 46 pulgadas es más lógica que la del actual desbastador; y por otra parte, durante su instalación no se entorpecerá la marcha de los equipos existentes, factor éste de vital importancia, y iv) se conseguirá además, una mayor capacidad en el equipo de 32 y 28 pulgadas para el laminado de estructurales y carriles, al eliminar su supeditación a la marcha del laminador desbastador existente, así como al relevarlo de la fabricación de palanquillas.

4. ALTOS HORNOS, ACERÍA Y HORNOS RECALENTADORES

Este programa de ampliación de capacidad y modernización de los equipos laminadores lleva aparejada una ampliación simultánea de la capacidad productora de hierro y acero y del equipo de hornos de recalentado.

a) Altos hornos

Ya se está tratando de ampliar la capacidad y de modernizar el antiguo alto horno No. 1, el primero que se instaló en la América Latina, para elevarla a un mínimo de 600 toneladas. Junto con la del alto horno No. 2, que se instaló en 1943, producirá 1.200 toneladas diarias de arrabio.

Hay espacio previsto para la futura ampliación de la capacidad de producción de arrabio.

b) Hornos de acero

La actual batería de 5 hornos de 95 toneladas de capacidad está siendo adicionada con un nuevo departamento de acería. Contará con 2 hornos de 250 toneladas de capacidad cada uno, con la posibilidad de futuras unidades.

c) Hornos de recalentado

Se están ampliando para recalentar hasta 600.000 toneladas de lingotes de acero por año.

Todo lo anterior elevará la capacidad de la planta desde 240.000 a 400.000 ó 500.000 toneladas anuales de acero, quedando preparada con capacidad de laminación suficiente para absorber ulteriores demandas del desarrollo del mercado de México.

d) Aceros Planos de Monterrey, S. A.

Simultáneamente con estos trabajos de ampliación y modernización de las instalaciones, se establecerá en Monterrey una nueva unidad, tipo semicontinuo, compuesta de almacén de acondicionamiento de planchones, horno continuo para calentar planchones, molino de óxido, laminador desbastador y de placas, cuatro cajas de laminación continua para producir chapa, enrolladora para chapa, equipos para cortar y enderezar chapa, tres laminadores para trabajar en frío, etc.

Esta nueva unidad —Aceros Planos de Monterrey, S. A.— será consumidora de los planchones que produzca la planta de la Compañía Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey, S. A., y, como se instalará separadamente, no ofrecerá problemas respecto a la disposición de sus equipos.

Los problemas de laminación de una planta siderúrgica semiintegrada en América Latina*

por MILES SHEROVER y W. P. LEWICKI

La Siderúrgica Venezolana S. A., "Sivensa", de Caracas, Venezuela, es una fábrica de acero semiintegrada con capacidad de producción anual de 75.000 toneladas. Ocupa una superficie de tan sólo 30.000 metros cuadrados. Produce exclusivamente barras para hormigón armado y alambres desde el alambre No. 5 hasta las barras de 1½ pulgadas inclusive. Abastece el mercado local de Caracas, la capital del país, y ciudades como Maracay, Valencia y Barquisimeto, situadas a una distancia por camión de 400 a 500 kilómetros de la fábrica.

En las páginas siguientes se describen algunos de los problemas de dicha fábrica y los procedimientos que utiliza.

I. EL PRINCIPIO DEL LINGOTE TAMAÑO PALANQUILLA

Los bajos precios de la chatarra vigentes durante la depresión (1924-39), crearon condiciones favorables para la marcha de pequeñas fábricas de acero que emplearan chatarra como materia prima. Tal fue el origen de la práctica de fabricar lingotes de tamaño palanquilla, método que consiste en colar lingotes pequeños, de 3 a 6 pulgadas en cuadrado, y de 55 a 165 kilogramos de peso.

La segunda guerra mundial, con su tendencia a la descentralización de la industria, dio un nuevo impulso al desarrollo de las siderúrgicas semiintegradas. Ahora hay más de diez fábricas en el Brasil, el Canadá, los Estados Unidos, México y Venezuela, y su capacidad de producción varía de 30.000 a 100.000 toneladas por año.

La supervivencia de 15 años de esta práctica especial siderúrgica en condiciones económicas variables ha probado que se trata de un procedimiento económicamente sólido y que es un complemento importante para la industria siderúrgica integrada.

El lingote de tamaño pequeño se produjo en Europa, en fábricas con limitadas instalaciones de laminación. Como las caldas relativamente grandes de los hornos de solera sólo permitían la fabricación de lingotes pequeños mediante el oneroso método de la colada de fondo, las fábricas europeas solucionaron el problema del mayor tonelaje producido, aumentando el tamaño del lingote conjuntamente con la ampliación de los medios de laminación y utilizando el método convencional de laminación en dos fases: lingote a palanquilla y palanquilla a producto.

En América del Norte, las tendencias económicas favorecieron el método de la fabricación de acero mediante el horno eléctrico. Los precios del carbón y el petróleo bruto tendían a aumentar, mientras que los de la energía eléctrica acusaban la tendencia inversa, y se espera que esta tendencia continúe en el futuro. Las pequeñas caldas, coladas a breves intervalos, favorecían la fabricación de lingotes tamaño de palanquilla. El equipo del horno eléctrico se ha mejorado enormemente y por lo tanto seguirá manteniéndose la práctica del lingote tamaño de palanquilla.

Las tendencias económicas en América Latina son similares a las de América del Norte. Esta suposición se tuvo en cuenta al establecerse fuera de Caracas en 1948 la

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L. A III-10.

siderúrgica de que se trata, que puede coadyuvar a atender el mercado que en general satisfará la producción de la "Siderúrgica Nacional", de 420.000 toneladas de capacidad anual inicial, que empezará a funcionar en 1958.

2. FABRICACIÓN DEL LINGOTE DE ACERO TAMAÑO PALANQUILLA

a) Fabricación del acero

SIVENSA cuenta con dos hornos: un nuevo modelo 1956 NOT Lectromelt, de 12 pies y 6.250 KVA, de arco de 14 toneladas de capacidad por calda, y un modelo 1940 PT Lectromelt, de 9 pies y 4.000 KVA, de arco, de 7 toneladas de capacidad por calda.

El volumen del nuevo horno es de 475 pies cúbicos, mientras que el antiguo tiene sólo 150 pies cúbicos.

La producción de cada uno de estos hornos es como sigue:

	Toneladas/hora
Horno NOT	6,80
Horno PT	3,30

Práctica de la escoria básica única. Ambos hornos se cargan por la boca. Están dotados de sus correspondientes cubetas de carga de cierre de valva el uno y de compuerta el otro.

La capacidad combinada de los dos hornos, funcionando en conjunto, es de 9,5 toneladas/hora (94 por ciento).

Con buena chatarra, el horno grande necesita sólo una recarga, en tanto que el pequeño necesita tres.

Las cargas típicas son como sigue:

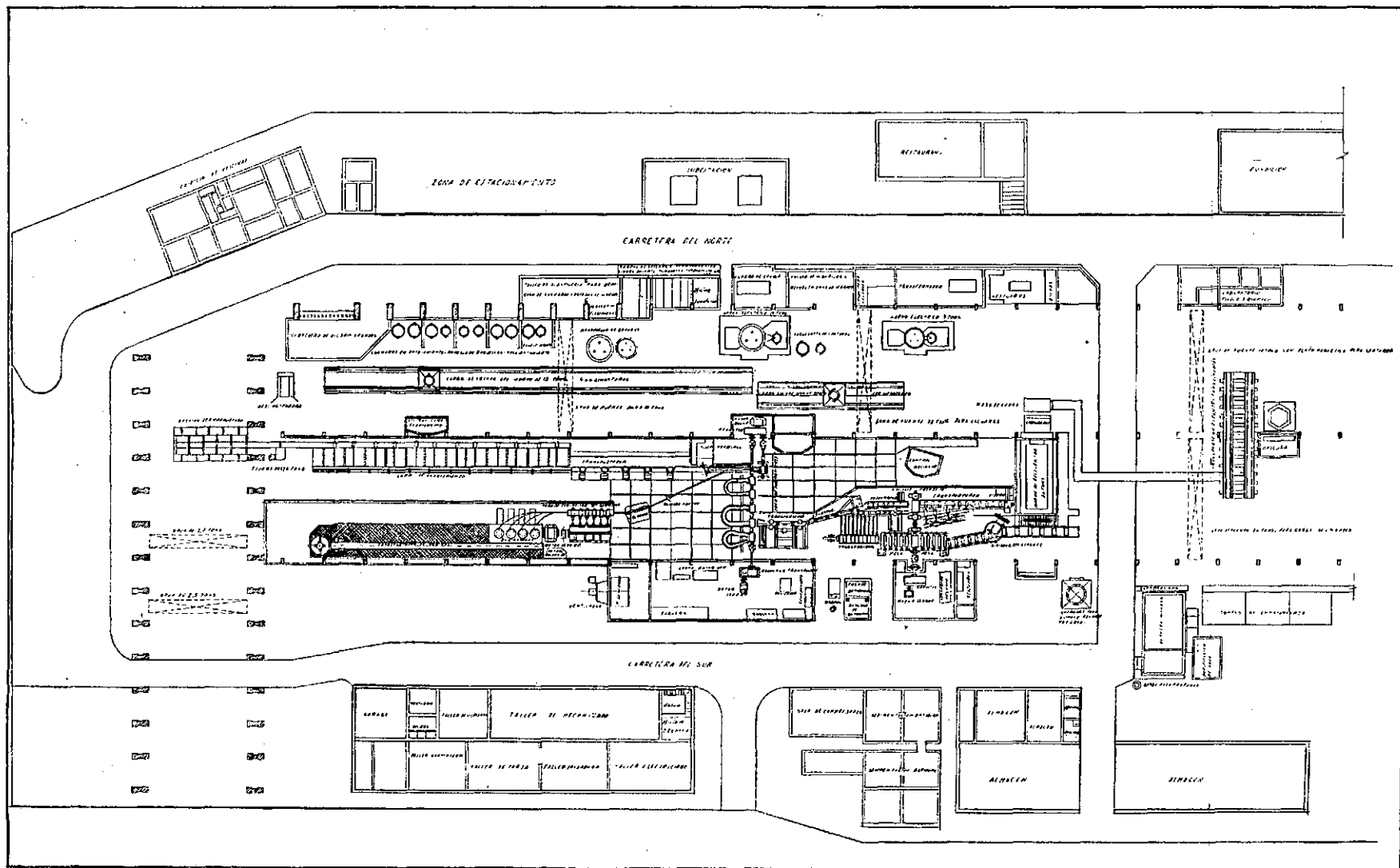
	Horno NOT	Horno PT
	kg	kg
<i>Primera carga</i>		
Lingoteras	150	100
Recortes de laminación	600	300
Paquetes N° 2	750	—
Chatarra N° 1	6.700	2.500
Chatarra N° 2	750	—
	8.950	2.900
<i>Segunda carga</i>		
Chatarra N° 2	5.550	2.100
<i>Tercera carga</i>		
Chatarra N° 2	—	2.000
Total	14.500	7.000

La fusión se hace conforme al método de escoria básica única.

El registro de la marcha del horno NOT es como sigue:

Función	Hora	Tiempo	Observación
Corte de corriente			
Principio de Sangría	0,00		
Final de sangría	0,06		6 Min.
Basculado			
Reparación del revestimiento			7 Min.
Carga de 150 kg de caliza	0,13		
Primera carga			

Figura I
 DISTRIBUCIÓN DE LAS DIFERENTES INSTALACIONES EN LA FÁBRICA SIDERÚRGICA VENEZOLANA, S. A.,
 (SIVENSA)



Apertura de corriente			40 Min.	3.280 KWH
Fusión de la 1ª carga				
Corte de corriente	0.53		4 Min.	
Apertura de la tapa				
Carga 2ª	0.57			
Cierre de la tapa				
Apertura de corriente				
Bancada de chatarra que se deja en las paredes			32 Min.	
			<i>Hora</i>	<i>Tiempo</i>
Fusión de la 2ª carga			1,29	
Primer muestreo	0.22 C	0,19 MN	14 Min.	5.700 KWH
Eliminación del 50% de escoria y adición de 20 kg de caliza, 20 kg. de espato fluor y 25 kg de ferro-manganeso	0,05 S		1,43	
Formación de escoria y efervescencia	0,04 P	0,14 C	1,53	
Segundo muestreo	0,25 MN			
Corte de corriente			10 Min.	
Sangría y adición en la cuchara				
35 kg de ferrosilicio, 40 kg de ferromanganeso y 6½ kg de carburante			2,03	7.355 KWH
			7 Min.	
Comienzo de la colada	Muestreo en la chara		2,10	
	0,04 P	0,17 C		
	0,44 Mn	0,12 Si		
Término de la colada			2,46	

Lingotes colados—90 lingotes de 151,5 kilogramos cada uno, haciendo un total de 13.635 kg colados con 550 KWH/ton; el consumo medio mensual es de 530 KWH/ton, e incluyendo las necesidades accesorias, es de 560 KWH/ton. El rendimiento de lingotes es de 94 por ciento; la productividad de 6,5 toneladas/hora.

La práctica de fundición de lingote de tamaño palanquilla no difiere del método convencional básico para la fabricación de acero semicalmado y de escoria simple. Si la chatarra está impura, se cuela parte de la escoria original. La única diferencia en los métodos de fabricación de lingotes grandes y pequeños es la que se indica a continuación.

El tamaño del lingote es el factor que limita el volumen de la calda. Se comprobó que era una mala práctica colar más de 100 lingotes de una vez; de otro modo, el horno NOT podría emplearse para colar caldas de 20 toneladas. En este caso, el tiempo de sangría a sangría aumentaría sin una notable mejora en la producción de toneladas/hora.

En el pasado, el horno PT funcionaba con tandas de 5 toneladas, y tenía la misma producción por hora que el actual con 7 toneladas. La economía de ladrillos refractarios fue de poca monta y la única diferencia era que a fin de mantener la producción horaria con caldas pequeñas, la operación se realizaba con más agobio.

b) Método de colada de los lingotes

El procedimiento difiere del tipo ordinario. La lingotera es cerrada en su base y más ancha arriba. Las lingoteras de base cerrada hacen posible mantener el peso del lingote dentro de una tolerancia de $\pm 1\frac{1}{2}$ por ciento. En el proceso de laminación no es necesario recortar la punta delgada del lingote. La economía total que se obtiene en esta forma contrarresta el costo total de las lingoteras. Las adherencias se eliminan mediante una deslingotadora de percusión por gravedad.

El tipo de lingotera con extremo estrecho cerrado por un tapón de hierro colado permite la mejor tolerancia de peso entre $\pm 2\frac{1}{4}$ por ciento. No se observó ningún aumento en la duración de la lingotera en comparación con el tipo antes descrito. Es necesario recortar la punta delgada del lingote, con lo cual disminuye el rendimiento del laminador en 2 por ciento, además de plantear un problema adicional en la manipulación de las puntas durante la laminación.

La relación del peso de la lingotera al del lingote es 3,5:1 en vez de 1,2:1 según el método ordinario. Por otra parte, la duración de la lingotera es de 360 coladas en vez de 110. La sección transversal de la lingotera es octogonal. El enfriamiento es muy rápido y la segregación casi nula.

El método de laminación consiste en despuntar el lingote en un extremo solamente después de la sexta pasada, cuando la sección se reduce a un cuadrado de $1\frac{7}{8}$ de pulgada. Un despunte de 2 por ciento indica material sólido. De esto se infiere que el lingote de tamaño palanquilla se asemeja en su estructura al que se obtiene en el procedimiento de colada continua, debido al rápido enfriamiento de la lingotera.

Las cucharas se calientan bien de antemano a fin de permitir la colada de 90 lingotes con una caída de temperatura del acero inferior a 80°C. Se suele emplear una boquilla de 1 pulgada. Hay que ajustar el tapón con mucho cuidado a fin de evitar aspersiones por la boquilla y asegurar un cierre perfecto.

La cuchara se ajusta a un carro de colada, a fin de evitar su oscilación en los ganchos de los cables de la grúa. Cuando se ha llenado el lingote hasta media pulgada más abajo del borde de la lingotera se agrega una pequeña cantidad de granalla de aluminio para llenar la boca y se inserta excéntricamente un gancho hecho de varilla de media pulgada de diámetro.

La colada de 90 lingotes tarda 35 minutos por término medio. La velocidad de colada es 12 kg por segundo. Los lingotes se solidifican y deslingotan 8 minutos después de la colada. El deslingotado se facilita usando el gancho insertado en el lingote. Para deslingotar 6 lingotes a la vez se utiliza una herramienta múltiple de 6 ganchos. Diez minutos después del vaciado del último lingote, todos ellos quedan colocados en un bastidor dispuestos ordenadamente tal como se han de cargar en el horno de recalentamiento.

En el bastidor se coloca una etiqueta de identificación en la que se indica el número de la colada y el del análisis de los lingotes. El bastidor se lleva a la báscula del laminador para pesarlo y en seguida se traslada a la plaza de laminación.

Veinticuatro horas después de producido el lingote, el laboratorio de la fábrica califica las coladas como estructurales, intermedias, de alta resistencia a la tracción o fuera de serie.

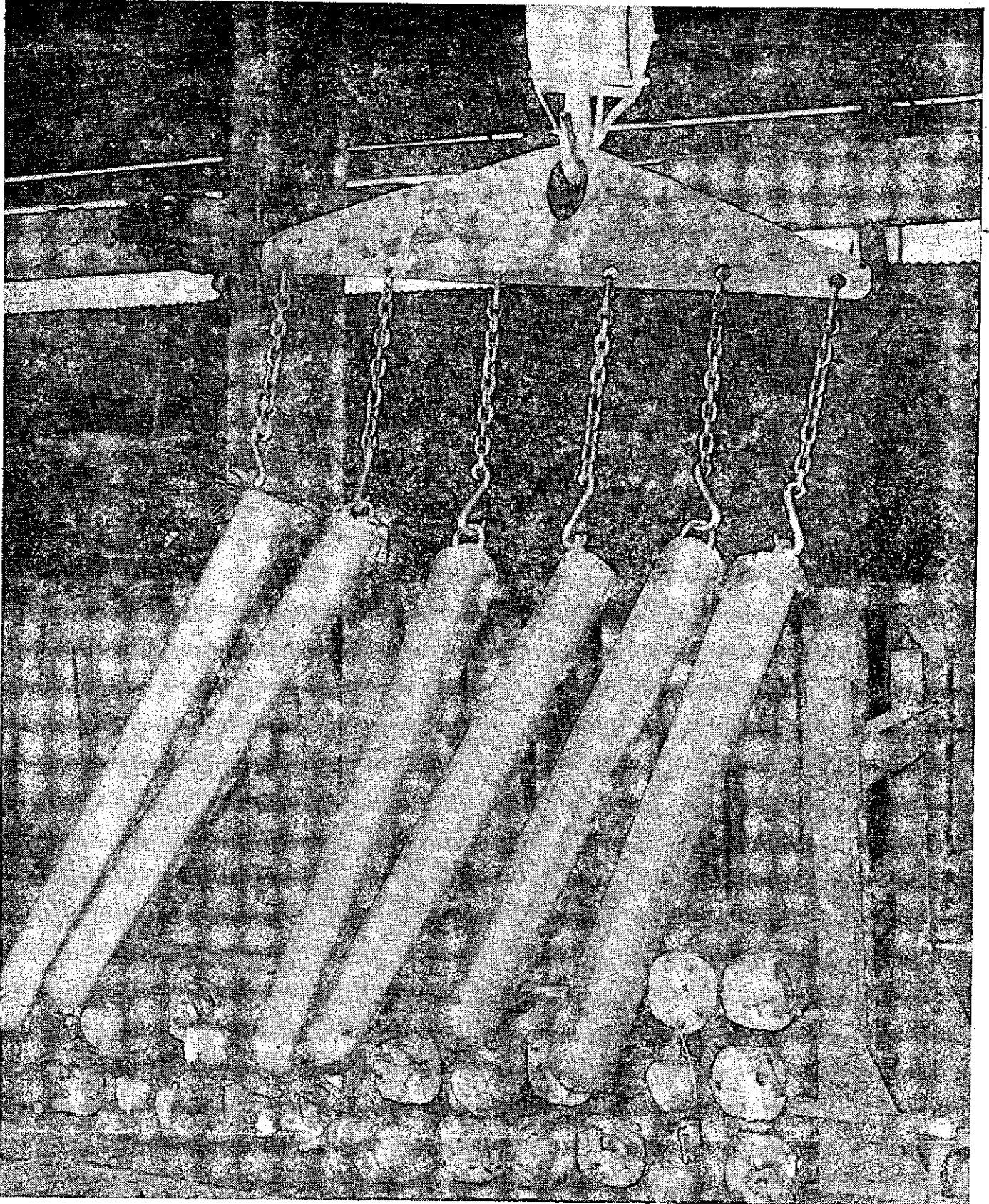
3. PRÁCTICA DE LAMINACIÓN

a) Almacenamiento

Como ya se ha indicado, se aceptó el sistema de un lingote tipo a fin de economizar espacio en el foso de colada y también para simplificar el almacenamiento y manipulación.

Los lingotes se extraen de la lingotera con una herramienta múltiple y en seguida se colocan en bastidores que

Figura II
TOCHOS. SU AMARRE Y DESLINGOTADO



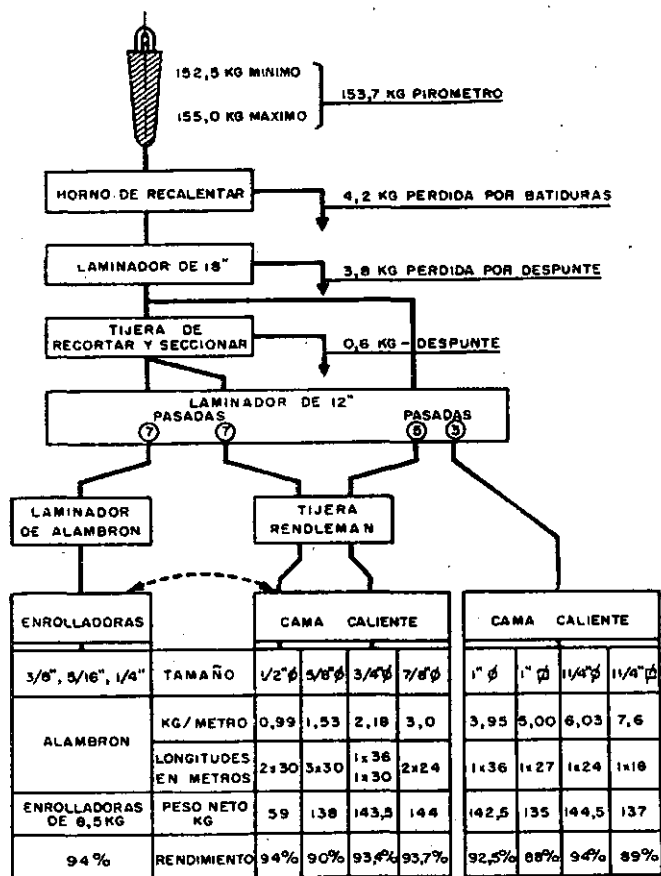
más tarde se trasladan a la báscula de laminación. Los bastidores se pesan y luego se colocan sobre un transportador continuo de gravedad, trasladándose de este modo al depósito de lingotes debajo del puente-grúa de la laminación.

Las coladas de 14 toneladas se colocan en dos bastidores y las de 7 en uno solo. Se necesitan 120 bastidores para almacenar 850 toneladas, que se comprobó sería la cifra máxima de almacenamiento de lingotes.

Los lingotes se sacan del bastidor para la estiba solamente en caso necesario. En general, el bastidor se coloca en el transportador de carga del horno, el que lleva los bastidores cerca de la puerta de carga de aquél. En este lugar, un imán rectangular toma 6 lingotes de una vez y los coloca en el bastidor, que se empuja dentro del horno.

Figura III

DIAGRAMA DE CIRCULACIÓN PARA LA LAMINACIÓN DE BARRAS (CABILLAS) PARA HORMIGÓN ARMADO



b) Práctica del calentamiento

El horno original tenía una sola sección con una capacidad de calentamiento de 10 toneladas por hora. En la actualidad se ha transformado en un horno de tres secciones con una capacidad de 20 toneladas por hora; tiene una descarga frontal. La longitud activa es de 35 pies. La sección activa ocupa 540 pies cuadrados y la velocidad de calentamiento es de 80 libras por pie cuadrado por hora. Cuatro hombres se encargan del horno. En comparación con otros hornos de igual capacidad, éste es muy pequeño y compacto. Los tubos de deslizamiento se enfrían con agua y se aíslan debidamente. El agua se recicla por una torre de enfriamiento a razón de 500 galones por minuto. El horno

funciona automáticamente con reguladores apropiados. La pérdida por batiduras llega a 2,8 por ciento. Los lingotes se descargan a una temperatura de 2.100°F y el consumo de gas asciende a 275.000 calorías por tonelada.

c) Desbaste

En el laminador de 18 pulgadas, las primeras cinco pasadas se colocan en la primera caja y son las mismas cualquiera que sea la sección laminada. La primera, tercera y quinta pasadas están colocadas arriba, en tanto que la segunda y la cuarta están abajo. Las mesas basculantes están situadas a ambos lados de la primera caja. Un manipulador tipo horquilla voltea la barra de la primera a la segunda y de la tercera a la cuarta pasadas. Las guías de entrada de las pasadas segunda y cuarta doblan la barra hacia arriba, de modo que ésta gira por gravedad al entrar en la tercera y quinta. Las mesas basculantes de la primera caja se hacen funcionar desde el puesto de mando. Un operario trabaja a cada lado de la primera caja. La tarea es fácil y rápida para los operarios; el ciclo dura 20 segundos, lo que da 25 toneladas/hora.

Después de la quinta pasada se lleva la barra a un carro transversal, y después a un transportador seguido de un rodillo de agarre, y después a un transportador seguido de un rodillo de agarre, para que entre en la sexta pasada, situada en la segunda caja. El rodillo de agarre es de diseño especial de la fábrica. Después de la sexta pasada se despunta la barra y entra en la séptima pasada del laminador de 18 pulgadas. Después de la séptima pasada, que puede ser oval, plana o de perfil determinado, la barra pasa al laminador de 12 pulgadas mediante un sistema de rodillos de agarre hidráulicos. La segunda caja del laminador de 18 pulgadas funciona en forma automática. La secuencia de operaciones se regula con un sistema de limitador de corriente y relés de ajuste de tiempo. La fuerza motriz la proporciona un motor sincrónico de corriente alterna de 1.200 caballos. La velocidad del laminador es de 80 revoluciones por minuto. Las cargas máximas alcanzan a 1.800 caballos cuando coinciden 3 lingotes en las dos cajas del laminador de 18 pulgadas. Resultó suficiente un despunte de 2 1/2 por ciento en la cabeza del lingote. La vida de los cilindros alcanza para 9.000 toneladas por campaña, de modo que se cambian cada seis semanas. Se aplica un sistema de cuatro cilindros.

d) Acabado

En un tren concluidor trío de 6 cajas de 12 pulgadas, las 4 primeras cajas se mueven con un motor de corriente continua de 1.000 caballos. La velocidad de laminación fluctúa entre 100 y 200 revoluciones por minuto. Las últimas dos cajas son dúo y se mueven por un motor de 800 caballos; su velocidad varía entre 150 y 300 revoluciones por minuto. Ambos motores, como el del tren de barras, obtienen su fuerza de un grupo motor generador de 1.800 KW.

El laminador de 12 pulgadas está provisto de repetidores en el lado de la pasada cuadrada y de uno en la pasada oval. Los tamaños mayores, incluso los de 5/8 de pulgada, pasan a la segunda caja del tren de 12 pulgadas y se laminan en una sola línea. Para los tamaños de media pulgada o menos, la tijera volante que se encuentra entre los trenes de 18 y 12 pulgadas parte la barra en dos. Las barras entran en la caja número 1 con un repetidor de tipo de herradura y se doblan de la caja número 2 a la 6. Las dos barras salen de esta última caja del tren de 12 pulgadas pueden dirigirse hacia el tren de barra de 10 pulgadas o una barra

puede dirigirse al tren y otra a la tijera volante y de ahí a la mesa de enfriamiento.

e) *Mesa de enfriamiento y tren de varilla*

El laminador de varilla es un tren moderno y continuo de 10 pulgadas, de 6 cajas, provisto de dos devanaderas, un transportador de rollos y un colector de rollos. Como la velocidad del tren de 12 pulgadas y 6 cajas está limitada a 15 pies por segundo, la velocidad máxima del laminador de varillas es 2.000 pies por minuto, lo cual limita también la productividad del laminador. Para subsanar este inconveniente, las varillas se laminan en línea doble o en combinación con los otros tamaños laminados en la mesa de enfriamiento.

En este laminador se fabrican los tamaños siguientes: $\frac{3}{8}$, $\frac{5}{16}$, $\frac{1}{4}$ de pulgada, y alambrión del N° 5; el peso de los rollos es de 75 a 100 kilogramos.

La mesa de enfriamiento es de tipo de viga móvil. Tiene 120 pies de largo y una tijera volante para subdividir las barras que pesan menos de 2,5 libras por pie. La tijera en frío tiene capacidad para 175 toneladas.

f) *Plaza de embarque*

La mesa posterior de la cizalla tiene un gabarit de doble travesaño y un doble tope situado en la nave de despacho. Un doble tope diseñado y fabricado especialmente para la fábrica, permite el corte de dos longitudes al mismo tiempo, detalle que tiene gran importancia. El mercado requiere longitudes de 6, 9, 12 y 15 metros; no se permiten longitudes indeterminadas. Combinando las longitudes de manera apropiada se obtiene un gran rendimiento. El rendimiento anual medio es de 92,5 por ciento. El rendimiento total de chatarra a producto es de 86,5 por ciento. La nave de despacho tiene dos grúas de doble gancho de cinco toneladas. Alrededor del 40 por ciento del acero se embarca directamente del bastidor posterior de la tijera al camión del cliente.

4. PROCEDIMIENTOS Y MÉTODOS DE LAMINACIÓN

a) *Métodos de elaboración*

Los cilindros son de diseño tipo y las pasadas tienen números tipos. Para cada tamaño laminado, el manual de trabajo indica las pasadas y la altura de cilindros requerida.

El diseño del herramental permite un premontaje de las cajas y guías de entrada en el taller de cilindros. Para cada pasada de cada tamaño se dispone de moldes de madera que imitan a las jaulas de los cilindros y a los propios canales de los mismos. Se emplean barras de ensayo para centrar las cajas de entrada. Se utilizan calibres de limitación en cada pasada por cada tamaño, a fin de ayudar al operario a comprobar la barra sin necesidad de medirla y a ajustar la pasada en caso necesario. Se trabaja en dos turnos. El primero, desde mediodía hasta las 22 horas y el segundo, desde esa hora hasta las 7 de la mañana. Generalmente se trabaja cinco días por semana. El personal de cambio de cilindros o pasadas empieza a trabajar a las 6.30 de la mañana. Las barras de prueba se laminan a las 11.30 de la mañana. El mismo grupo también trabaja de 13.30 a 17.30 reparando las guías para el día siguiente. Todo el trabajo de conservación de tipo preventivo se hace siempre a la luz del día, desde las 7 de la mañana hasta el mediodía. El trabajo principal de conservación y limpieza se efectúa los sábados.

Cada dos sábados se dan clases de capacitación en técnicas de laminación para el personal interesado. En estas clases se utilizan los hechos de la última quincena como material de discusión y se muestran las técnicas de "acierto y error".

b) *Resultados de la operación*

Hasta ahora se ha logrado lo siguiente:

La producción máxima del horno de recalentar es 20 ton/hora
 La producción máxima del laminador de 18 pulgadas es 25 ton/hora
 La producción del laminador de 12 pulgadas es la que se expresa a continuación.

Tamaño	Por ciento del total de la producción	Velocidad en pies por segundo	Producción ton/hora	Líneas
1" RD — 1 1/4" Sq.	22	12	35 — 50	Simple
3/8" RD — 1/2" RD.	27	15	18 — 30	Simple
1/2" RD & Rod	51	15	18	Doble

La dificultad básica para los tamaños pesados es el horno, mientras que para los pequeños es la velocidad de acabado del laminador de 12 pulgadas. La productividad media es de 15,2 toneladas/hora, por cada hora y para todos los tamaños. No hay diferencia notable en la productividad en lo que a tamaños pequeños se refiere y ello se debe a que dichos tamaños se fabrican en doble línea. Trabajan en el laminador 25 hombres, incluyendo el jefe de laminación y su ayudante. Del cambio de rodillos y de la limpieza se encargan 7 hombres. Las estadísticas del tiempo inactivo correspondientes a tres meses revelan el siguiente promedio semanal:

Tiempo total de laminación	85 Hrs.
Ajustes del laminador	3 Hrs. 20 Min.
Obstrucciones del laminador	3 Hrs. 40 Min.
Reparaciones mecánicas y eléctricas	2 Hrs. 40 Min.
<hr/>	
Total de tiempo perdido	9 Hrs. 40 Min.
Total neto de laminación	75 Hrs. 20 Min.
Total laminado	1.295 ton
Rendimiento	92,5 por ciento
Barras perdidas	0,4 por ciento
Lingotes laminados	9.250 - 1.400 ton.
Lingotes laminados por hora neta	123
Lingotes laminados por hora bruta	108

5. ORGANIZACIÓN DE LOS DEPARTAMENTOS DE INGENIERÍA Y CONSERVACIÓN

a) *Organización*

Debido a la falta de mano de obra experimentada en las acerías, la organización del departamento de conservación constituye un grave problema. Un lento proceso de selección permitió elegir a 39 hombres, acentuando la importancia del trabajo en equipo de los operarios, diseñadores, mecánicos e ingenieros. Se instaló equipo por valor de un millón y medio de dólares sin ayuda de montadores del extranjero.

Se invirtió otro medio millón de dólares en rediseñar, modernizar y acondicionar equipo antiguo. Una buena parte del equipo se construyó por completo en la fábrica. Hoy, después de dos años, se dispone de personal veterano

con la suficiente experiencia para actuar en la laminación como sea necesario.

Los 39 hombres del grupo de conservación suponen uno por cada 5,5 operarios productivos. Esta proporción es alta comparada con la usual en la industria integrada de acero, en que esta relación varía de 1:8 a 1:10. Pero hay que considerar lo siguiente: i) no se contrata ninguna obra fuera porque las condiciones locales no lo hacen posible; ii) se importa el mínimo de repuestos. Las piezas moldeadas de acero, aluminio y cobre se obtienen en la fábrica y en ella se usinan también las piezas de repuesto.

b) Métodos

Se da toda la importancia a la conservación preventiva. Se investiga cada caso de interrupción y se toman las medidas necesarias para evitar repeticiones. Un sistema de tarjetas de tiempo permite registrar una estadística de costos por cada pieza de equipo. Se han registrado casos en que el costo anual de reparaciones y de tiempo ocioso llegó al 60 por ciento del costo de sustitución.

El taller mecánico dispone de algunas buenas máquinas-herramientas, un soplete para cortar chapa de hasta 6 pulgadas, un soldador de arco sumergido para la construcción y el endurecimiento de superficie de las ruedas de grúa, ejes, etc., un aparato de aluminotermia para soldar los tréboles de los piñones, etc. La soldadura con bronce de una gran caja de hierro colado es una técnica que se usa corrientemente. Se ha logrado depender menos del elemento humano que de la maquinaria. Como se dijo antes, el tren de 18 pulgadas, el carro transversal, el despuntado y el corte, la tijera especial y la mesa de enfriamiento, los enrolladores, todo este trabajo funciona en un ciclo totalmente automático. El operario es justamente un vigilante. La conservación a un costo algo más elevado se compensa ampliamente reduciendo al mínimo las pérdidas resultantes de los errores humanos.

6. ORGANIZACIÓN DEL DEPARTAMENTO DE ALMACENES

El consumo de chatarra se vigila de cerca; se pesa para cada carga, así como cada calda. El rendimiento se controla calda por calda.

Los lingotes que entran en laminación se pesan también, así como la producción de laminado y la chatarra producida en la laminación. El rendimiento de laminación se comprueba turno por turno.

Los materiales que se suministran a la fundición están codificados y su consumo se confronta y se relaciona con la producción sobre una base semanal. Esto se hace para lograr el ajuste de los excesos antes de que sea demasiado tarde.

Los almacenes ocupan 25.000 pies cuadrados de terreno y 6.000 pies cuadrados de edificios cubiertos, 10 operarios manipulan la chatarra, los materiales básicos, las piezas de repuesto y el trabajo documental relacionado con la importación.

El almacenamiento de los materiales está organizado y cada artículo tiene su espacio determinado. Los materiales pesados y los de uso frecuente están colocados debajo de un puente-grúa.

7. CONCLUSIONES

a) ¿Puede competir con los precios mundiales una fábrica de acero local semiintegrada? Todo depende de los precios de la chatarra y de la energía eléctrica. En el oeste de los Estados Unidos, en que la energía cuesta 8 milésimos de dólar por KWH y los precios de la chatarra son de 10 a 12 dólares por tonelada más bajos que en la parte oriental y en que el precio del acero es 10 dólares por tonelada más alto, las ventajas son evidentes. Las mismas condiciones existen en Alabama y con menor amplitud en Nueva Inglaterra. En cuanto al mercado latinoamericano, todo depende de la correlación entre los precios del mercado, los precios de la chatarra y el costo de la energía.

b) Indudablemente, las plantas semiintegradas basadas exclusivamente en chatarra, hornos eléctricos y lingote de tamaño palanquilla, sirven como complemento a las fábricas siderúrgicas grandes totalmente integradas, sobre todo si están localizadas cerca de los grandes centros de consumo en que los fletes desde aquellas fábricas representan un por ciento importante del costo.

Empleo de martinets y prensas en lugar de laminadores desbastadores en instalaciones productoras de aceros ordinarios

por E. DE SÈZE y JULIEN COURTHÉOUX

I. INTRODUCCIÓN

La Sociedad de Aceros Finos del Este (SAFE) fue constituida en 1931 por Louis Renault, constructor de automóviles, con el fin de suministrar los aceros de construcción, de todos tipos, a sus fábricas de Billancourt. Para asegurar en condiciones económicas a la nueva fábrica el metal necesario (arrabio bruto y fundición de hierro y acero), así como la corriente eléctrica y el gas, dicha fábrica fue ins-

talada en Hagodange, donde Renault poseía una importante participación en la U.C.P.M.I., gran siderúrgica con hornos de coque, 6 altos hornos, 3 hornos Martin-Siemens, un gran tren de desbaste y varios trenes transformadores.

Así pues, la SAFE instaló inmediatamente un horno eléctrico de 20 toneladas y un tren trío de 550. Al principio se había previsto la colada de pequeños lingotes de 250 a 300 kilogramos, para desbastar directamente en el tren trío. Este método resultó en seguida poco práctico, y se decidió desbastar los lingotes (de 2 a 3 toneladas) en el laminador de la U.C.P.M.I., volviendo los tochos de nuevo a la SAFE

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.AIII-5.

para someterlos a las ulteriores operaciones. Este régimen funcionó hasta fines de 1953.

Sin embargo, el hecho de que en un laminador de tal capacidad (129 toneladas por hora) se desbastaran por una parte lingotes de 6 a 10 toneladas (Thomas y Martin) y por otra lingotes de 2 a 3 toneladas de aceros aleados, no dejaba de presentar inconvenientes. Estos se hicieron cada vez más graves a medida que se aumentó la producción y en particular cuando la SAFE montó un segundo horno eléctrico y se planteó finalmente en forma apremiante el problema del desbaste separado de sus lingotes.

De antemano se juzgó que, para servir la producción de dos hornos eléctricos de 30 toneladas, la instalación de un desbastador tal como se concibe en las grandes siderúrgicas (tipo 40 a 46 pulgadas) representaba una inmovilización de capital inaceptable. Fundando los cálculos sobre una producción futura más elevada, se hubiera podido admitir un desbastador de menor diámetro (por ejemplo de 700 ó 750), reduciendo así en una cierta medida los gastos de primera instalación. Al fin se adoptó la solución, bastante revolucionaria en aquella época, de la prensa rápida de forjar.

En todo caso, y con justa razón, se mantuvo para su alimentación el principio de calentamiento en hornos de foso introduciendo en ellos lingotes calientes y utilizando una mezcla de gas de alto horno y de los hornos de coque de 1.500 calorías, o petróleo de 10.500 calorías. El personal, reclutado sobre el terreno, tenía que ser instruído por completo sin especial programación anterior.

Sin embargo, después de algunos ensayos y tanteos, inevitables en tales condiciones, la explotación del conjunto llegó a términos enteramente satisfactorios y puede decirse que la marcha general y la sucesión normal de operaciones dan a este taller una fisonomía que se aproxima más a una laminación que a un taller de forja.

2. DESCRIPCIÓN GENERAL

El conjunto de la instalación actual —sala de compresores y acumuladores, prensa, almacenado y desbarbado— está situado en un edificio cubierto de 100 × 25 metros, en el cual se había previsto la instalación de una segunda prensa, lo que resultó inútil a causa del imprevisto rendimiento de la primera.

La superficie cubierta sobrante ha sido utilizada muy adecuadamente para fosos de enfriamiento y para un taller de desbarbado.

La figura I indica las principales partes de la instalación, que comprende:

- a) Una central aerohidráulica compuesta de:
 - 4 grupos (de los cuales uno en reserva) de motobombas de 250 caballos. Bombas horizontales de 3 émbolos, velocidad 250 revoluciones y 450 litros por minuto. Presión, 200 kilogramos. Motor de 250 caballos a 950 revoluciones.
 - 1 acumulador aerohidráulico compuesto de dos depósitos de 4.825 litros cada uno, capacidad 850 litros a 200 kilogramos. Las bombas son accionadas automáticamente por electroválvulas.
- b) La prensa es de una potencia de 1.200 toneladas, calculada para 1.500.

La presión normal con agua a 200 kilogramos, puede elevarse a 320 gracias a un multiplicador.

Con el agua a 200 kilogramos, la potencia de la prensa es de 750 toneladas.
- c) El manipulador está montado sobre carriles de carga, de 4 toneladas de límite y 45 de peso.

Velocidad de rotación de la tenaza 9 r/min.; motor de 19 HP.

Velocidad de traslación de la tenaza, 34 m/min; motor de 19 HP.

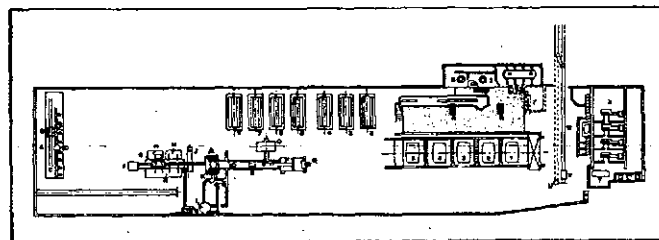
El mecanismo de presión de la pinza o tenaza y su desplazamiento horizontal son oleohidráulicos.
- d) 4 fosos de regulación automática.

Cada célula puede contener o almacenar 12 lingotes de 3 toneladas. Se está construyendo un quinto foso para permitir el funcionamiento constante de los cuatro.

Actualmente los hornos de foso se calientan por petróleo, pero está previsto que funcionen en el futuro con

Figura I

CONJUNTO DE LA INSTALACIÓN DE LA FORJA DE LINGOTES



A. PRENSA DE 1,500 TONELADAS

DESBARBADO:

- A — Desbarbado mecánico
- B — Cabina
- C — Vía de traslación de la cabina
- D — Carro de óxido
- E — Soportes para tochos

PRENSA:

- F — Mando del carro
- G — Carro
- H — Fosos de tochos
- I — Puesto de mando
- J — Fosa de residuos
- K — Distribución prensa y traslación
- L — Depósito
- M — Grupo de mando de husillos
- N — Jaula de lingotes
- O — Fosa de residuos
- P — Manipulador
- Q — Enrollador de cable

HORNOS DE FOSO:

- R — Regulación automática de petróleo
- S — Calderas
- T — Cámara de petróleo
- U — Depósito de enfriamiento de tenazas
- V — Pozo de reparación
- W — Vía de llegada de lingotes

CENTRAL DE PRESION:

- X — Central hidráulica
- Y — Depósito de aspiración de las bombas

Mediante la utilización de un multiplicador la potencia puede elevarse a 1.200 toneladas. El forjador tiene dos manillas o mandos que le permiten pasar a voluntad de uno a otro régimen.

Recorrido, 1,20 metros; anchura entre columnas, 2,30 × 1,30 metros. Velocidad, 250 milímetros por segundo.

Para el cambio de yunques, o chabotas, la mesilla inferior puede desplazarse horizontalmente 1,70 metros.

e) El manipulador está montado sobre carriles de carga, de 4 toneladas de límite y 45 de peso.

Velocidad de rotación de la tenaza 9 r/min.; motor de 19 HP.

Velocidad de traslación de la tenaza, 34 m/min; motor de 19 HP.

El mecanismo de presión de la pinza o tenaza y su desplazamiento horizontal son oleohidráulicos.

d) 4 fosos de regulación automática.

Cada célula puede contener o almacenar 12 lingotes de 3 toneladas. Se está construyendo un quinto foso para permitir el funcionamiento constante de los cuatro.

Actualmente los hornos de foso se calientan por petróleo, pero está previsto que funcionen en el futuro con

mezcla de gas (alto horno + hornos de coque) de 1.800 calorías.

- e) Un *parque* de almacenaje con fosos de enfriamiento y un *taller* de desbarbado a soplete.
- f) 2 *puentes-grúa*, de los cuales uno, para garras o tenazas de 6 toneladas, asegura el servicio de los lingotes entre los hornos de foso y la prensa y otro, ordinario, con doble movimiento, de 15 y 5 toneladas, sirve principalmente para la evacuación de los tochos.

3. CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN

El lingote normalmente utilizado es de tipo invertido con mazarota refractaria colado directamente de fondo.

Peso, 3 toneladas; sección máxima, 535²; media 500². La mazarota cuadrada (16 a 17 por ciento del peso total) sirve de cabo de amarre para coger el lingote con el manipulador.

Teniendo en cuenta una pérdida al fuego de 1 a 2 por ciento y los desperdicios de cabeza y pie de lingote, se obtiene normalmente un tocho de 2.500 kilogramos y la reducción a mil, o la inversa del rendimiento, queda establecida alrededor de 1.240 como media mensual. Se tiende a obtener un tocho de 195/200² de sección media. Excepcionalmente se fabrican de 240² y 265².

Las producciones horarias crecen naturalmente muy rápidamente en función de las secciones, y en la práctica se obtienen las cifras siguientes:

12 toneladas en 200 ²
17 " " 240 ²
20 " " 265 ²

A estas cifras corresponden las siguientes producciones mensuales:

6.000 toneladas en 200 ²
8.500 " " 240 ²
10.000 " " 265 ²

Para la cifra de 6.000 toneladas se obtienen 72.000 al año ó $\frac{72.000}{1.200} = 60.000$ en tochos. Un lingote de 4 tone-

ladas, con el que se experimentará próximamente, debería, al menos con una sección de 265², llevar a cifras aún más elevadas.

4. REDUCCIONES OBTENIDAS EN LA PRÁCTICA

Se acaban de indicar las tres secciones que se obtienen normalmente en la actualidad. No hay que olvidar que se trata de una prensa de 1.200 toneladas, calculada para 1.500. La estricción (o reducción de sección) a 195² representa

$$\frac{500}{195} = 6,4. \text{ Excepcionalmente, se ha bajado a veces hasta}$$

$$185 \times 155, \text{ esto es a una estricción de } \frac{500}{185 \times 155} = 8,8. \text{ La}$$

producción ha descendido entonces a 8 toneladas por hora. Se advierte perfectamente que, partiendo del lingote de 3 toneladas, la sección de 200² representa efectivamente el mínimo práctico.

El lingote forjado a 200² adquiere una longitud aproximada de 12,50 metros.

Con esta longitud, al sujetarle el manipulador, la barra

se dobla y no resulta ya manejable. Para 200², pues, hay que operar en tres etapas:

- a) Se estira el lingote entero hasta 320².
- b) Se prosigue la operación hasta 200² sobre 1/3 aproximadamente de la longitud, y una vez terminada se corta esta parte.
- c) Se terminan a 200² los 2/3 restantes.

Para las secciones 240² y 265², el forjado se puede efectuar en una sola operación y se consigue ganar un tiempo considerable, lo que explica el aumento sensible de las producciones horarias.

5. DETALLE DE UNA OPERACIÓN

El lingote, mantenido en las tenazas del manipulador por su mazarota, se trabaja en la extremidad opuesta, que corresponde al pie del lingote.

El obrero manipulador, situado en su cabina, trabaja atento al forjado, sentado ante su pupitre, donde tiene los dos mandos de 750 y 1.200 toneladas.

Las deformaciones realizadas en las primeras pasadas son considerables y sobrepasan en mucho las deformaciones admitidas en laminación.

Primera etapa (conjunto del lingote):

2 pasadas en 13 golpes cada una para obtener 320².

Segunda etapa (sobre 1/3 del lingote):

2 pasadas en 11 golpes para obtener 220².

2 pasadas en 17 golpes para obtener 190² × 210² aproximadamente.

3 pasadas en 38 golpes para obtener 200².

En total: 79 golpes de prensa y 7 de transición al cuarto de vuelta (un cuarto entre cada pasada).

$$\text{Tiempo, 5 minutos ó } \frac{300 \text{ s}}{79} = 4 \text{ segundos de tiempo.}$$

$$\text{Tiempo, 5 minutos ó } \frac{300 \text{ s}}{79} = 4 \text{ segundos de tiempo}$$

medio por golpe de prensa.

Tercera etapa Despuntar y cortar el primer tocho.

Cuarta etapa Disminución, en los dos tercios restantes del lingote, de la sección de 320² a 200².

2 pasadas de 14 golpes para 220².

2 pasadas de 24 golpes para 190 × 210.

3 pasadas de 55 golpes para 200².

Quinta etapa: Eliminación de la mazarota con la tajadera.

Para la cuarta etapa, que comprende en total 93 golpes de prensa y 7 de transición en 6 minutos, el tiempo neces-

$$\text{sario por golpe será: } \frac{360}{93} = 4 \text{ segundos por golpe, como}$$

en la segunda fase.

En resumen, la operación ha necesitado:

172 golpes de prensa y 14 al cuarto de vuelta.

Tiempo: 12 minutos (1 de ellos para despuntar y cortar).

Se obtendría, pues, 5 lingotes por hora. Prácticamente se obtiene 4, es decir, un rendimiento de 80 por ciento, que se puede considerar como excelente si se compara con las cifras a que se llega normalmente con los desbastadores y con los grandes trenes de laminación.

6. COMPARACIÓN DE LOS COSTOS DE INSTALACIÓN

a) Prensa.

La instalación completa del taller de forja de la SAFE ha costado la cifra muy aproximada de 500 millones de francos (valor 1953) que se descompone de la forma siguiente:

	<i>Millones de francos</i>
Prensa y central hidráulica.	150
Hornos de foso.	200
Puentes-grúa.	50
Edificios.	65
Varios.	35
Total.	500

o sea (a 400 francos el dólar), 1.250.000 dólares.

b) Desbastador.

Las cifras se basan en dos desbastadores recientes de 700 y 750 milímetros de diámetro, que tratan lingotes de acero aleado de 2 a 3 toneladas.

Los pesos totales (incluido un juego de cilindros) se elevan, respetivamente, a 900 y 938 toneladas, siendo el costo en dólares de 1 a 1,25 por kilogramo.

Tomando el caso del desbastador de 700 (28") (ampliamente suficiente para lingotes de 3 toneladas) para el material de laminación, propiamente dicho, y a razón de 1,15 dólares por kilogramo, se necesitan:

$$900.000 \times 1,15 = 1.035.000 \text{ dólares Suministros. } 1.035.000$$

A esta cifra hay que añadir:

	<i>Dólares</i>
Material eléctrico (incluido grupo Hgner).	1.000.000
Puentes-grúa y hornos.	1.000.000
Edificios, cimientos y varios.	625.000
Total.	3.660.000

O sea, aproximadamente el triple de los gastos de instalación de una prensa.

Es evidente que la capacidad de un desbastador será netamente superior a la de la prensa, pero de lo que antecede se deduce que es perfectamente posible imaginar, como se pensó en la SAFE, en una instalación compuesta de dos prensas.

7. COMPARACIÓN DE GASTOS DE TRANSFORMACIÓN

Tal comparación es en extremo delicada, pues si en el presente caso la prensa trabaja casi constantemente a su pleno rendimiento, sin que se entorpezca nunca su marcha a la entrada ni a la salida (hornos de foso y evacuación suficientes), no es éste desgraciadamente el caso en la mayoría de los desbastadores, los cuales suelen estar insuficientemente dotados de hornos y a veces, por añadidura, ofrecen dificultades a la salida.

Por otra parte, si se quiere estar lo más cerca posible de la realidad, no debe compararse con la prensa un enorme desbastador de 40 a 46 pulgadas, sino un tren de 28 a 32, estudiado para tratar los mismos lingotes que la prensa, o sea unas 3 toneladas, a una marcha horaria de aproximadamente 50 toneladas, que se considera como un mínimo económico absoluto.

Para una producción mensual comparable, de unas 10.000 toneladas, el desbastador marcharía, pues, a un turno. En

estas condiciones debería estar dotado de una batería de hornos capaz de almacenar los 2/3 de la producción diaria, lo que además de sus elevados gastos de instalación, conduciría a un rendimiento térmico desfavorable y a una pérdida al fuego muy elevada.

Aunque otros factores, como la fuerza motriz, pueden actuar en favor de los desbastadores, no cabe duda de que el procedimiento de desbaste por la prensa (hasta una producción anual inferior a 100.000 toneladas) debe ser más económico, sobre todo cuando se trata de los aceros no comunes.

Teniendo en cuenta lo que precede y en la hipótesis de un desbastador de unos 700 milímetros que trabaje a un turno, se dan a continuación los elementos principales del precio de costo en los dos casos.

Las cifras referentes a la prensa no se han interpretado en modo alguno. En cambio, para el desbastador se han tenido en cuenta las cifras que resultan de la explotación de un gran desbastador bastante antiguo, con una marcha media de 20 horas por día y que trata lingotes grandes de 7 a 10 toneladas. Se han traspuesto estas cifras a un supuesto tren de laminar de 700 a 750.

Número de obreros (para 6.000 a 8.000 toneladas mensuales).

La prensa utiliza por turno:

	<i>Hombres</i>
En los hornos.	2
En la prensa.	5
Puentes-grúa.	2
En la central.	1
Total.	10

El desbastador, incluidos los turnos en blanco que resultan de trabajar a un solo turno (para 10.000 a 12.000 toneladas mensuales), utiliza:

	<i>Hombres</i>
Tren, cizalla, maquinistas y conservación.	18
En los hornos.	15
Total.	33

Las cifras citadas sólo se refieren a los obreros de fabricación propiamente dichos. Habría que añadir los que se ocupan de la conversacion en general, mecánica y eléctrica y de los equipos, a saber:

En lo que concierne a la prensa, 1/5 aproximadamente del efectivo de fabricación, es decir, 2 hombres.

Para el desbastador hay que contar con 1/3 ó sean 11 hombres.

Por otra parte, se han estimado en las mismas condiciones las cifras siguientes por tonelada de lingote:

	<i>Desbastador</i>	<i>Prensa</i>
Mano de obra.	7 horas	8 horas
Energía.	38 KW	42 KW
Piezas de desgaste.	(inclusive cilindros y mesas) 165 francos	(inclusive mazas y yunques) 80 francos

Los gastos de recalentamiento, teniendo en cuenta la hipótesis del desbastador a un solo turno con abundantes hornos de foso, son ciertamente mucho menos elevados en el caso de la prensa porque utiliza su batería de hornos en las mejores condiciones.

Es bastante difícil fijar cifras de valor absoluto, dado que en Europa la mayoría de las fábricas tratan simultáneamente lingotes Thomas muy calientes que exigen apenas 150.000 calorías por tonelada, y lingotes fríos, que necesitan 450.000.

Partiendo de la cifra de 300.000 calorías, realizada normalmente en la SAFE con lingotes introducidos en los hornos a 850°, se estima que un desbastador que trabaja en las condiciones anteriores dichas consumiría 400.000 calorías, o sea 33 por ciento más que representa 12 por ciento de los gastos totales de fabricación.

En resumen, puede admitirse:

- a) Costos de mano de obra, sensiblemente iguales.
- b) Energía, más elevada en el caso de la prensa en un 2 por ciento de los gastos totales.
- c) Herramental, más elevado para el desbastador, 5 por ciento más de los gastos totales.
- d) Recalentamiento, más elevado para el desbastador (12 por ciento más).

Finalmente, en favor de la prensa:

$12 + 5 - 2 = 15$ por ciento de los gastos totales.

8. ESQUEMAS DE INSTALACIONES-TIPO

- a) *Para una producción mensual máxima de 7.00 toneladas de lingotes*

Tipo de lingote: 2 a 3 toneladas.

Sección final normal: 200².

Excepcional: 240².

1 batería de hornos de 4 huecos para 12 lingotes.

1 prensa de forjar de 1.200 toneladas con 1 manipulador.

2 puentes-grúa, de los cuales 1 para el deslingotado.

1 taller de desbarbado.

El conjunto enclavado en un edificio de 2.500 metros cuadrados. Los tochos obtenidos se pasan seguidamente, después de recalentados, por un trío desbastador de 600 a 650, de 2 cajas, que permite obtener palanquilla de hasta 2 pulgadas y redondos de 2 a 7 pulgadas.

- b) *Para una producción mensual máxima de 8.000 a 12.000 toneladas de lingotes*

Tipo de lingote: 3 a 4 toneladas.

Secciones finales normales: 240² a 265².

Excepcional: 300²

1 batería de hornos de 5 ó 6 huecos para 12 lingotes.

1 prensa de 1.500 toneladas con un manipulador.

2 puentes-grúa, de los cuales uno de deslingotar.

1 taller de desbarbado (eliminación de grietas).

Edificio cubierto de unos 3.000 metros cuadrados.

Los tochos serán relaminados, después del desbarbado y recalentado, en un pequeño tren dúo reversible de 550 de diámetro, de 1,25 metros de tabla aproximadamente, de 200 milímetros de carrera vertical, de motor doble sin caja de piñones, corriente continua, velocidad ± 150 revoluciones. Según sean los trenes previstos a continuación, este reversible tendrá 1 ó 2 cajas. Con una sola caja se llegará hasta 90° y con dos hasta 50° ó a redondos de 50 a 175.

Se podría igualmente pensar, para producciones que llegasen hasta unas 20.000 toneladas, en la instalación de 2 prensas de 1.500 toneladas, cuya producción, compuesta de secciones, alrededor de 265², fuese fácilmente absorbida por el único dúo reversible de 550.

- c) *Producción mensual 12.000 toneladas*

Tipo de lingotes: 4 toneladas.

Se utilizará directamente un desbastador de tamaño mediano (700 a 800).

Como su capacidad es de más de 12.000 toneladas, se ha de prever la marcha a 2 turnos a razón de 50 a 60 toneladas por hora.

En una sola caja se podrá bajar hasta la sección de 125² (5"). Con dos cajas se bajará hasta la palanquilla de 2,5 pulgadas y eventualmente a redondos de 2 a 7 pulgadas.

En el caso de esta última hipótesis hay que prever un horno de recalentar para laminar en dos caldas los tochos desbarbados, y en este caso se trabajaría a 3 turnos.

Tal como se ha indicado anteriormente, se podrá igualmente considerar la solución de instalar 2 prensas, toda vez que en este caso la sección mínima quedaría fijada en 200².

9. CONCLUSIÓN

El desbaste, tal y como se practica actualmente en la prensa de forjar de 1.200 toneladas, sin contar las amortizaciones, es sin duda más económico que la operación en el desbastador, incluso considerando un tren adecuado, es decir, de poco diámetro.

Los gastos de primera instalación (que condicionan los tipos de amortización), resultan más favorables para la prensa en una proporción muy superior.

Por otra parte, teniendo en cuenta que parece difícil mejorar aún las condiciones de explotación de los trenes desbastadores actuales, con más de cincuenta años de experiencia, durante los cuales se han desarrollado todos los perfeccionamientos deseables, ¿no podrá esperarse que, en lo que concierne a las prensas, cuya utilización como simples máquinas de desbaste se remonta a algunos años, se aporten también mejoras espectaculares tales que su empleo sea llamado a competir cada vez más con el desbastador?

La respuesta corresponde, naturalmente, a los constructores. Cabe pensar, por ejemplo, que para pequeñas unidades inferiores a 1.000 toneladas, y en la prensa horizontal el lingote pueda manejarse por rodillos y ripadores.

Como quiera que sea, la prensa en las condiciones en que funciona actualmente en la SAFE, es indiscutiblemente el aparato más indicado para las fábricas que se orientan a los aceros no comunes. Así pues, la prensa constituye con mucho la solución más económica, tanto en lo que respecta a gastos de primera instalación como a los de explotación para toda producción inferior a 8.000 toneladas. De 8.000 a 20.000 toneladas, se podría admitir el desbastador, o preferentemente la instalación de 2 prensas de 1.500 toneladas.

Por encima de las 20.000 toneladas, la ventaja debe de estar del lado del desbastador, teniendo en cuenta que podrá abastecer secciones netamente inferiores a 200², a saber, alrededor de 125² en tren de una sola caja y hasta de 50² en tren de 2 cajas.

Contribuciones y progresos en los modernos procedimientos para la fabricación de tubos sin costura*

por ALBERTO CALMES y T. PASSONI

La demanda creciente de productos de acero en los mercados mundiales es marcadamente alta en tubería y productos tubulares. La demanda de acero de los años de la postguerra ha obligado a las acerías a ampliar su producción hasta el límite de su capacidad y ha hecho que varios países hayan tenido que instalar nuevas fábricas de moderno diseño.

Un conocimiento más a fondo de la metalurgia del acero y de las nuevas técnicas, en general, permiten la aplicación de nuevos métodos de producción con la consiguiente reducción en los costos; esto es evidente en cuanto a la fabricación de tubería.

Antes de comparar los diversos métodos modernos de producción se hará una simple clasificación del producto, lo que será útil al estudiar los métodos de su fabricación.

Grupo "A": Tubos tipo. Tubos y caños para los servicios de agua, gas, petróleo y aplicaciones corrientes en forma tubular con aceros al carbono.

Grupo "B": Tubos para pozos de petróleo. Entubados, tubos de perforación etc., de acero al carbono o acero aleado, conforme a los tipos de la A. P. I.

Grupo "C": Tubos para uso mecánico o de características físicas o químicas especificadas, como tubos de caldera, tubos para rodamientos de bolas, tubos para industrias alimenticias y químicas, tubos de acero al carbono de aleación y de acero inoxidable.

En países de alta industrialización una planta puede especializarse en un grupo e incluso en una parte de él, pero en los países menos desarrollados se prefieren las instalaciones de tipo universal con amplias posibilidades de producción.

La producción en cantidad de los Estados Unidos está basada principalmente en el laminador automático que se fabrica por muchas compañías, generalmente con las mismas características. Da una alta producción horaria, especialmente para campañas largas de acero y composiciones físicas y químicas constantes, así como tubos de tamaño igual. El equipo automático, sin embargo no parece aconsejable para mercados pequeños o medianos, por lo siguiente:

- a) la dificultad de obtener una amplia gama de productos sin bajar el rendimiento potencial del equipo;
- b) el costo elevado de la materia prima que este equipo exige (barras redondas de acero cuidadosamente verificadas) que además no es fácil obtener si el taller de tubos no forma parte de la fábrica siderúrgica integrada.

Este tipo de equipo parece tener poca flexibilidad y además de ser costoso necesita dispositivos especiales adicionales para el tratamiento de las superficies rugosas del interior de los tubos.

La industria europea ha desarrollado una técnica más flexible durante los pasados diez años que permite el empleo de materia prima, disponible a bajo costo y que puede atender demandas de mercados diversos, manteniendo sin embargo una alta producción horaria.

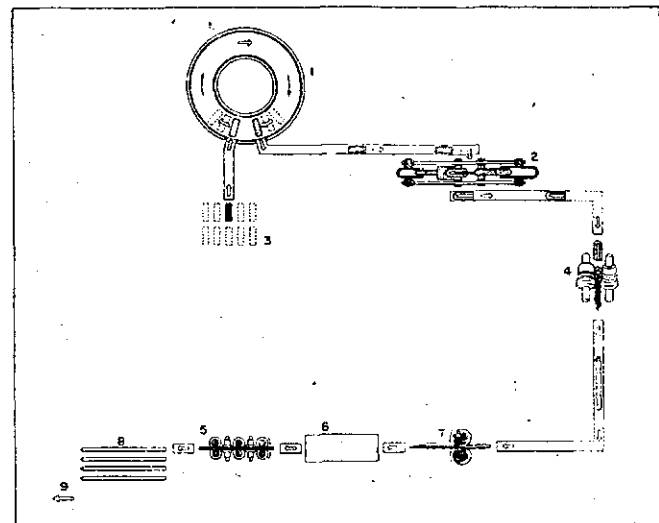
El método de punzonado en prensa, estirado e igualado hace posible alimentar el laminador con lingotes de acero al carbono, redondos o cuadrados, corrugados, de calidad tipo colados en tamaños de acuerdo con el plan de laminación. El punzonado de la prensa y la prelaminación en el estirador, ejercen una doble acción sobre el material:

- a) una homogenización que evita las grietas y hendiduras;
- b) una igualación del tocho hueco que se lamina después en las mejores condiciones y se transforma en un producto de perfecta concentricidad y de espesor uniforme.

En los países de limitado desarrollo industrial, este sistema permite el uso de lingotes que no requieren especialización particular en su laminado y permiten la instalación de una pequeña laminación de la materia prima dentro del propio taller de laminación de tubería.

La adopción de un laminado universal de forja (véase la figura I) da una considerable versatilidad empleando un laminador de reducción para los tamaños pequeños y un banco de expansión para los tamaños grandes.

Figura I



- 1 — Horno de caldeo
- 2 — Prensa agujereadora
- 3 — Depósito de lingotes
- 4 — Laminador alargador igualador
- 5 — Laminador calibrador
- 6 — Horno
- 7 — Laminador "Pilger"
- 8 — Enfriamiento
- 9 — Inspección-acabado-pruebas

Las inversiones son menores que para el laminador automático y la materia prima es de menor costo. Las mejoras que resultan de este método son las siguientes:

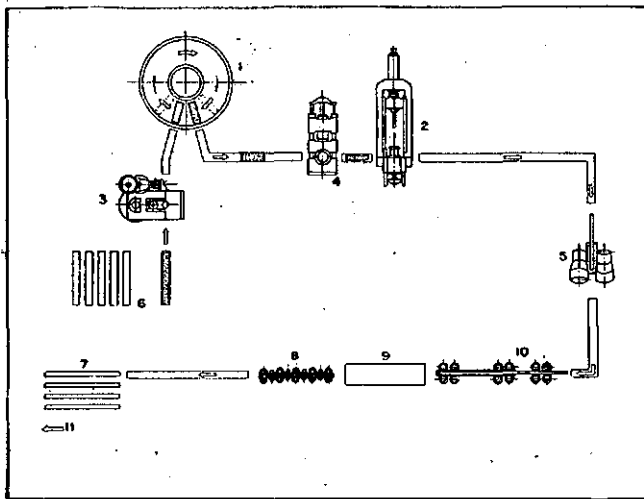
- a) el punzonado previo de un lingote de gran sección,

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.AIII-11.

- corrugado, en la prensa hidráulica, da la posibilidad de emplear una materia prima de poco costo;
- el estirado e igualado da una perfecta concentricidad al tubo.
 - las superficies interiores y exteriores son excelentes por la laminación y el dimensionado.
 - la producción horaria se puede comparar a la del laminador dúo, automático, como resultado de una mecanización completa, por los dispositivos perfeccionados de alimentación, por la reducción del tiempo muerto en la introducción de dispositivos semi-automáticos para el cambio de mandril o por una mejor aplicación de un mandril permanente con enfriamiento interno.

La producción horaria del laminador tradicional está limitada, en cierto modo, en los tamaños pequeños, pero los nuevos laminadores hasta 4½ pulgadas dan una producción horaria alta, debido en parte a las mejoras en la preparación del tocho y en el banco tradicional de empuje.

Figura II



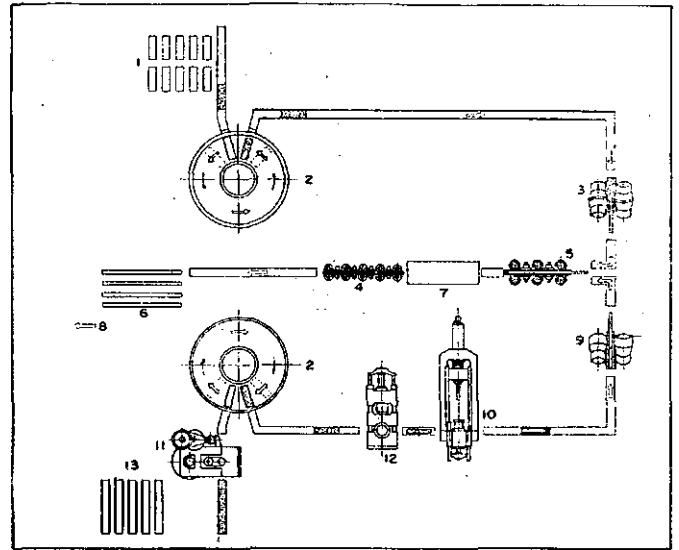
- Horno de caldeo
- Prensa agujereadora
- Tijera
- Prensa calibradora
- Laminador alargador igualador
- Depósito de palanquillas
- Enfriamiento
- Laminador reductor
- Horno
- Banco de empuje
- Inspección-acabado-pruebas

Una palanquilla cuadrada sin ninguna característica especial metalúrgica es lo que se emplea en general; después de cortada, calentada y punzonada en la prensa, se lamina previamente en el estirador-igualador y después se lamina en el banco de empuje.

Un paso más avanzado para una alta producción es el laminador continuo que, por no necesitar marcha atrás como el banco de empuje, aumenta notablemente la producción. La laminación continua, lo mismo de la del tubo que del fleje, se basa en la eliminación de la pérdida de tiempo inevitable para dar las varias pasadas a través de cilindros de secciones variables. La figura III ilustra el ciclo de laminación continua conforme a dos alternativas: a) punzonado en el laminador; b) punzonado en la prensa.

En la alternativa a) el material se compone de redondos

Figura III



- Depósitos redondos
- Horno de caldeo
- Laminador perforador
- Laminador reductor de estirado
- Laminador continuo
- Enfriamiento
- Horno
- Inspección-acabado-pruebas
- Laminador alargador igualador
- Prensa agujereadora
- Tijera
- Prensa calibradora
- Depósito de palanquillas

de laminación que se suministran en general en longitudes predeterminadas. El redondo se calienta en un horno rotativo y pasa después por el laminador punzonador donde es punzonado en toda su longitud y sometido a un prelaminado. El tocho hueco se rosca en el mandril y se lamina en el laminador continuo y después de un segundo recalentado pasa por el reductor para reducirlo a las dimensiones comerciales.

En la alternativa b) el material que se usa es una palanquilla cuadrada que se corta en la cizalla, se calienta en el horno, se dimensiona en la prensa (o en una máquina rotativa con cilindros de canal variable) y se punzona después en la prensa y se lamina en el igualador-estirador. El laminado en el tren continuo y en el reductor es invariable.

El laminador continuo, que se ilustra en las figuras IV y V, consiste esencialmente en un juego de cajas cerradas accionadas individualmente por un motor de velocidad ajustable; cada caja está equipada con un juego de cilindros de perfiles o canales, por los que pasa el tocho a gran velocidad. La laminación tiene lugar sobre un mandril del que se extrae después el tocho cuando se ha terminado la laminación. Las cajas, aun cuando están en estrecha secuencia, se dividen en dos grupos. El primero o grupo desbastador da una alta reducción al espesor del hueco y el segundo o concluidor da el acabado interior y exterior y la necesaria concentricidad.

Una característica peculiar de este tipo de concluidor es la de poder alternar los diferentes tipos de cajas, tanto en relación con el número de cilindros y su disposición, como en cuanto a la sección de las canales, de modo que

Figura IV

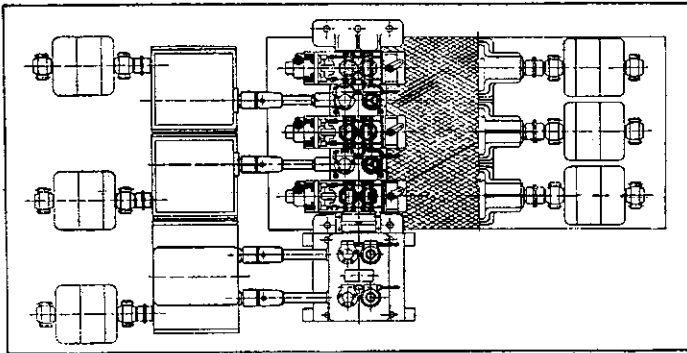


Figura V

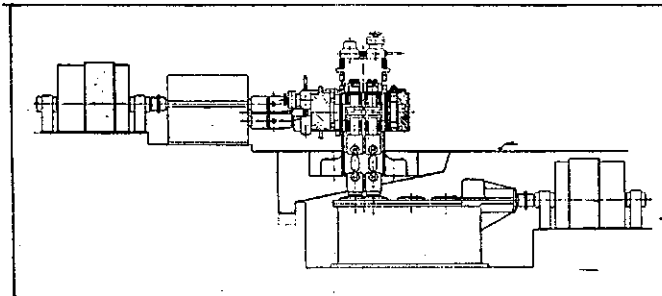
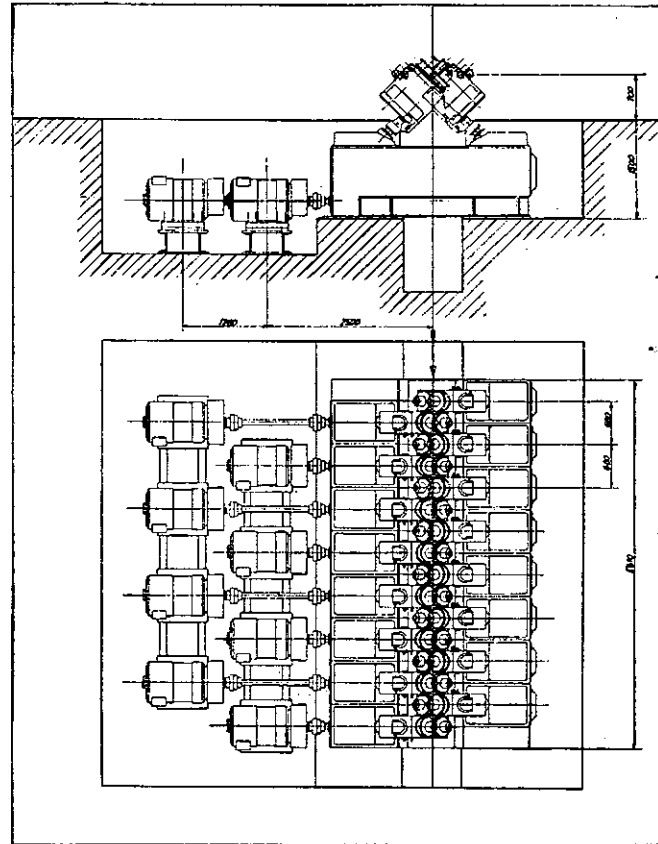


Figura VI



permita un número de deformaciones sucesivas especialmente diseñado a fin de que se puedan obtener altas velocidades y un factor de reducción elevado, con un consumo, relativamente bajo de energía.

Los motores del laminador continuo son de corriente continua, alimentada por un rectificador de mercurio con regulación de amplificador magnético. El ajuste de velocidad se obtiene por la comparación de la señal producida por el generador del taqueómetro del motor con la señal que da el generador de voltaje constante. La diferencia entre las dos señales excita el campo del motor por me-

dio de un amplificador magnético y un amplidino, lo que causa una variación que mantiene el motor a la velocidad deseada.

Los resultados obtenidos por este tipo de instalación son debidos en gran medida a la introducción del principio del estiramiento que permite lograr grandes reducciones, tanto en diámetros como en espesores, empleando un limitado número de cajas y trabajando a muy alta velocidad (entrada a 1 metro por segundo y salida proporcional a la re-

Cuadro 1

PRODUCCIÓN POR HORA

Tubo laminado			Palanquilla		Velocidad de salida del tubo	Piezas teóricas por hora	Piezas efectivas por hora	t/h de producción
Tamaño	Grueso	Longitud	Diámetro	Peso				
69	3	15	5	74	4	360	320	23,5
89	3,25	15	5½"	100	3	280	250	25

Cuadro 2

PROGRAMA TIPO EN TAMAÑO 89 PARA LA PRODUCCIÓN DE TUBOS DE GAS DE ½ Y ¾ PULGADAS

Medida cuadrada (pulgadas)	Peso (kg)	OD (mm)	Grueso (mm)	Longitud (m)	OD (pulgadas)	Grueso (mm)	Longitud útil total (m)	Piezas cortadas	Longitud (m)
5½	100	89	3,25	15	¾"	2,4	65	10	6,5
5½	100	89	3,25	15	½"	2,4	85	13	6,5

ducción de sección). El laminador reductor de estiramiento no puede considerarse por esto como una máquina auxiliar en la laminación de tubos, sino como parte integrante de la misma y es la última operación del ciclo de la laminación continua.

La figura VI indica la disposición de los laminadores trío o dúo, siguiendo el patrón clásico con cajas de cilindros y parejas de cilindros, colocados alternativamente en planos ortogonales. El rasgo peculiar consiste en el aplanamiento de dos parejas sucesivas de cilindros en una unidad de trabajo, accionada por un motor de corriente

continua de velocidad ajustable. De este modo, mientras que la relación de velocidad entre dos parejas próximas permanece constante, es posible cambiar la curva de velocidad de cada unidad de trabajo según las necesidades. El ajuste eléctrico de los motores es similar a la del laminador continuo y permite fácilmente, con una operación de ajuste de cada velocidad del motor, la modificación de toda la curva, a un lado del grupo o bien desplazar la curva misma. Es por lo tanto posible determinar de antemano la velocidad del cilindro y después, efectuar cualquier ajuste que pueda creerse necesario.

Descripción y campo de aplicación de los laminadores Sendzimir*

por MICHAEL G. SENDZIMIR

I. ANTECEDENTES

Este trabajo se refiere solamente a la laminación en frío de productos planos. Los primeros laminadores se limitaban a un par de cilindros por los que se hacía pasar una pieza de metal plano para reducir su espesor. Este tipo se conoce como laminador dúo y su capacidad reductora dependía de la rigidez de los cilindros para soportar el esfuerzo de flexión, así como del diámetro de los mismos, a fin de reducir la superficie de contacto en el punto de agarre. Ambos requisitos se contraponen. Por este motivo, fue necesario mantener la relación entre la longitud de la tabla y el diámetro al máximo de 2 a 1 y hasta de 1,5 a 1. En consecuencia, cuanto más ancho era el laminador, mayor era el diámetro del cilindro. Así se llegó pronto al límite práctico.

Aumentando el diámetro del cilindro se alcanza además otro límite importante, debido al efecto aplanador en el cilindro al reducir el material a espesores finos. Este efecto impide una mayor reducción del material que se lamina, porque con el aumento de la presión entre los dos cilindros, el arco de contacto entre éstos y el metal aumenta fuera de proporción y disminuye la presión específica necesaria para reducir el metal.

Con objeto de mejorar el laminador dúo, se ideó el laminador trío. En este caso se introdujo entre los dos cilindros del dúo otro diámetro menor, sirviendo aquéllos como soporte. En esta forma, el laminador se hizo más rígido a la flexión, al mismo tiempo que se disminuía el efecto de aplanamiento en el cilindro. En otras palabras, en las mismas condiciones se pudo obtener una laminación sucesiva del metal que resultaba más fácil.

El laminador trío tuvo su apogeo cuando la laminación se limitaba a las chapas, láminas o planchas, porque se adaptaba particularmente a este fin. En efecto, el accionamiento en una sola dirección permitía pasar la lámina en un sentido u otro del laminador, con sólo introducir la pieza por la parte superior o la inferior del cilindro conducido.

Con la introducción del laminador quátor, con dos cilindros de trabajo de menor diámetro se mejoró el modelo anterior. El laminado no sólo servía para trabajar láminas sino también flejes, y se benefició, en gran medida, de los modernos adelantos en muchos sectores; especialmente, con las mejoras en los rodamientos, en la metalurgia de los

cilindros, en las técnicas del rectificado, en el mando del laminador, en los tipos de lubricantes, etc.

Sin embargo, la falla fundamental del laminador quátor era la sustentación, ya que el cilindro actuaba como una simple viga y se curvaba con las cargas elevadas de la laminación. Para darle mayor rigidez, se redujo la relación entre el ancho y el diámetro del cilindro de apoyo casi a la unidad. Con el aumento del ancho del cilindro, aumentó considerablemente el tamaño del laminador y su costo se elevó en forma apreciable. Pero aunque se podían hacer pasadas más fuertes, obtener calibres más delgados y laminarse metales de mayor dureza, el efecto de aplanamiento en el cilindro todavía influía en el laminador, limitando su capacidad en cuanto al calibre mínimo que podía laminarse. Como resultado de las investigaciones destinadas a obtener cilindros de trabajo de menor diámetro, se ideó el laminador de acción múltiple.

El laminador Sendzimir presenta diferencias importantes con respecto a otros tipos de laminadores de acción múltiple, ya que se caracteriza por tener una sola caja compacta y rígida que mantiene en su sitio tanto a los cilindros de soporte como los de trabajo. La idea fundamental del laminador Sendzimir es su dispositivo de apoyo.

En él, la fuerza de separación de los cilindros se transfiere de los cilindros de trabajo a los conjuntos de apoyo, a través de los cilindros intermedios. Esos conjuntos se componen de ejes que van montados concéntricamente en soportes de rodillos y dispuestos excéntricamente en soportes de anillos, equidistantes de los cojinetes. Dichos conjuntos transmiten la fuerza de separación de los cilindros de trabajo, directamente a la caja rígida, a través de cada centímetro de anchura del laminador.

El laminador Sendzimir, que se ideó hacia la tercera década del siglo, tenía dos cilindros de trabajo, apoyados sobre dos ejes que giraban excéntricamente en los soportes de anillo y abrían o cerraban el laminador. En el primer laminador, el cilindro de trabajo tenía 4 pulgadas de diámetro y el soporte 9 pulgadas.

Varias razones contribuyeron en esa época para que se ideara el laminador Sendzimir. La primera era el elevado costo del laminador quátor reversible, en tanto que el Sendzimir podía obtenerse aproximadamente a la mitad

*Publicado originalmente como documento ST/ECCLA/CONF. 4/L.AIII-7.

de este costo. La segunda era que el laminador Sendzimir permitía obtener material de mayor exactitud de calibre, como se probó en un laminador experimental. Presentaba, además, otras ventajas de menor importancia. Más tarde, a medida que el laminador pasaba de la etapa inicial a la de producción eficaz, fueron presentándose nuevas características favorables.

2. EVOLUCIÓN DEL LAMINADOR SENDZIMIR

En los laminadores subsiguientes fue necesario aumentar la capacidad de los apoyos a fin de poder lograr más reducción en la laminación de las bandas o flejes. La posibilidad de usar un cilindro de trabajo de menor diámetro pudo realizarse gracias a la adición de otra etapa de apoyo. En consecuencia, se reemplazaron los ejes de soporte por cilindros y a su vez cada uno de éstos se hacía apoyar sobre dos ejes. Con esta disposición se accionaban los cilindros de trabajo uno por cada lado del laminador. Su diámetro era aproximadamente de 3 pulgadas y el de los soportes de 9 pulgadas.

Esta combinación de 1-2-4, significó un gran adelanto y aún hoy se encuentran funcionando en escala comercial dos laminadores de este tipo de 50 pulgadas de ancho.

Entonces se aceptaba que al reducir el diámetro del cilindro de trabajo, la tensión sobre la banda o fleje debería ser algo mayor que cuando se efectuaban reducciones similares con cilindros de trabajo de un diámetro mayor. Además, la tensión tenía que ser mucho más constante; necesitaba, por lo tanto, de un nuevo dispositivo tensor de diseño cuidadoso.

El laminador original Sendzimir, que todavía funciona en Polonia, estaba equipado conforme a este concepto totalmente nuevo de la regulación de la tensión.

La regulación de la tensión constaba principalmente de dos tambores grandes colocados a cada lado de la caja del laminador, en cuya parte exterior estaban montados pequeños rodillos de tal manera que constituían un cierto número de rodillos-pinzas. Con este sistema era posible aplicar al fleje la tensión anterior y posterior necesaria. La disposición del laminador permitía impartir un alargamiento constante a la banda o fleje por medio de este mecanismo de tensión y de accionamiento, con lo cual el agarre del cilindro se ajustaba adecuadamente. Siempre que en la banda o fleje se presentaba una zona dulce del metal, el alargamiento permanecía invariable pero disminuía la tensión específica y era menor la reducción. Por el contrario, cuando llegaba al agarre del cilindro una sección más dura del fleje, entonces aumentaba la tensión específica y era mayor la reducción.

Durante la guerra, el laminador Sendzimir utilizó el sistema moderno de regulación de la tensión de un laminador reversible, y lo ha ido mejorando cada día más, lo que le permite ahora laminar la banda o fleje con tolerancias de calibre muy precisas en la dirección longitudinal.

La mayoría de los laminadores pequeños de este tipo se han equipado con tensiómetros que regulan la tensión de los dispositivos de enrollamiento. Los laminadores de mayor tamaño se equipan con reguladores corrientes y actualmente algunos laminadores nuevos van a contar con tensiómetros indicativos.

La última innovación en el movimiento del laminador consiste en el uso del rectificador de arco de mercurio para transformar la corriente alterna en continua. Este tipo de impulsor está adquiriendo cada vez mayor popularidad en

el continente y puede llegar a convertirse en un serio competidor de los grupos moto-generadores.

3. LAMINADORES DE LA POSTGUERRA

El laminador Sendzimir experimentó un cambio apreciable durante la guerra e inmediatamente después de ella. La primera modificación en 1-2-3, consistió en apoyar los cilindros de trabajo sobre cilindros intermedios activos, los cuales se apoyaban a su vez sobre tres ejes colocados en la parte superior e inferior del laminador. Esta disposición permitió emplear cilindros de trabajo de carburo de tungsteno y aumentó la potencia que el laminador podría transmitir.

En seguida se ideó el laminador 1-2-3-4, en el que se logró combinar cilindros de trabajo del menor diámetro posible con la mayor reducción de laminación. Este laminador, en sus líneas modernas, constituye el tema del presente informe.

Se trata de un laminador que posee ocho cilindros de apoyo designados con las letras "A" a "H" en la misma dirección en que se mueven las agujas del reloj, comenzando en la posición de las 10 horas. Los ejes "B" y "C" son los principales ajustadores de bajada y están equipados con grandes cilindros hidráulicos colocados en la parte superior del laminador. Estos ejes tienen rodillos de cojinetes en los soportes y pueden fácilmente con la fuerte presión del husillo de bajada. Los demás ejes tienen rodamientos corrientes en los anillos del soporte y sólo giran cuando el laminador está descargado. Los demás ejes también son de cierre automático, es decir, que para abrir o cerrar el laminado hay que mover los ejes. Los ejes "A" y "H" están movidos por un motor eléctrico colocado en la parte posterior del laminador y los ejes "D" y "E" reciben el movimiento de un motor similar. Estos ejes se juntan o se separan según sea el tamaño de los cilindros del laminador. (Véase la figura I.)

Los ejes "F" y "G" —los dos del fondo— están movidos por un cilindro hidráulico colocado en la parte anterior del laminador. Estos ejes se abren o se cierran para cambiar los cilindros del laminador; su movimiento sirve para que los cilindros de trabajo se coloquen en la línea de pasada del laminador.

El eje "D" está equipado con un regulador de recrecimiento. Al lado derecho del laminador hay unos pernos que corresponden a cada soporte del eje "D". Cuando el laminador no está cargado estos pernos giran y hacen posible que cada soporte del eje "D" cambie su altura con respecto a la caja. En otras palabras, este eje tiene doble excentricidad. Esta disposición permite que el operario logre la forma de laminación que desee, mediante el ajuste de los pernos.

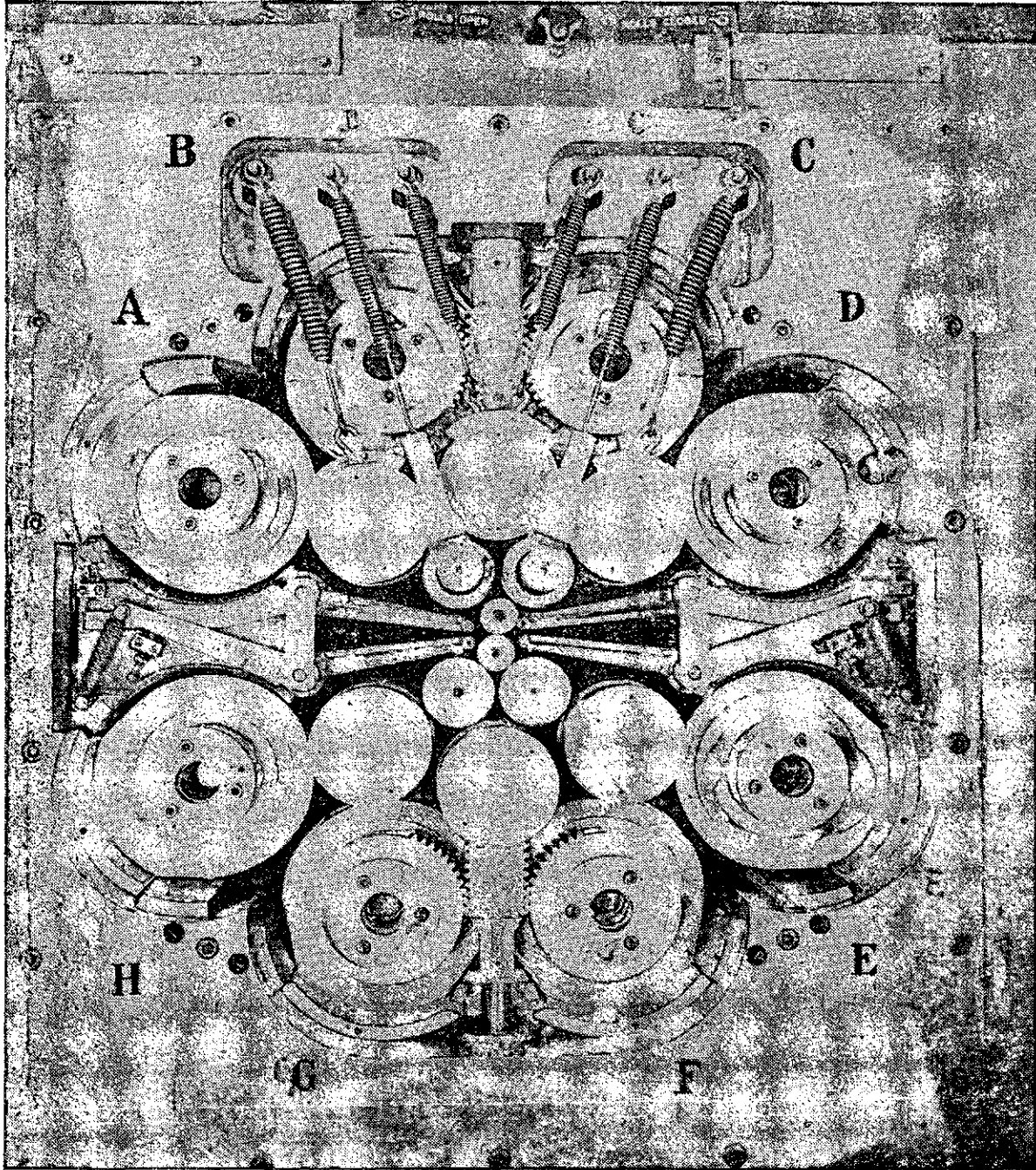
El laminador Sendzimir de 80 pulgadas de anchura posee en los ejes "B" y "C" un ajuste similar, que actúa simultáneamente sobre los dos. Este ajuste puede efectuarse bajo carga y por lo tanto el operario puede cambiar la sección de la banda mientras el laminador está funcionando. En algunas aplicaciones recientes el laminador Sendzimir se utiliza el principio automático de ajuste para el recrecimiento movido por pequeños motores hidráulicos y puede graduarse por el operario desde el cuadro de mando.

El laminador 1-2-3-4 se fabrica en diferentes tamaños. Los cilindros de trabajo de los diferentes tamaños tienen los siguientes diámetros en pulgadas: $2\frac{1}{8}$, $1\frac{1}{2}$, $1\frac{1}{8}$, $\frac{7}{8}$, $\frac{1}{2}$ y $\frac{1}{4}$. El de los rodamientos de apoyo fluctúa entre 12 y $1\frac{1}{2}$ pulgadas.

Figura I

LAMINADOR MODERNO SENDZIMIR DE 8 CILINDROS
DE APOYO

(Marcados de "A" a "H")



El esfuerzo de separación de los cilindros del laminador Sendzimir 1-2-3-4 se transmite desde los cilindros de trabajo hasta los cilindros intermedios y de aquí a los ejes de apoyo, en tal forma que el eje exterior recibe una componente mayor de la fuerza es decir, absorbe más carga que los ejes del centro.

Los cilindros intermedios secundarios exteriores de este tipo de laminador son los impulsados directamente. La selección de transmisión de estos cilindros permite a los dise-

ñadores incorporar engranes de mayor tamaño. En consecuencia, el laminador puede transmitir un mayor par motor de torsión.

Cada laminador Sendzimir puede llevar cajas de engranes de diferentes tamaños. El tamaño de la caja depende de la anchura del laminador, del tipo de metal que se va a laminar y de la producción prevista. En el sentido estricto de la palabra, el tamaño de la caja tiene que ser proporcionado a la magnitud del par motor que haya que trans-

mitir a los cilindros de trabajo. Conviene tener presente que estos últimos transmiten el par motor pero no el momento de torsión.

Los primeros cilindros intermedios del laminador Sendzimir pueden ajustarse axialmente en la parte delantera del laminador por medio de dos palancas que, mediante un acoplamiento mecánico, desplazan los cilindros hacia adelante o hacia atrás. Esta característica es muy importante para el funcionamiento del laminador, ya que estos cilindros se ajustan con cierta conicidad. La conicidad de los cilindros superiores es a partir del frente y la de los inferiores a partir del fondo. Así, con un movimiento independiente de los cilindros de arriba y de abajo, es posible regular la forma de los bordes del fleje o banda hasta un grado extremadamente fino. Esta característica del laminador Sendzimir es muy importante porque permite regular la forma del fleje en cada pasada. Los demás tipos de laminadores están diseñados para una presión de laminación constante y cada pasada se hace a una presión determinada entre los cilindros. Por esta causa, la reducción en el laminador durante cada pasada, es decir, la reducción porcentual, puede variar mucho. En el laminador Sendzimir no hay limitaciones de este tipo.

La lubricación del laminador Sendzimir se hace con aceite mineral cuando se trabajan aceros inoxidable, metales no ferrosos o aceros de bajo contenido de carbono. Algunos laminadores se lubrican con aceites solubles. El lubricante se introduce en la parte posterior del laminador por un anillo que rodea la puerta posterior, y se distribuye a los centros de cada uno de los ejes de apoyo taladrados axialmente con tal fin. El lubricante pasa por estos ejes y en seguida, radialmente, por los rodamientos a través de unos agujeros taladrados en el eje de apoyo en dirección radial. De este modo los rodamientos o cojinetes se lubrican y se enfrían. El aceite pasa después sobre los cilindros y por último sobre el fleje o banda absorbiendo parte de su calor. Finalmente, el aceite sale por dos tubos colocados en la parte anterior y posterior del laminador.

La banda o fleje y el punto de agarre de los cilindros de trabajo reciben una lubricación adicional con el fin de facilitar las reducciones del laminado. El aceite fluye a través de unos engrasadores colocados inmediatamente junto al punto de agarre de los cilindros de trabajo, desde donde se derrama a gran presión sobre el referido punto. La dirección del aceite es tal que fluye desde el centro hacia los lados, arrastrando así todo fragmento de metal que pueda desprenderse del fleje. Esto es especialmente importante para los bordes, pues si éstos tienen que recortarse pueden presentar gran cantidad de pequeñas partículas que se desprenden con facilidad.

Antes de terminar el análisis técnico del laminador, se dirán algunas palabras sobre la construcción de las bobinas patentadas Sendzimir. Como se dijo antes, este laminador usa tensiones mayores para la reducción y estas tensiones se necesitan, en especial, para los metales más duros, como el acero inoxidable, el titanio, así como para otras aleaciones. Estas tensiones mayores generan presiones de deformación mucho mayores sobre el dispositivo del enrollamiento. A fin de que éste pueda soportar tales presiones fue necesario idear un nuevo diseño.

Las bobinas descargables Sendzimir están hechas de un tronco de pirámide sencillo, doble y cuádruple. Este diseño se diferencia del corriente en que el tambor está en realidad "relleno" de metal cuando está en posición de expansión y el fleje o la banda ha sido enrollado.

En la bobina de doble pirámide, la pirámide exterior está accionada por el eje interno y se mueve a plena carrera en el frente del laminador. Por medio de palancas apropiadas, las cubiertas adaptadas a estas pirámides se mueven en la mitad de esa distancia y caen justamente entre las pirámides.

Este diseño es simétrico, mirando desde el frente, y aun después de mucho uso, la bobina se mueve concéntricamente.

En la bobina de pirámide cuádruple, el eje empuja a las piezas externas hacia adelante y las obliga a descargarse. Las pirámides son solidarias a la transmisión y no se mueven. (Véase la figura II.)

Estas bobinas descargables han resultado de gran valor cuando se emplean grandes tensiones y cuando la relación de enrollamiento es de 2,5 por 1, ó incluso, de 3 por 1. Además, si se laminan calibres finos, el número de vueltas aumenta mucho y el esfuerzo de deformación crece en proporción logarítmica.

4. APLICACIÓN DEL LAMINADOR SENDZIMIR A LA INDUSTRIA.

El laminador Sendzimir se aplica de preferencia en el campo de los aceros inoxidable y ha llegado a constituir el herramental tipo para laminar secciones planas en acero inoxidable. La capacidad del laminador para reducir los grados de acero inoxidable austenítico, desde los calibres laminados en caliente hasta la banda final, economiza muchos recocidos intermedios y reduce el costo de laminación de bandas y láminas, en algunos casos hasta 100 dólares por tonelada.

Con una reducción porcentual grande, sin recocidos intermedios, la superficie es más densa y más brillante. Uno de los aspectos importante que situó este laminador a la cabeza de los demás en este sector consiste en que hace posible el empleo de cilindros de carburo de tungsteno que se pueden suministrar con pulimento de espejo y utilizarse para las pasadas finales. Los cilindros de carburo de tungsteno son de larga duración. Para hacer más brillante su superficie se pueden espolvorear con diamante, finamente molido, en suspensión de aceite, y pulirlos ligeramente, con lo cual adquieren una superficie de la mejor calidad.

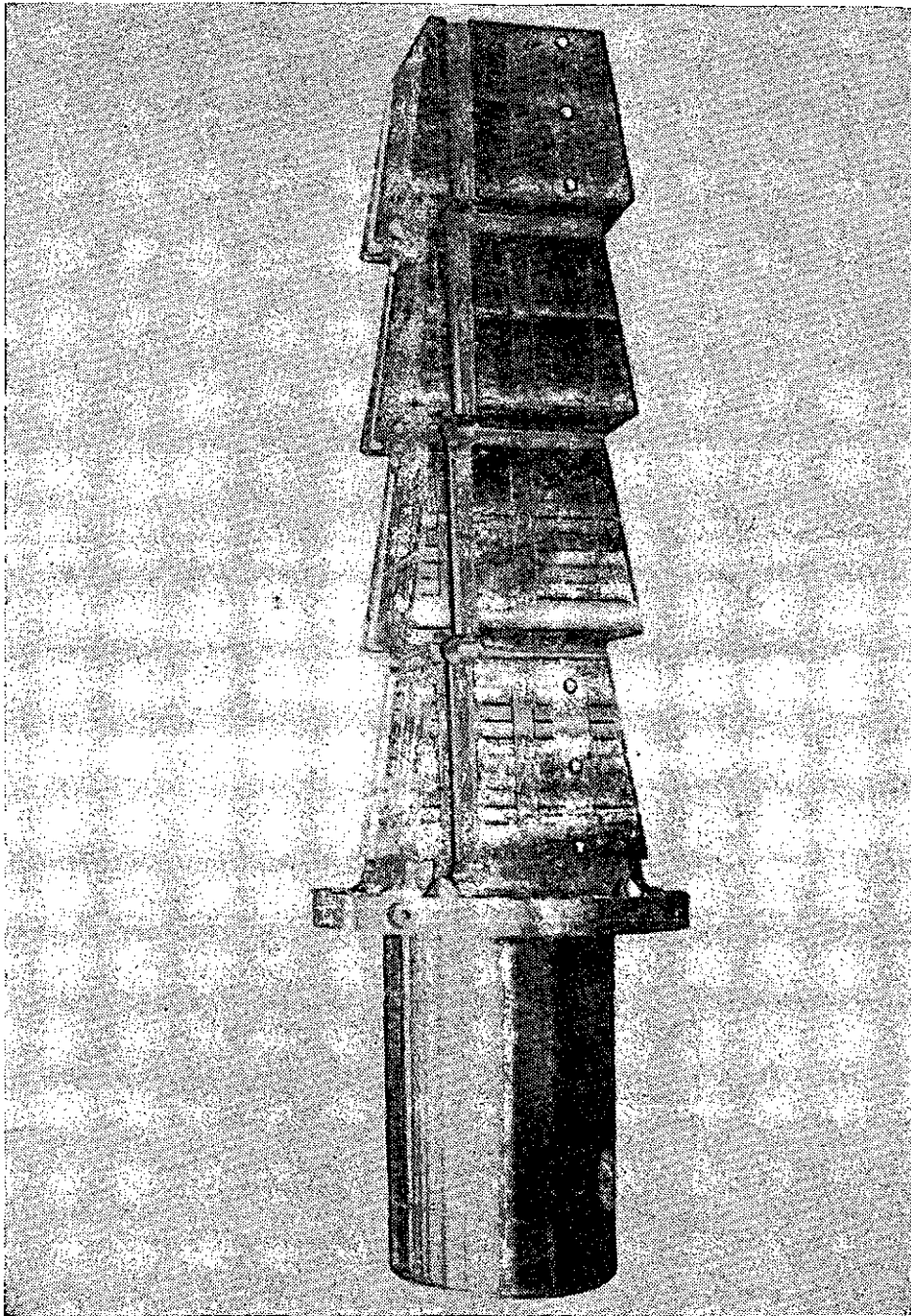
Aparte de los aceros inoxidable de grado ferrítico y austenítico, el laminador Sendzimir lamina también los aceros de hasta 12 por ciento de manganeso, que se endurecen rápidamente por el trabajo del metal, así como otros de 17 por ciento de cromo, 5 por ciento de níquel y 5 por ciento de manganeso. El laminador ha trabajado igualmente con acero inoxidable de resistencia térmica de los tipos 330 (30 por ciento de níquel y 20 por ciento de cromo).

Los primeros laminadores de este tipo en Europa sólo se emplearon para aceros de bajo carbono; hoy se utilizan también para estos aceros en los Estados Unidos. La banda obtenida en este laminador, debido a la tolerancia superior del calibre a través de todo el rollo, se adapta a muchas manufacturas importantes; ofrece gran interés para los aceros de bajo carbono en banda de calibre muy fino, por bajo de los de hojalata y se emplean mucho para laminillas de suplemento.

Conviene examinar el problema de la variación del calibre a lo ancho de la banda. Cuando ésta es más ancha en el centro que en los bordes se dice que está combada. Esta banda, introducida entre dos más estrechas toma forma de cuña; en otros términos, da una sección transversal trape-

Figura II

ENROLLADORA DE PIRÁMIDE CUÁDRUPLE DE 52" DE FRENTE



zoidal. Esto ofrece gran dificultad para la laminación ulterior, así como para cualquier otro procedimiento de trabajo en frío. En el laminador Sendzimir la banda es prácticamente plana, pues en el de 80 pulgadas la tolerancia alcanza 0,0004 de pulgada. Esta característica permite introducir la banda entre un número de otras bandas más estrechas de igual calibre y grado de planeado, para utilizarla de un modo similar. Por esta razón, el laminador se adapta muy bien para fabricar material de persianas, etc.

La segunda característica importante es la variación de calibre de un extremo a otro del rollo, o recrecimiento.

Ciertos técnicos alemanes e ingleses en el sector de laminaciones han manifestado que con un pequeño diámetro de cilindro la variación del calibre en la aceleración y deceleración del laminador es proporcionalmente menor reduciendo el diámetro del cilindro de trabajo. Con el laminador en cuestión se ha demostrado que la variación de calibre por la aceleración y deceleración es extremadamente pequeña y alcanza a ser sólo de una fracción de la que se obtiene con los laminadores ordinarios.

Este laminador, por consiguiente, no sólo puede conservar en el rollo entero las tolerancias comerciales, sino

que también es utilizable para reducir en grado importante la tolerancia del producto final. En los laminadores ordinarios —reversibles o en tándem— es práctica usual recoger las dos o cuatro primeras chapas que se cortan de la banda en cada extremo del rollo y rechazarlas o reclasificarlas para otros usos. Estas chapas se hallan por encima del 10 por ciento de la tolerancia comercial fijada por los tipos americanos.

Un laminador de la Esperance-Longdoz de 48 pulgadas, instalado en Lieja, Bélgica, mantiene en un 100 por ciento la tolerancia comercial de más o menos el 7 por ciento. Sin embargo, si se reduce esta tolerancia a más o menos el 4 por ciento, el laminador puede mantener en promedio el 95 por ciento del material entre estos límites. El laminador ha producido más de 22.000 toneladas de acero de bajo carbono por mes (1.380 toneladas en 24 horas y 616 toneladas en un solo turno de 8 horas. La producción se extiende desde los calibres laminados en caliente a un promedio de 1 milímetro. En la práctica normal se necesitan dos o tres pasadas de hasta una reducción del 50 por ciento para obtener el calibre de 1 milímetro, según sea la anchura y el espesor del material laminado en caliente. El laminador tiene una velocidad básica de 750 pies por minuto (velocidad a pleno par motor del laminador) y una velocidad máxima de 1.500 pies por minuto. El motor es de 2.500 caballos. La tolerancia más estrecha de dimensiones tiene importancia en la embutición profunda de aceros de bajo carbono por el mejor producto y el menor desgaste de las matrices, con un desperdicio menor.

También ha encontrado gran aplicación el laminador Sendzimir en el sector de los metales no ferrosos. Casi todos los productores de latón y cobre de los Estados Unidos tienen un laminador de este tipo para los pequeños calibres con destino a radiadores y otros materiales de estrecha tolerancia. Los cilindros del laminador se pueden cambiar en 45 segundos, lo que facilita al operario colocar un juego nuevo para dar las últimas pasadas a fin de obtener un material del grado de terminación que se desee y dar las pasadas de desbaste con los cilindros usados.

El laminador Sendzimir se emplea asimismo para laminar aluminio, aluminio dulce y también el que contiene magnesio, que se endurece al trabajo más rápidamente y que tiende a agrietarse en los bordes. Estos grados de aluminio —el 52S y 56S, que contienen 3 y 5 por ciento de magnesio respectivamente— son muy difíciles de laminar. El laminador Sendzimir, con sus cilindros de trabajo de pequeño diámetro tiende a eliminar las tensiones en el agarre del cilindro de trabajo y sobre todo en los bordes. De esta forma, puede laminar material que de otro modo habría de ser refinado o bien tendría que someterse al recorte de los bordes para seguir laminándolo. También se pueden emplear para aluminio los cilindros de carburo de tungsteno, con el fin de obtener una superficie brillante y pulida.

En los últimos cinco años, este laminador se ha utilizado cada vez más para la laminación de acero al silicio —en especial, el de grano orientado— pues toma fácilmente la primera pasada con una reducción del 40 por ciento y hasta del 50 por ciento, a partir de la banda laminada en caliente. Además se pueden reducir el número de pasadas en comparación con los laminadores ordinarios. Los recocidos que se necesitan responden exclusivamente a motivos de orden metalúrgico, pues este laminador lamina la banda hasta los calibres finales sin recocidos intermedios. Con material más fino, uno de los laminadores puede laminar banda con 0,013 pulgadas de espesor en la primera pasada y después de un

recocido llegar a 0,003 de pulgada (77 por ciento de reducción). En la segunda pasada el laminador puede hacer otra reducción a 0,002 de pulgada. La tolerancia, la ausencia de recrecimiento y de combado y la calidad extraordinaria del terminado de la superficie hacen que este laminador sea de gran utilidad para los aceros al silicio, en los que es muy importante el llenado perfecto de espacios. El empleo de cilindros de carburo de tungsteno con el acero al silicio, abrasivo, es de gran importancia. Además, la banda recta, de alta regularidad, que sale del laminador, puede guiarse fácilmente a través del horno de recocido.

Estos laminadores se emplean también para muchos otros metales, que resulta difícil enumerar. Algunos han laminado material de joyería y metales preciosos, otros bimetales para joyería y contactos eléctricos. Asimismo se utilizan para stellita, que es una aleación de alto contenido de cobalto que se endurece rápidamente al trabajo y que, después de reducida al 50 por ciento en el laminador, adquiere una dureza Rockwell de C.55. Para dar una idea de su dureza se dirá que el laminador de stellita logra reducciones de 8 a 9 por ciento por pasada y para la misma anchura y grueso del acero inoxidable 18-8, las reducciones son de 15 a 16 por ciento por pasada.

El laminador Sendzimir se utiliza desde hace algunos años para laminar molibdeno metálico. En este metal las reducciones son muy pequeñas y es necesario un buen número de pasadas, pero los calibres finales son de 2 y 3 milésimas. Se emplea igualmente para laminar material de muelles de reloj, que, después del recocido por precipitación, alcanza una dureza Rockwell de C.58. Algunos de estos laminadores tienen que trabajar con tolerancias de 2 micrones y de menos cero.

Se citará, por último, la aplicación con pleno éxito de estos laminadores en la laminación del titanio comercial puro, así como en las aleaciones de titanio.

CONCLUSIONES

Los laminadores de tipo Sendzimir para trabajar en frío material en banda o fleje continuo ofrecen cierto número de ventajas que se pueden resumir del siguiente modo:

- a) apoyo rígido de los cilindros de laminación;
- b) diámetro pequeño de los mismos;
- c) tolerancia del calibre, mantenida en toda la longitud de la banda;
- d) no se produce comba en la banda; y por lo tanto, el espesor es uniforme de borde a borde, incluso en los laminadores más anchos;
- e) no hay agrietamiento alguno en los bordes, debido al pequeño diámetro de los cilindros de trabajo y a las tensiones relativamente pequeñas en el punto de agarre del cilindro;
- f) no se requieren recocidos intermedios;
- g) gran reducción porcentual por pasada, con independencia del grueso del calibre;
- h) reducción total elevada;
- i) se pueden dar pasadas intermedias con cilindros usados y dejar las pasadas de terminación para los cilindros nuevos;
- j) pueden utilizarse cilindros de carburo de tungsteno;
- k) puede laminarse material de calibre ultrafino;
- l) la caja de laminación es sencilla y única;
- m) la cimentación necesaria es de escasa importancia (aproximadamente, la cuarta parte de la requerida por un laminador de cuatro cilindros);

- n) la regulación se verifica por medio de un ajuste axial de los cilindros intermedios;
- ñ) la inspección del combado se hace posible por medio del ajuste a la altura de los soportes de anillo individuales;
- o) el rectificador que se necesita es pequeño;
- p) los costos de funcionamiento, de mantenimiento y de inversión son bajos;
- q) el consumo de fuerza es relativamente reducido, expresado en kilovatios-hora por tonelada y desde un calibre inicial hasta el final.

Las ventajas indicadas, además de las señaladas antes en relación con los materiales que se pueden laminar en estos equipos, representan la experiencia actual. Sin embargo, puede indicarse algo más en relación con el futuro, puesto que toda innovación no se contenta con llegar a un punto, sino que siempre aspira a superarse.

Cada día se construyen laminadores más rápidos y más potentes. Metales que no se podrían laminar hoy a determinadas velocidades y reducciones, podrán serlo mañana a

mayores velocidades y reducciones. Estos progresos han de atribuirse a los perfeccionamientos en la metalurgia del mismo metal y en la de los cilindros. También se deberán, por último, a la calidad mejorada del lubricante y al modo de aplicar este lubricante en el laminador.

Un mejoramiento en el rectificado de los cilindros y una técnica perfeccionada del mismo permiten una superficie más densa y pulida. La metalurgia mejorada de los cilindros logrará marcas menores en los mismos y un laminado de mejor superficie. También hay que esperar mejores medios de comprobación de la superficie de la banda.

La tolerancia de calibres también debería ser objeto de una confrontación más precisa y permanente. En primer lugar, por la regulación automática del husillo de bajada; segundo, por mejor regulación eléctrica; tercero, por el mejor rectificado de los cilindros; cuarto por el mejoramiento de la tolerancia en la banda caliente, y quinto, por el desarrollo de mejores instrumentos de medición. La evolución se habrá de orientar indudablemente hacia metales más finos y a una mayor producción de calibres pequeños.

Resumen del debate

(Véase también a continuación el resumen de la mesa redonda sobre laminación y colada continua)

Ampliación y Modernización de los Trenes Laminadores de la Cía Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey, S. A., presentado por el autor

El señor BARRAGÁN se refiere a los puntos principales de su estudio y señala que en él se describe la experiencia adquirida en México, la cual podría ser de utilidad para otros países latinoamericanos.

Los Problemas de Laminación de una Planta Siderúrgica Semiintegrada en América Latina. (Este trabajo fué distribuido pero no presentado debido a la ausencia de los autores.)

Empleo de Martinetes y Prensas en Lugar de Laminadores Desbastadores en Instalaciones Productoras de Aceros Ordinarios, presentado por el autor

El señor COURTHEOUX presenta su estudio y señala que en la página 4, línea 16, debe hacerse la siguiente corrección: la cifra 12,50 cambiarla por 8.

Contribuciones y Progresos de los Modernos Procedimientos para la Fabricación de Tubos de Acero sin Costura, presentado por el señor Rodocanachi en ausencia del autor

Descripción y Campo de Aplicación de los Laminadores Sendzimir, presentado por el señor Larrabure en ausencia del autor

Resumen de la mesa redonda sobre laminación y colada continua celebrada en la tarde del 18 de octubre*

Colada Continua

El señor HOMES indica después de haber escuchado el informe de los señores Savage y Morton sobre colada continua, que sería interesante dar a conocer que en Bélgica algunas acerías han tomado la decisión de emprender investigaciones en común sobre la colada continua de acero Thomas. Estas investigaciones se realizaban por el Centre

National Belge de Recherches Métallurgiques (C.N.R.M.) en Charleroi y se trabaja en cooperación científica con BISRA.

El procedimiento ofrece dificultades tecnológicas y uno de los propósitos principales finales es el colar secciones

* Esta reunión extraoficial fué convocada para completar la discusión sobre laminación iniciada el día 17 de octubre.

pequeñas a gran velocidad. Se espera alcanzar este objetivo después de un cierto número de años y se confía en el incremento de homogeneidad del acero y la rebaja del costo de producción como lo prueban los fondos importantes invertidos en estas investigaciones por las referidas acerías de la cuenca de Charleroi.

El señor DEBECO pregunta si el sistema de colada continua puede producir palanquillas de 50 mm.

El señor SAVAGE declara que se puede obtener hasta hoy de 80 mm.

El señor VISCONTI pregunta si era la lingotera fija o la lingotera oscilatoria.

Laminadores Desbastadores para Planchas y Laminadores de Productos Planos

El señor TAAM pregunta sobre los husillos de ajuste en el caso (A) del informe sobre laminador desbastador. ¿Se trata de dos sistemas separados, uno para el cilindro superior y otro para los inferiores?

El señor SCHLESINGER contesta afirmativamente, pero manifiesta que los motores del husillo no trabajan entre todas las pasadas, sino solamente durante las dos o tres primeras.

El señor LOZANO pregunta si hay diferencia de diseño entre los laminadores de la Mesta y de la United.

El señor SCHLESINGER responde que los laminadores de una y otra son completamente similares. Hay diferencia por ejemplo, en que Mesta hace sus propios cojinetes de los cilindros posteriores, mientras que la United emplea los cojinetes Morgoil para los cilindros. También el mecanismo del husillo de ajuste en los laminadores de flejes de la United son de engranaje helicoidal de cono, en tanto que el laminador Mesta está equipado con engranaje helicoidal simple.

El señor TAAM pregunta qué tendencia hay ahora en materia de cojinetes de los laminadores de planchón.

El señor SCHLESINGER manifiesta que los cojinetes de rodillos parece que son los que más se usan hoy y da varios ejemplos de laminadores de planchón equipados de este modo. Se estima por la General Electric que usando soportes de rodillo, se obtiene un ahorro de energía de 19 por ciento. Algunos laminadores utilizan soportes de textil armado siempre que se disponga de agua de buena calidad. Por ejemplo, el laminador de 46" de la Fairless Plant de U.S. Steel está equipado con estos soportes. Su duración corresponde a 300.000 toneladas de acero. Algunos laminadores están equipados con cojinetes antifricción, cuya duración corresponde a 200.000-300.000 toneladas de acero. Por último, señala que el soporte Morgoil se emplea también en laminadores de desbaste de planchones como el laminador secundario de 36" de Fairless y el laminador desbastador de 46" de la fábrica de Lorain de la National Tube Company. Parece ser que la objeción principal que se hace a estos últimos soportes en los laminadores primarios es la dificultad de impedir que el agua entre en el aceite.

El señor CARTWRIGHT indica que en la Steel Company of Wales encuentra un promedio de 5 por ciento de agua en el aceite del Morgoil. Según sus informaciones el laminador de Fleje del USINOR en Francia tiene 2 por ciento de agua en su aceite y el laminador de SOLLAC también de Francia, parece que tiene hasta 12 por ciento. En la actualidad se realizan trabajos para mejorar el soporte Morgoil para impedir que el agua entre en el aceite.

El señor TAAM pregunta al señor Cartwright cuáles eran

El señor SAVAGE manifiesta que toda la documentación se encuentra en el informe.

El señor VISCONTI pregunta cuál era la razón de que en algunas máquinas de colada continua se disponga de un campo eléctrico en la lingotera.

El señor SAVAGE señala que el objeto es la agitación del núcleo de acero.

El señor HAENEL pregunta cuál es el planchón más grande colado hasta hoy.

El señor SAVAGE contesta que la dimensión mayor ha sido $6\frac{1}{2}'' \times 24''$, pero que hay el proyecto de colada continua de planchas de 1.000×150 mm.

los problemas del agua en la Steel Company of Wales en Port Talbot.

El señor CARTWRIGHT explica que hay un sistema complejo de tratamiento de agua para las calderas y también para la mesa de servicio del laminador de fleje, así como para la línea de decapado. El agua de refrigeración del laminador de fleje se envía a una instalación floculadora para precipitar y separa el óxido de hierro. Se filtra toda el agua, pero hay frecuentes trastornos en los filtros debido a las variaciones grandes del volumen del líquido. El agua residual de decapado va al sumidero. Hay una posibilidad de re-circulación de toda el agua en caso de escasez.

El señor TAAM pregunta sobre la situación de los aspersores de descascarillado en la Steel Company of Wales, y sobre los trastornos que se provocan al introducirse las batiduras entre los cilindros de apoyo y los de trabajo.

El señor CARTWRIGHT manifiesta que hay rampas de evacuación al frente del rompedor de cascarilla en los laminadores preparadores y frente al rompedor final, pero que han cambiado la posición de las boquillas de descascarillado, tan frecuentemente, de atrás para adelante de los laminadores preparadores, que no puede recordar donde se encuentran ahora.

El señor TAAM pregunta también sobre la magnitud del desbarbado que se hace en Port Talbot.

El señor CARTWRIGHT explica que se practica el desbarbado en caliente por todos los costados de los planchones en el laminador correspondiente, y que se deja enfriar los planchones y después se hace el desbarbado de detalle sobre los planchones en frío.

El señor DOWDING hace más comentarios sobre el agua en la mesa de salida del laminador de flejes. Recomienda que los rodillos de la mesa se espacien menos de 18", especialmente para fleje fino, si se emplea agua a gran presión. Aparte de esto, recomienda que el agua se aplique por los lados de la mesa mejor que directamente por arriba o por abajo. Indica también que es mejor emplear grandes cantidades de agua que alta presión.

El señor CARTWRIGHT, interrogado sobre la capacidad de las bobinas de fleje, dice que 2 de ellas pueden manipular 35.000 toneladas por semana, y que con 3 bobinas se manipulan 50.000 toneladas por semana. Existe siempre una bobina en reparación o en reserva. Finalmente manifiesta su deseo de volver sobre la cuestión del número de cajas concluidoras en el laminador de fleje en caliente. Este número está condicionado por la velocidad de enfriamiento de la pieza desbastada antes de entrar en el tren concluidor.

El señor COSTA LINO pregunta si en un laminador en frío de 52" puede laminar a 48" de ancho.

El señor DOWDING indica que no es posible y que 46" es el ancho máximo, con un ancho de corte final de 44".

Laminadores Comerciales

El señor PUJALS señala que su empresa está produciendo en la Argentina 5.000 toneladas de alambón por mes con 96,2 a 96,4 por ciento de rendimiento en palanquilla y un consumo de 380-400 calorías por tonelada. Le ha sorprendido la cifra del señor Wilms de 280 calorías por tonelada, y pensó que la explicación de la diferencia se debía a la preocupación europea sobre economía de carbón más que sobre la del acero, cuando en América del Sur es más importante economizar acero.

El Dr. WILMS asintió.

El señor FOUASSIN señala que en Ougrée, Bélgica, se consumen 418 calorías por tonelada en sus hornos de palanquilla. Ha oído hablar de un horno de la Republic Steel que consume 320 calorías por tonelada, y por lo tanto, es-

Laminadores Sendzimir

El señor FOUASSIN explica que sus laminadores Sendzimir tienen una capacidad de unas 28.000 toneladas mensuales trabajando en 3 turnos y 6 días por semana hasta 48" de ancho con un grueso promedio de 1 mm. La producción horaria varía entre 8 y 31 toneladas. La única falla de este laminador está en el sistema de enfriamiento que se ha calculado un poco por bajo. Los cuatro laminadores reversibles de Ferblatil en Bélgica tienen la misma capacidad, aun cuando su instalación es más costosa.

Los señores TOEPFER y LARRABURE, representantes de Sendzimir en el Brasil, dan algunos precios para laminadores en frío: el de 49" con enrolladores, lubricación y alimentador cuesta 740.000 dólares con equipo mecánico y 1.250.000 dólares con equipo eléctrico (motores de 4.000 HP en el laminador y de 2.000 HP en el enrollador). Si el equipo eléctrico se compone de un motor de laminación de 2.500 HP y 2 de 1.800 HP para el enrollamiento, el costo del equipo eléctrico se reduce a 850.000 dólares. Un laminador en frío Sendzimir de 26" cuesta 500.000 dólares para el equipo mecánico y 450.000 para el eléctrico. (1.250 HP para el laminador y 2 de 800 HP para enrollamiento). Este laminador de 26" lamina de 4 mm a 0.45 mm en 7 pasadas con el 75 por ciento de rendimiento. La velocidad corresponde a 7,9 toneladas por hora en banda de 24" de ancho.

tima que las 280 calorías mencionadas por los señores Krebs y Wilms constituyen una operación excepcionalmente buena.

El señor PUJALS se refiere a un laminador descrito por el señor Wilms que comprende 24 motores independientes para las cajas concluidoras, mientras que los laminadores americanos tienen solamente un motor para las seis cajas concluidoras, laminando hasta 3 líneas.

El señor WILMS dice que es cuestión de apreciación de tolerancia y ofrece enviar al señor Pujals la información correspondiente desde Alemania.

El señor PUJALS señala que en la Argentina se considera una tolerancia de 0,2 mm en el alambón y cree que no es necesario más.

El grueso máximo es de unos 5 mm y la máxima apertura de cilindros es de 1/4".

Mencionan además que ahora hay cuatro laminadores planetarios Sendzimir en caliente en funcionamiento, entre los cuales uno en Ductile Steels Co., en el Reino Unido que lamina a 12 1/2" de ancho y 0,048" de grueso, otro en Atlas Steel en el Canadá, que lamina hasta 20" de ancho, y otro en SAFIM, en Italia, que lamina hasta 40" de ancho. Este último tiene una capacidad de 40 toneladas por hora, comenzando desde cilindros de 88 mm hasta 2-4 mm.

El costo de un laminador planetario de 40" es aproximadamente el que sigue:

	<i>Dólares</i>
Laminador.	800.000
Horno.	200.000
Parte eléctrica.	300.000
	1.300.000

El costo de un laminador de 20" es el siguiente:

	<i>Dólares</i>
Laminador.	500.000
Horno.	150.000
Parte eléctrica.	200.000
	850.000

ACEROS NO COMUNES

18 de octubre de 1956 - Mañana

Presidente honorario:

General Edmundo de MACEDO SOARES E SILVA, presidente de la Cía, Aços Especiais Acesita y de la Cía. Siderúrgica Nacional, Volta Redonda, Brasil

Presidente:

Roberto N. JAFET, presidente de Mineração Geral do Brasil, São Paulo, Brasil

Trabajos presentados:

El problema de los aceros no comunes en América Latina

Theodoro NIEMEYER, director técnico de Aços Villares, S. A., São Paulo, Brasil

La producción de aceros no comunes en México

Fernando GONZÁLEZ VARGAS, del Banco de México, México, D. F.

Los aceros no comunes en el Brasil y Chile

Informe presentado por Fritz RIEKEBERG, ingeniero consultor (República Federal de Alemania), a la Secretaría de la Comisión Económica para América Latina

Clasificación y tipificación de los aceros no comunes

ALTA AUTORIDAD DE LA COMUNIDAD EUROPEA DEL CARBÓN Y EL ÁCERO

Descripción de una fábrica brasileña de aceros no comunes

Luiz Dumont VILLARES, director-presidente de Aços Villares, S. A., São Paulo, Brasil

Inversiones y costos de producción en instalaciones de diversos tamaños adaptables a América Latina

Informe presentado por Fritz RIEKEBERG, ingeniero consultor (República Federal de Alemania), a la Secretaría de la Comisión Económica para América Latina

Resumen de los debates:

Participantes: Señores COHEUR, NIEMEYER, RIEKEBERG, general MACEDO SOARES E SILVA, CAMERA, ALLARD, SCHNEIDER, PUJALS, HAENEL, VISCONTI, FRIEDRICH, VILLARES, WEINBAUM

Director de debates:

Pierre COHEUR

Secretarios:

Theodoro NIEMEYER
Fritz RIEKEBERG,

El problema de los aceros no comunes en América Latina*

por THEODORO NIEMEYER

I. DEFINICIÓN DE "ACEROS NO COMUNES"

Aceros no comunes son todos aquellos que se obtienen con el propósito de lograr determinadas propiedades regulares preestablecidas que se requieren para un uso específico.

Las características de calidad como, por ejemplo, la alta pureza y la uniformidad que proporcionan al acero de determinado análisis las mejores propiedades para la transformación y el uso final, no pueden lograrse en el acero cuando éste se produce por un método de producción de cantidad. Para obtener esas cualidades hay que tomar precauciones especiales durante la fabricación y la transformación en caliente del acero y se necesitan abundantes medios de verificación y regulación así como la realización de numerosos ensayos durante cada fase de la producción.

La denominación de "aceros no comunes" no se usa de ordinario por los productores de acero ni por los consumidores. Se escogió sin embargo por la CEPAL porque la nomenclatura en este sector no se ha tipificado todavía universalmente. El término "aceros especiales" (*aciers spéciaux, Edelstähle*) identifica solamente el grupo de aceros de alta calidad como son los de herramientas, los inoxidables y los aceros de aleación para construcción mecánica, incluyendo algunos tipos de aceros al carbono para herramientas.

De acuerdo con otros autores los aceros al carbono para construcción mecánica deben incluirse cuando responden a ciertas especificaciones concernientes al fósforo y al azufre.

Los criterios para la clasificación no son uniformes, pero se observa una preferencia por una división inicial en aceros al carbono y aceros de aleación. Sin embargo, esta división debe tenerse por inadecuada, pues muchos aceros al carbono deberían considerarse en un nivel equivalente a otros aceros de aleación. En algunos casos ciertos tipos de aceros al carbono son de calidad superior a algunos aceros de alta o mediana aleación.

Las características esenciales de los aceros no comunes se relacionan con su índice de calidad y esto no tiene relación con el contenido de aleación. En realidad, uno de los aceros de herramientas más difíciles de obtener con un alto nivel de calidad respecto al enfriamiento en agua, es el de uno por ciento de carbono con bajo silicio y manganeso y sin otro elemento de aleación. Además hay varios usos para los que este tipo de acero no puede sustituirse por ningún otro tipo más complejo.

Hay aún otras divergencias con respecto a la clasificación de aceros de fácil corte, aceros al carbono para el tratamiento-térmico y carburación y acero al silicio para usos magnéticos, que en muchos casos tienen que considerarse como aceros comunes.

En los países industrializados los aceros de que se trata, se fueron desarrollando probablemente en forma paulatina y continúan produciéndose en acerías diseñadas inicialmente para la obtención de aceros comunes.

A pesar de las razones por las cuales otros autores han clasificado estos aceros como aceros comunes, es un hecho, que su fabricación no puede lograrse ni fácil ni satisfactoriamente por medio de un laminador que haya sido diseñado para obtener aceros comunes ordinarios, exclusiva-

mente. Por el contrario, su producción requiere las mismas precauciones y verificaciones que los altos grados y por lo tanto deben ser incluidos en el grupo de aceros no comunes.

Si un producto se califica como "no común" merece también la designación de "especial". Por eso se recomienda que todo el grupo de aceros no comunes, a que corresponde este estudio debe ser clasificado como "aceros especiales".

2. IDENTIFICACIÓN DE "ACEROS ESPECIALES" Y "ACEROS NO COMUNES"

De acuerdo con la anterior consideración se sugiere que la interpretación de los términos "aceros especiales" y "aceros no comunes" se extienda de modo a incluir el grupo completo de aceros no comunes. Con este criterio se hace la siguiente proposición en grupos, categorías y tipos, en la cual los aceros al carbono se consideran como aceros especiales cuando los contenidos de fósforo y azufre son menores de 0,04 por ciento y la suma de los dos sea menor del 0,07 por ciento, cuando se puedan someter a un tratamiento térmico o de superficie o cuando posean propiedades específicas eléctricas y magnéticas.

Se exceptúan los aceros para estirado a fondo o embutición profunda.

Propuesta de clasificación de aceros especiales y no comunes

Aceros de calidad	Aceros estructurales al carbono y de baja ley	<ul style="list-style-type: none"> Aceros de fácil corte (P, S y Pb) Aceros de muelle (C, Si, Mn y Cr menos de 1%) Aceros de tratamiento térmico (C, Si, Mn y Cr < 1%) Aceros de carburación (C, Si, Mn y Cr < 1%)
	Aceros de aleación de C y Si menos de 5% para fines especiales	<ul style="list-style-type: none"> Aceros para usos magnéticos Aceros resistentes a la corrosión
Aceros especiales	Aceros de aleación estructurales	<ul style="list-style-type: none"> Aceros para cojinetes de rodillos Aceros para tratamiento térmico Aceros para carburación
Aceros de alta calidad	Aceros de herramientas	<ul style="list-style-type: none"> Aceros al carbono Aceros para el trabajo en frío Aceros para el trabajo en caliente Aceros rápidos
	Aceros de aleación resistentes a la corrosión	<ul style="list-style-type: none"> Aceros inoxidables no templables; (Cr < 20%, Ni < 10%) Aceros inoxidables templables Aceros resistentes a la corrosión Aceros resistentes al calor
	Aceros de aleación con propiedades físicas especiales	<ul style="list-style-type: none"> Aceros para usos magnéticos Aceros con expansión térmica específica

Con objeto de establecer los límites entre aceros al car-

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/LAIV-1.

bono y aceros de aleación, se siguió el criterio de la nomenclatura aduanera de Bruselas, que define como aceros de aleación los que contienen uno o más elementos en porcentajes iguales o mayores que los indicados a continuación:

Mn + Si	2,0	Mo	0,1
Mn	2,0	V	0,1
Si	2,0	W	0,3
Ni	0,5	Co	0,3
Cr	0,5	Al	0,3
		Cu	0,4

Se excluyen los casos especiales mencionados en el cuadro de clasificación de aceros especiales.

El término "aceros especiales" que se aplica en este informe y los términos empleados para los dos grupos subdivisionarios corresponden a las diferentes traducciones:

		1er. grupo	2º grupo
inglés	special steels	quality steels	high quality steels
portugués	aços especiais	aços de qualidade	aços finos
español	aceros especiales	aceros de calidad	aceros finos
francés	aciers spéciaux	aciers de qualité	aciers fins
alemán	Sonderstähle	Qualitätsstähle	Edelstähle

La necesidad de tipificar la clasificación en los diferentes sectores de la industria del acero es bien conocida. Su aceptación por un gran número de países ayudaría mucho a la estadística comparativa y facilitaría con ello el análisis de mercados y la recolección de datos para planear nuevas industrias y para ampliar racionalmente las existentes.

Como no se ha encontrado todavía una solución satisfactoria, la propuesta presente de clasificación se justifica. Su objeto es dividir los aceros especiales en categorías correspondientes a los grupos determinados de consumidores y los que ofrecen hoy similares características técnicas en su manufactura.

3. CONSUMO DE ACEROS ESPECIALES EN AMÉRICA LATINA

Si el grado de desarrollo de un país determinado puede evaluarse por el consumo de acero por habitante, el nivel de desarrollo dentro de la industria transformadora queda indicado por la proporción entre el consumo de aceros especiales y el consumo total.

En los países de alta industrialización el consumo de aceros especiales, incluyendo todos los tipos enumerados en la clasificación propuesta, ha sido en tiempos de paz de un 14 por ciento del consumo total de acero, elevándose a mayores proporciones en tiempo de guerra.

En América Latina se tienen datos de la Argentina, el Brasil y Chile que muestran un consumo medio combinado de aceros especiales de un 6 por ciento del consumo total de acero. Las cifras corresponden a 1964 y se refieren a la relación entre cantidades de productos terminados, no a la capacidad correspondiente en lingote.

El grupo de aceros de calidad y el grupo de aceros de

Consumo básico total: 5.000.000 de toneladas				
Países industrializados		Países latinoamericanos		
Toneladas	Por ciento	Toneladas	Por ciento	
Aceros de calidad	300.000	6	210.000	4,2
Aceros de alta calidad	400.000	8	90.000	1,8
Total de aceros especiales	700.000	14	300.000	6,0

alta calidad comprenden el total de aceros especiales. En los países industrializados el consumo del segundo grupo es de un 8 por ciento del consumo total mientras que en los tres países mencionados de Latinoamérica el promedio es sólo de un 1,8 por ciento.

Suponiendo que el consumo total de acero en América Latina en 1955 fue de unos 5 millones de toneladas y admitiendo las cifras antes indicadas como base para la valoración del consumo total de aceros especiales resulta lo siguiente:

El pequeño consumo de aceros de alta calidad se debe al escaso desarrollo de la industria transformadora. No hay gran demanda de aceros de herramienta ni de aceros estructurales de aleación. El consumo relativamente alto de aceros del primer grupo —los aceros de calidad—, se explica por la gran necesidad de aceros de muelle comparado con el número de vehículos, por el gran consumo de acero al carbono estructural y por el consumo de bolas para molinos en la industria minera.

La parte principal de las necesidades de aceros especiales se satisface todavía por la importación. En los países con fábricas de acero, el incremento que tuvo la producción en los últimos años alcanzó también a los aceros de calidad. En el Brasil, por ejemplo, estos aceros los abastece por completo la industria nacional. El desarrollo en el sector de los aceros de calidad fue menor y considerando América Latina en conjunto, la mayor parte de sus necesidades en estos aceros se satisfacen por la importación.

4. PRODUCCIÓN LOCAL DE ACEROS ESPECIALES

Uno de los grandes problemas al planear la producción de los aceros especiales en Latinoamérica es el gran número de tipos diferentes que las acerías han creado en todo el mundo. Hay sociedades que producen hoy más de 600 tipos diferentes además de otros 300 siguiendo las especificaciones de los clientes, lo que representa unos 900 tipos, solamente de un origen.

Hay dos razones para esta situación:

- la necesidad de economizar materias primas importadas en tiempo de guerra e incluso en tiempo de paz, obligó a la industria en muchos países a reducir el contenido de aleación al mínimo o a sustituir algunas por otras de más fácil disponibilidad; estos esfuerzos daban lugar cada vez a un número considerable de tipos experimentales que quedaban después como tipos normales de producción;
- frecuentemente, por presión de la competencia, se establecían nuevos tipos de acero que diferían poco de un cierto tipo básico y se fabricaban para lograr un producto más barato que pudiera ofrecerse al cliente para determinado uso específico.

Las dos razones se presentan más frecuentemente en tiempo de guerra o durante los períodos de depresión.

El gran número de tipos de aceros especiales no se justifica por necesidades técnicas. Toda acería nueva en América Latina debe tener en cuenta que la demanda puede satisfacerse con un número más reducido de calidades. Frecuentemente, la tendencia a producir un limitado número de tipos diferentes tropieza con la resistencia de los consumidores, especialmente los latinoamericanos que reciben asistencia técnica de industrias extranjeras. Estos consumidores quieren obtener en el país exactamente los mismos tipos que se recomiendan en el país de origen. Estas dificultades pueden eliminarse con una estrecha cooperación entre los productores y cuando las asociaciones de ti-

pificación en los diferentes países latinoamericanos son invitadas a establecer recomendaciones oficiales con el objeto de restringir la variedad de aceros especiales.

Hay sólo un medio para mantener un número reducido de tipos de acero sin inconvenientes técnicos para el consumidor, que es sustituir las series de tipos de acero de calidad inferior por un acero de calidad superior para el mismo objeto. Esta solución, extremadamente simple, debe tenerse siempre en cuenta. La propia experiencia prueba que este método da resultados.

Con esta orientación muchos consumidores recibirán un acero más valioso que lo que necesitan. Para el laminador esto significa un mayor costo de producción, pero este aumento se compensa perfectamente con la ventaja del programa reducido, que significa, además de un mayor rendimiento una disminución de la inmovilización de capital por almacenamiento de semiproductos. Las inversiones inmovilizadas de este modo pueden alcanzar cifras elevadas y deben considerarse cuidadosamente en la industria de los aceros especiales.

Se ha sugerido ya en otras ocasiones que las especificaciones de los aceros para América Latina deben ser más tolerantes para facilitar el trabajo de las acerías. Quizás pueda aceptarse esta recomendación para los aceros comunes. Sin embargo, en el sector de los aceros especiales, la experiencia señala que deben observarse estrictamente las especificaciones a fin de producir aceros de los tipos más altos de calidad. Las razones son que muchos consumidores no tienen todavía la suficiente experiencia y otros no tienen las instalaciones modernas necesarias de tratamiento térmico que son esenciales para garantizar un resultado final satisfactorio. En otros casos los equipos en que se usan los aceros de herramientas no son adecuados para asegurar un buen resultado.

Precisamente estos inconvenientes pueden ser salvados en parte por el uso de aceros especiales de alta calidad, que, debido a su composición y métodos de verificación de la producción, ofrecen un alto grado de seguridad contra la irresponsabilidad.

Por esto se deduce que los aceros especiales para América Latina deben producirse en alta calidad para obtener simultáneamente los dos objetivos siguientes:

- a) los aceros de alta calidad reducen el número de tipos permitiendo la sustitución de series de aceros de calidad inferior por uno de alta calidad;
- b) los aceros de alta calidad, cuando son elegidos por el criterio de la seguridad contra la irresponsabilidad permiten lograr resultados satisfactorios aun en condiciones desfavorables de utilización.

5. MATERIAS PRIMAS PARA LOS ACEROS ESPECIALES

Tomando América Latina en su conjunto puede decirse que la situación referente a materias primas es excelente para la producción de aceros especiales. Las menas de los elementos de aleación son abundantes y en algunos países latinoamericanos se presentan en mayor cantidad y mejor calidad que en ciertos países europeos que son productores tradicionales de estos aceros especiales.

La dificultad actual está en que la mayoría de estas menas no se pueden transformar en metales de aleación en América Latina. Se exportan como menas cuyos metales se tienen que reimportar como ferroaleaciones. El desarrollo de la industria de ferroaleaciones es principalmente un

problema de capital y de disponibilidad de energía eléctrica. La política de inversiones debe orientarse hacia este sector que en muchos países podría producir un ingreso adicional considerable por la exportación de valores más altos y por las reducciones equivalentes de las importaciones. La minería del tungsteno o wolframio se ha desarrollado ya hasta un punto en que se puede decir que las necesidades nacionales están cubiertas quedando un amplio margen para las exportaciones. El suministro de níquel y cromo para la industria nacional de acero podría satisfacerse desarrollando la producción de estos metales puesto que existen depósitos bien conocidos de sus menas.

Otra materia prima importante básica para ciertas acerías es la chatarra de acero de una composición constante y libre de aleaciones e impurezas. Para muchos lugares de América Latina este es un problema más importante que el de la disponibilidad de ferroaleaciones que se consumen en una cantidad limitada comparada con la producción total de aceros terminados. El problema de la chatarra tendrá que considerarse en la etapa de planificación de las nuevas acerías.

Los elementos auxiliares para la producción de acero como el mineral de hierro, la caliza y los elementos para la escoria no constituyen problema. En cuanto a los refractarios, la producción nacional se está desarrollando satisfactoriamente.

6. FÁBRICAS PARA LA PRODUCCIÓN DE ACEROS ESPECIALES

Entre los numerosos factores que hay que tener en cuenta hay que señalar la importancia del programa de producción para el planeamiento de una fábrica de aceros especiales.

El consumo de aceros de herramientas se caracteriza por la demanda de un gran número de formas y dimensiones diferentes, una gran variedad de tipos de acero y pequeñas cantidades de cada tipo tamaño y forma. La necesidad mayor es para barras de todos tamaños hasta 200 y 300 mm de diámetro y después de piezas forjadas, tales como discos, segmentos o anillos y bloques y, finalmente, flejes y planchuelas de pequeñas dimensiones.

Aceros con propiedades físicas especiales se consumen en forma de alambre, barra y fleje en pequeñas cantidades. Los aceros resistentes a la corrosión se consumen principalmente en chapa y fleje y después en barra y alambre. Los aceros especiales al carbono y los de aleación para construcción mecánica se consumen en barra en mucho mayor cantidad que los aceros de otras categorías ya mencionadas. Sus dimensiones varían desde los más pequeños a 600 mm y más. Además, se requieren las piezas forjadas para maquinaria, cigüeñales, etc., así como discos, segmentos o anillos y bloques. Hay también demanda en cierta medida para alambre y sólo en corta cantidad, para chapa, planchas y flejes.

Entre los aceros de calidad están los aceros de muelle y los de fácil corte que se usan especialmente como barras y alambre. Parte del acero de muelle se usa en fleje o planchuela. Los aceros de aleación al silicio para usos magnéticos se emplean exclusivamente en chapa y fleje. En este grupo hay que mencionar los aceros no aleados con muy bajo carbono, que constituyen casi un hierro químicamente puro, debido a su especial uso como material resistente a la corrosión y también para usos magnéticos.

La variedad de productos y las diferencias en la aplicación para cada clase es tan extensa que la inclusión de todos los aceros especiales en el programa de producción de una

sola fábrica no se puede recomendar. Por el contrario sería conveniente que su producción pudiera distribuirse entre varias. Un ejemplo de esta especialización se encuentra frecuentemente en los Estados Unidos en que hay fábricas que limitan su producción a unos pocos tipos de una sola categoría de acero, tal como acero rápido, etc. Una especialización de este grado no es posible en América Latina, pues la demanda de aceros de algunas categorías es más pequeña que el mínimo que admite una producción económica y, por lo tanto, los programas de producción no pueden ser muy restringidos y será necesario seguir el ejemplo de algunas acerías de Europa.

De acuerdo con esta orientación las fábricas de aceros especiales que se justifican en América Latina son de tres clases.

Primero, una fábrica de aceros de alta calidad. Como se ha indicado antes, la producción de estos aceros se caracteriza por las pequeñas cantidades de un gran número de tipos y tamaños y por un tonelaje total pequeño. Por esto debe tratarse de una fábrica de 10.000 a 50.000 toneladas anuales. Este volumen no justifica la instalación de laminadores pesados y por esta razón la fabricación de chapa queda fuera de programa. Se requerirán hornos eléctricos básicos y para preparar las palanquillas para el laminador de tamaños medianos será necesaria una prensa rápida de forja. Esta misma prensa o una segunda, puede forjar también barras de tamaño grande y también discos, segmentos y bloques. La producción consistiría principalmente de barras y piezas forjadas y eventualmente podría fabricar una pequeña cantidad de productos estirados en frío y flejes pequeños laminados de 150 a 200 mm.

Esta fábrica, equipada necesariamente con laboratorios y departamentos de verificación produciría aceros de herramientas, aceros inoxidable, aceros resistentes a la corrosión y resistentes al calor, en barras, además de una limitada cantidad de aceros de aleación para construcción mecánica. Esta última producción serviría de "relleno" para compensar las fluctuaciones en la demanda de aceros de alta calidad.

La materia prima para esta fábrica sería chatarra clasificada. La instalación del alto horno y convertidores no se justificaría.

La necesidad de un gran número de especialistas y técnicos para mantener el contacto estrecho con los consumidores aconsejaría el emplazamiento cerca de un gran centro industrial en que se pudiera disponer fácilmente de chatarra clasificada.

Un segundo tipo de fábrica de acero se recomienda para la producción de grandes cantidades de aceros de aleación para construcción mecánica, además de aceros de herramienta, aceros inoxidable, incluso chapa y posiblemente, para obtener la plena ventaja del capital invertido en el laminador de chapa, se podría producir ésta también en acero al silicio. A fin de bajar los costos de transformación esta fábrica deberá tener un laminador desbastador de tochos y fabricar, como programa de "relleno", barras de acero al carbono y chapa.

La producción de esta fábrica debe cifrarse en 60.000 a 150.000 toneladas anuales. La materia prima debe suministrarla el horno alto y el acero debe obtenerse en hornos de solera.

Si el programa incluye un mayor porcentaje de aceros de alta calidad tales como los de cromo-níquel para cojinetes de bolas, debe preferirse el horno eléctrico. La materia prima principal debe ser una combinación de chatarra se-

leccionada y hierro esponja, como el utilizado en Suecia, que se puede producir en una unidad de 30.000 a 40.000 toneladas anuales.

El emplazamiento de esta fábrica depende en primer término, de la disponibilidad de las materias primas y en segundo término, de la proximidad de los consumidores.

Finalmente, el tercer tipo de fábrica debe comprender ciertos aceros especiales adecuados a un laminador de tamaño mediano con las unidades necesarias de fabricación de acero y de laminación. Funcionaría separadamente del laminador general y tendría su personal especial para la producción y verificación de calidad, de acuerdo con las necesidades de estos aceros especiales.

Esta instalación sería en la práctica una unidad separada con equipo especializado y podría emprender la producción de aceros especiales del grupo de aceros de calidad, tales como aceros al carbono para tratamiento térmico, aceros de muelle, aceros de fácil corte, etc.

La producción total del laminador no tendría relación directa con la cantidad de aceros especiales que se obtuvieran. Sin embargo, se supone que el laminador, en su totalidad, debería tener una producción anual de más de 200.000 toneladas y dispondría de altos hornos y el equipo clásico. Su emplazamiento dependería del criterio usual para la instalación de esta clase de acerías.

7. EL PROBLEMA DEL PERSONAL

La cuestión más importante para la producción con éxito de los aceros especiales es la calidad. Un alto tipo de calidad depende principalmente de un personal técnico con amplia experiencia. Evidentemente este personal no se encuentra con facilidad en América Latina, donde la industria del acero especial está todavía en sus comienzos en algunos países y en otros no ha comenzado todavía.

Por este motivo los países que no tienen la experiencia propia deben buscar la asistencia técnica del extranjero y contratar especialistas, individualmente o bien pactar convenios de asistencia técnica con firmas productoras de aceros. Al planear una nueva industria esta asociación podría iniciarse por el diseño de la fábrica y de las instalaciones y por el funcionamiento durante el primer año.

En todo caso, hay que instruir un grupo de técnicos nacionales para formar el núcleo del cual derivará el progreso del país en este aspecto.

8. CONCLUSIÓN

El futuro desarrollo del consumo y la producción de los aceros especiales y no comunes en América Latina depende de dos factores:

a) El consumo general de acero no aumentó considerablemente de 1925 a 1950 y en algunos países el consumo por habitante disminuyó; durante los últimos años se han registrado aumentos en aquellos países que han ampliado su producción de acero; en consecuencia, el tonelaje total de acero ha aumentado en América Latina y el consumo de aceros especiales habrá pues de aumentar;

b) el consumo de aceros especiales corresponde hoy al 6 por ciento del consumo total de acero y aumentará de acuerdo con el número creciente y con los tipos de calidad de las industrias de transformación, con tendencia al nivel del 14 por ciento, que es el que se observa en los países de alta industrialización.

La producción de aceros no comunes en México*

por FERNANDO GONZALEZ VARGAS

La producción de acero ha aumentado notablemente en México en los últimos años. La de acero primario, que en 1950 fue de 390.712 toneladas, alcanzó en 1954 las 590.450 y en 1955 se estima que habría llegado a 683.113. No bastó, sin embargo, para cubrir el consumo, que en 1950 fue de 636.711 toneladas (consumo aparente) y en 1954 de 907.185, estimándose en 1955 en 1.078.659. En este último año hubo que importar por eso 395.546 toneladas.

Parte importante de esta producción procedió de fábricas no integradas, que en su mayoría usan hornos eléctricos. Así, de lo producido en 1955, correspondieron sólo 416.919 toneladas a las dos fábricas integradas existentes en dicho año y el resto, o sea 266.194, a las no integradas; de ellas se obtuvieron 94.145 toneladas en la fábrica de "La Consolidada" (Piedras Negras, Coahuila), en hornos Siemens-Martin a partir de chatarra totalmente importada, y las restantes 172.049 exclusivamente en hornos eléctricos, con chatarra, en parte también importada. La cantidad que se importó de ésta incluye relaminables y fue en 1954 de 209.891 toneladas y en 1955 de 242.693.

Las fábricas integradas, que ahora son tres, puesto que "La Consolidada" ha instalado un alto horno, podrían producir más, ya que poseen capacidad mayor, aún no aprovechada; la de arrabio de sus altos hornos puede estimarse como sigue:

Empresa	Situación	Nº de altos hornos	Capacidad anual (350 días) en toneladas
Altos Hornos de México, S. A.	Monclova, Coah.	2	448.000
Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey, S. A.	Monterrey, N. L.	2	297.500
La Consolidada, S. A.	Piedras Negras C.	1	52.500
Total . . .			798.000

Descontando de este arrabio el 10 por ciento usado para fundición de hierro colado y considerando solamente un factor de aprovechamiento del 80 por ciento de esta capacidad, el hierro total para conversión sería de 574.560 toneladas. Con una proporción de carga de 60 por ciento contra el 40 por ciento de chatarra y con una merma de fusión del 8 por ciento, se podría obtener 880.992 toneladas de acero líquido que, con un rendimiento del 85 por ciento, equivaldrían a 748.843 toneladas de lingotes de acero, cantidad muy superior a la obtenida hasta ahora, pero que bien pudiera lograrse, mejorando el grado de aprovechamiento actual y equilibrando la capacidad de las respectivas acerías. El déficit de producción disminuiría así considerablemente y se limitaría bastante la importación de chatarra. De hecho están ya proyectados y en vías de ejecución planes de ampliación en dichas tres fábricas. La Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey proyecta llegar en 1960 a las 350.000 toneladas de acero en lingotes, mediante ampliación de su alto horno menor e instalación de dos nuevos hornos Siemens-Martin de 250 toneladas cada uno.

Altos Hornos de México planea también la renovación de su alto horno N° 1 y la instalación de dos nuevos hornos Siemens-Martin de 150 toneladas para alcanzar las 560.000 toneladas. La Consolidada, por su parte, espera llegar a las 150.000 toneladas.

Se podrá tener así en 1960 una producción conjunta de 1.060.000 toneladas de acero en estas tres fábricas.

Otra importante fábrica, "Hojalata y Lámina, S. A." (Monterrey, N. L.), que opera exclusivamente con hornos eléctricos, produjo 96,526 toneladas en 1955 y está instalando un quinto horno de 70 toneladas para lograr en breve las 160.000 toneladas. Proyecta además una integración parcial y *sui generis* mediante la producción de 200 a 250 toneladas diarias de hierro-esponja según patentes propias.

Además, está por iniciarse pronto la erección de otra nueva fábrica integrada en Manzanillo, Colima, con una capacidad proyectada de 350.000 toneladas anuales de arrabio y otra de acero en convertidores con soplado de oxígeno de 260.000 toneladas de acero en lingotes.

De este modo, la producción total para 1961 de las fábricas mencionadas llegaría a 1.480.000 toneladas de acero y, como se ha estimado un consumo probable para ese año de 1.800.000, el déficit a cubrir por las restantes fábricas sería para entonces sólo de 320.000 toneladas.

Hay que tener en cuenta además las ampliaciones posibles en las fábricas no integradas. Una de éstas, por ejemplo, situada en Veracruz, ha puesto en marcha hace tres meses un pequeño horno Siemens-Martin de 25 toneladas que usa chatarra fría, pero que en breve podrá recibir hierro líquido de dos cubilotes metalúrgicos refrigerados con soplado de aire caliente, cuya instalación está a punto de concluirse. Se espera producir así al menos 20.000 toneladas anuales de acero. Se proyecta además instalar un equipo de dos convertidores de soplado lateral, con los que se podrán obtener otras 40.000.

Esta es una nueva modalidad interesante para fábricas pequeñas del país debido, por una parte, a la posibilidad de construir en él casi todo el equipo, como se ha hecho en Veracruz, y por otra, a la mejor inversión por tonelada de producción en comparación con los hornos Siemens-Martin e incluso con los hornos eléctricos. Por tal razón, es probable que a ésta sigan otras instalaciones similares algunas ya en consideración, que podrán reducir apreciablemente el déficit mencionado.

Queda sin considerar todavía la capacidad actual de los hornos eléctricos instalados, aparte de los de "Hojalata y Lámina", más la de los que se instalen en los próximos cinco años. Así, tomando la ya existente, hay que considerar la de 18 fábricas con un total de 30 hornos eléctricos, que suman una capacidad anual de unas 520.000 toneladas, superior al déficit restante calculado, de 260.000.

De los hornos eléctricos sólo cinco, —incluidos los tres mayores de "Hojalata y Lámina"— son de capacidad superior a las 10 toneladas; cinco son de una tonelada o menores, y los veinte restantes de 2 a 9 toneladas de capacidad.

En realidad se ha exagerado en México el uso de los hornos eléctricos pequeños para la producción de aceros

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.AIV-7.

comerciales en escala reducida, pues sólo diez de ellos se dedican parcialmente a producir piezas moldeadas y el resto lingotes, generalmente de tamaño pequeño, para la laminación de varilla corrugada, alambón y perfiles comerciales. Esto ha venido a crear dos problemas. Uno es el alto costo de producción, ya que en estos hornos eléctricos de 5 y 10 toneladas, con chatarra que cuesta de 40 a 48 dólares por tonelada y corriente eléctrica de 0,010 a 0,011 dólares, la tonelada de acero en lingotes pequeños resulta entre 76 y 84 dólares, en tanto que en las fábricas integradas con hornos Siemens-Martin de 80 a 120 toneladas y costos de arrabio líquido de 32 dólares, resultan los lingotes grandes entre 56 y 60 dólares por tonelada. El otro problema es la gran demanda de chatarra que ha creado escasez dada la insuficiencia de la nacional y la creciente dificultad para obtenerla de importación.

Si, a pesar de ello, las fábricas pequeñas con hornos eléctricos han podido operar con éxito comercial, esto se debe a los precios altos que los productos comerciales han alcanzado en el mercado nacional a causa del déficit de producción.

De lo expuesto se desprende que en los próximos cinco años las plantas integradas y las mayores no integradas—incluyendo las de hornos eléctricos de más de 10 toneladas—podrán satisfacer plenamente la demanda de aceros comerciales, mientras que las pequeñas, con hornos eléctricos menores, quedarían fuera de este mercado.

Conviene aclarar también que el déficit estimado y cubierto hoy por la importación, está constituido en buena parte por aceros no comunes, sea por su composición química y características físicas, sea por su forma y dimensiones, que no forman parte de los programas de producción de las plantas actuales. Se trata tanto de piezas moldeadas como forjadas y de productos laminados especiales. Pero también se incluyen diversos productos terminados—por ejemplo, tubos, recipientes, envases, respuestos de maquinaria, estructuras y manufacturas varias—, que en 1954 sumaron muy cerca de 150.000 toneladas. De entre ellos, los tubos sin costura se producen ya en una planta en Veracruz, con actual capacidad de 60.000 toneladas, que viene importando los lingotes de acero necesarios, pero que está en vías de instalar taller propio de acero.

Es difícil consignar datos exactos respecto a los requerimientos actuales y futuros de los diversos aceros especiales en el país; entre los principales, satisfechos sólo en parte, se mencionan más adelante, algunos. Desde luego se importa buena cantidad de piezas moldeadas, que en parte son especificadas como elementos y piezas de repuesto de maquinaria y equipos diversos, pero una sola fábrica nueva de material ferroviario requiere 5.000 toneladas anuales, a más de que la creciente industrialización del país viene creando una demanda cada vez mayor de estos productos.

Los aceros forjados constituyen un renglón importante que en la actualidad se importa casi totalmente. Algunos ejemplos son los ejes para vagones de ferrocarril y los cilindros para laminación que representan alrededor de 5.000 toneladas anuales; las barras gruesas de acero para ejes con diámetro de 4 a 10 pulgadas, y los cigüeñales para motores Diesel, los ejes para camión y otros de los que una nueva fábrica de camiones en Ciudad Sahagún, Hgo. va a requerir 4.800 toneladas al año.

Los consumos mayores corresponden, sin embargo, a los aceros laminados y forjados. Los datos oficiales indican que en 1955 se importaron 3.895.919 kilogramos de barras de

acero de varias clases, en su mayoría de aceros especiales y 255.067 kilogramos de acero en barras con más del 4 por ciento de cromo, de tungsteno o de vanadio.

Las barras de acero estirado en frío para ejes y las barras exagonales y redondas para fabricación de tuercas y tornillos en los tipos de corte fácil SAE-1112 y 1113, de $\frac{3}{8}$ a $1\frac{1}{2}$ pulgadas para fábricas de bombas y para una de bujías de encendido para motores, representan un mercado de aproximadamente 2.500 toneladas anuales.

De los tipos SAE-1018 y 1040 también estirados en frío y en medidas de $\frac{3}{8}$ a 4 pulgadas para bombas se consume 3.600 toneladas.

Los inoxidables en barras, de los tipos 18-8, utilizados en refinerías de petróleo, plantas pasteurizadoras de leche, fábricas químicas, tintorerías, fábricas de cubiertos de mesa, etc., se importan totalmente en cantidades de 400 a 500 toneladas por año.

Los aceros tipos SAE-1060, 1070 y 1090 para fabricación de muelles y resortes y para herramientas de mano, de golpe y de corte se consumen en una cantidad de por lo menos 3.000 toneladas, los aceros aleados para muelles, al silicio, cromo y cromo-vanadio representan 2.000 toneladas y los aceros aleados en barras, para herramientas, cerca de 400 toneladas.

Las láminas de acero al silicio para núcleos de transformador todavía no se producen en México, pero existen varias fábricas de transformadores que pueden consumir al menos 500 toneladas al año.

La Industria Militar, fabrica de armamentos, requiere diversas calidades de aceros aleados que en total representan alrededor de 500 toneladas anuales con tendencia a aumentar considerablemente.

Otros consumos resultan más difíciles de calcular, pero en conjunto se podría estimar que el consumo de aceros no comunes en los próximos dos a tres años será como sigue:

<i>Clase de acero</i>	<i>Toneladas por año</i>
Piezas moldeadas diversas.	18.000
Piezas forjadas diversas.	12.000
Aceros laminados especiales.	15.000
Total.	45.000

las que traducidas a acero primario representan en números redondos 70.000 toneladas al año.

La producción actual de estos aceros especiales es insuficiente y en muchos renglones nula o exigua, y los hornos eléctricos medianos y pequeños pudieran dedicarse a ella con mayor margen de utilidad y mayor beneficio nacional.

Donde más se ha desarrollado en México hasta ahora la producción de aceros no comunes es en la fundición de piezas moldeadas. Se puede estimar la producción actual de éstas en aproximadamente 12.000 toneladas anuales, de las cuales cerca de 9.000 se producen en cinco fábricas mayores situadas una en la ciudad de México y otra en sus cercanías en el estado de México, otra en Teziutlán, Puebla, otra en Monterrey y la quinta en Ciudad Sahagún, Hidalgo; el resto se hace en otras cuatro fábricas muy pequeñas. Una apreciable parte de este tonelaje—por lo menos el 25 por ciento—está constituido por piezas de aceros aleados y al respecto puede afirmarse que en ellas se ha alcanzado un buen grado de perfeccionamiento y de calidad.

Así, las piezas de acero moldeado para vagones de fe-

rocarril vienen fabricándose en escala importante; cubren en su mayor parte el consumo de los ferrocarriles nacionales y de los transportes de Petróleos Mexicanos y sólo parcialmente los de la nueva "Constructora de Carros".

Asimismo se satisfacen en parte las necesidades de las empresas fabricantes de cemento y de la minería, de las fábricas químicas y de las empresas metalúrgicas y mecánicas, produciéndose para los mismos, además de aceros al carbono en sus diferentes tipos usuales, los austeníticos de alto manganeso, los de alta dureza y resistencia con bajas aleaciones de níquel, cromo, molibdeno, cobre y vanadio, y también los inoxidables y refractarios de alto níquel y cromo.

Como ya se ha indicado, queda, sin embargo, un importante mercado que satisfacer. Además, la industrialización intensiva y creciente del país en los últimos años, que tiende a intensificarse notablemente en el próximo futuro, exigirá cada vez más piezas moldeadas de acero, por lo que las principales fundiciones existentes están desarrollando planes importantes de ampliación para duplicar, por lo menos, su producción.

Un factor favorable para México es la existencia de yacimientos atractivos de minerales de metales de aleación, a saber, de manganeso —los más importantes—, de titanio —que prometen ser también de gran interés—, de molibdeno, tungsteno, cromo y vanadio.

No se cuenta aún con cálculos completos y precisos de dichos yacimientos; algunos sólo se conocen esporádicamente. Los más extendidos y relativamente abundantes son los de manganeso, que se encuentran tanto en el norte —estados de Chihuahua, Sonora, Baja California, Sinaloa, Nuevo León y Durango— como en el centro —San Luis Potosí, Zacatecas y Puebla— y en el sur —Jalisco, Guerrero y Oaxaca—, siendo la existencia total probable de orden de los tres a cuatro millones de toneladas.

De los de titanio se han descubierto recientemente yacimientos muy importantes en Oaxaca, que están en vías de ser explotados. El tungsteno se explota en Baja California, Sonora, Durango, Zacatecas, Sinaloa, Guerrero, Jalisco y Guanajuato; los minerales se concentran para su venta, principalmente, la Scheelita. El molibdeno es conocido principalmente en Sonora y Sinaloa. De cromita hay yacimientos, aunque no muy ricos, en Puebla. El vanadio —que, como es bien sabido, se descubrió por primera vez en México —existe en pequeños yacimientos esporádicos poco estudiados y el níquel y el cobalto se explotaron hace años, aunque en cortas cantidades, en el estado de Jalisco, sin que hasta ahora se tenga noticia de nuevos yacimientos.

La producción de estos minerales ha sido irregular y en su mayor parte destinada a la exportación. Los datos oficiales de los últimos años son los siguientes expresados en toneladas:

Minerales	Producción			
	1946	1950	1954	1955
Manganeso	11,342	35,874	83,185	35,807
Molibdeno	1,364	—	119	41
Tungsteno	45	40	327	341
Titanio	—	—	11	28

De vanadio se produjeron 447,8 toneladas en el período 1936-40, sin haberse registrado producción posterior. De cromo se obtuvieron 20 toneladas de cromita en 1942, sin que se haya seguido explotando.

En cuanto a la producción de ferroaleaciones, ésta se limita por ahora en México al ferromanganeso y al ferrosilicio. Ambos son producidos en forma regular en una sola

fábrica de Teziutlán, Puebla, en hornos eléctricos, con una producción anual de 7.500 toneladas de ferromanganeso de alto carbono, que cubren la totalidad del consumo nacional, y de 800 de ferrosilicio al 50 por ciento que sólo en parte lo abastecen. Otra de las fábricas integradas de Monterrey también suele producir, aunque sólo ocasionalmente, el ferromanganeso tipo alto horno, para su propio consumo y para exportación, en campañas de 2.000 a 3.000 toneladas cada dos a tres años.

Es indudable que la fabricación de los grados bajos en carbono de ferromanganeso, de ferrosilicio al 75 por ciento y del sílico-manganeso —estos últimos ya ocasionalmente producidos— es factible, así como la del ferrotungsteno, ferromolibdeno, ferrocromo y ferrotitanio.

También pueden utilizarse en la producción de los aceros especiales, en el horno eléctrico, el tungsteno, como tungstato de calcio o como óxido túngstico, y sobre todo el molibdeno, como trióxido, como molibdato de calcio y hasta como sulfuro.

De todos modos sería más conveniente para la economía del país beneficiar y transformar estos minerales en productos con mayor valor agregado, en vez de exportarlos como materiales en bruto o si acaso concentrados, que dejan poco a la economía del país y obligan a importar los productos elaborados, con el consiguiente gasto en divisas.

A este respecto, para usar en lo posible materiales propios, se han venido desarrollando técnicas especiales en algunas fundiciones. Así, por ejemplo, para la introducción de molibdeno en aceros de baja aleación se viene usando con éxito el trióxido de molibdeno que se reduce fácilmente aun en condiciones oxidantes, dado el carácter químicamente más noble del molibdeno respecto del hierro; el sulfuro, que resulta bastante más barato, se usa también con buenos resultados. Sin dificultad alguna se emplea desde luego en los aceros de alto manganeso, ya que el carácter fuertemente desulfurante de este elemento elimina casi por completo el azufre introducido, pero también da buen resultado en los aceros de baja aleación utilizando una escoria reductora y desulfurante rica en carburo de calcio, lo que permite lograr muy bajos contenidos en azufre.

Con una escoria de esta clase también se consigue introducir cantidades bajas de tungsteno usando el tungstato de calcio o el ácido túngstico.

En la producción de aceros Hadfield de alto manganeso se ha desarrollado en algunas plantas una técnica adecuada para usar solamente materias primas del país.

Como no se produce ferromanganeso de bajo carbono se usa casi exclusivamente la clase de alto carbono que se fabrica, con ayuda en caso necesario de un sílico-manganeso preparado fácilmente en el propio horno eléctrico a base del mismo ferromanganeso, ferrosilicio y mineral de manganeso, resultando de ordinario con alrededor del 60 por ciento de manganeso, del 12 al 15 por ciento de silicio y el 1,5 ó el 2 por ciento de carbono, que resulta más barato que el de importación.

Usando cargas de acero primario en las que al tratarlas se baja previamente el carbono a menos de 0,10 por ciento, no hay dificultad en obtener la especificación usual de 1,1 a 1,3 por ciento de carbono y 12 a 14 por ciento de manganeso; usando también acero de recuperación al manganeso se logra el análisis correcto sin sobrepasar el 1 por ciento de silicio. Se obtienen, inclusive, buenos resultados utilizando cargas con el 100 por ciento de chatarra, si se tiene la precaución de, apenas fundidas, adicionar conve-

nientes cantidades de mineral de hierro o de manganeso a fin de lograr una buena eliminación de gases sobre todo del hidrógeno. Durante varios años se ha venido trabajando de este modo con buenos resultados prácticos y con costos menores de producción, utilizando exclusivamente materiales del país.

En forma similar se podrían utilizar los minerales nacionales de cromo para la producción de ferrocromo y de aceros inoxidable. Hasta ahora se fabrican piezas de alto cromo y níquel resistentes a la corrosión química y al calor con ferrocromos y níquel exclusivamente importados. Pero sería ventajoso producir los aceros austeníticos inoxidable sustitutos del 18-8, recientemente desarrollados, con sólo aproximadamente 4 por ciento de níquel y 6 a 8 por ciento de manganeso para sustituirlo; la producción del manganeso electrolítico, necesario para ello, es también factible, con lo que los requerimientos de níquel disminuirían notablemente.

El cobre, como metal de aleación interesa también en el país, que es importante productor de este metal y de hecho se viene empleando, en aceros para piezas resistentes a la corrosión atmosférica o al aire marino en proporciones del 1 al 4 por ciento y en cortas proporciones también para impartir mayor dureza y resistencia a aceros en piezas de maquinaria; su uso resulta asimismo atractivo en los aceros de alto manganeso para favorecer la estructura austenítica sin necesidad de un temple brusco, y en eventual sustitución del níquel. El uso del boro en aceros de alta resistencia es otra posibilidad apenas explorada, pero que ofrece perspectivas de gran interés, también para limitar la importación de níquel.

Estas mismas y otras posibilidades se extienden, naturalmente, a los aceros para forja y laminación. Hasta ahora son pocos los aceros laminados y forjados especiales que se producen en México; el mercado escaso y la gran variedad de calidades, formas y medidas, así como la poca experiencia y falta de equipos adecuados para muchas fabricaciones, son causa del escaso aliciente para emprender su producción. Entre los que se suelen fabricar ya cabe enumerar los siguientes.

Se viene produciendo aceros para muelles al silicio y al cromo, pero no se satisface el consumo, por lo que se importan todavía cantidades importantes; es posible sin embargo, que algunas de las fábricas con hornos eléctricos que pueden laminar ballestas se dediquen a este producto.

Aceros con bajos contenidos de níquel y cromo para maquinaria, barras para ejes, tirantes de caldera, etc., sólo se producen en forma eventual pero hay un mercado potencial que irá desarrollándose conforme progresa la fabricación de maquinaria.

También en forma esporádica se han venido fabricando bolas de acero al cromo, forjadas, para molinos, pero sin que se haya podido regularizar la fabricación por la escasez del mercado, dada la competencia de las importadas y de las de hierro colado duro.

Los aceros tipos SAE-1018 y 1040 para ejes estirados en frío con diámetros de $\frac{3}{8}$ " a 4", que representan, como ya se ha indicado, un consumo anual de 3.600 toneladas, se están produciendo ya con éxito —hasta cubrir casi totalmente el consumo— por una empresa especializada ubicada en la ciudad de Puebla. La misma fábrica ha emprendido también la producción de barras para ejes y barras redondas y exagonales estiradas en frío en los tipos de corte fácil SAE-1112 y 1113 para la fabricación de tuercas, tornillos, árboles para bombas, bujías de encendido para mo-

tores, etc., aunque todavía se importa la mayor parte. Sin embargo, se tiende a cubrir este mercado, cuya magnitud ya quedó indicada.

Otros aceros cuya producción se viene haciendo con éxito y con tendencia a sustituir la importación son los tipos SAE-1060, 1070 y 1090 para la fabricación de herramientas de golpe, de mano y de corte, de las cuales existen tres fábricas de importancia y otros talleres menores. Sin embargo, aún se importan apreciables cantidades que pronto serán sustituidas por producción del país.

Los aceros aleados para la fabricación de armamentos en Industria Militar representan asimismo una importante variedad de tipos al cromo-níquel, cromo-vanadio y cromo-níquel-molibdén, etc. para cañones de fusil, de pistola y artillería ligera, así como para proyectiles y corazas, cascos de protección y herramienta. De gran parte de ellos se ha hecho ya producción experimental en los talleres de esta industria oficial, con resultados satisfactorios. Sin embargo, no se ha llegado a establecer en forma regular, importándose la casi totalidad. Existe la posibilidad de producirlos en el país, sea dentro de los talleres oficiales o por la industria privada.

En cuanto a los aceros laminados y formados de alta aleación —como los inoxidable en sus diversos tipos, los ledeburíticos al cromo y los de alta velocidad para herramientas—, sólo se ha hecho alguna pequeña producción experimental. Es indudable que las perspectivas son muy buenas, sobre todo para los últimos, debido a la producción de tungsteno en el país, que sería deseable se dedicara a esta y a otras interesantes líneas —como la de los metales duros tipos "Widia" o Carboloy— en lugar de exportarlos como minerales.

También puede ser interesante la producción de aceros de construcción de baja aleación —por ejemplo, al silicio o al cromo y cobre—, que en parte podrían sustituir a los estructurales comunes y abrirían un amplio campo de utilización de los hornos eléctricos.

Los aceros duros para alambres de resorte se producen también, tan sólo en escala limitada, lo mismo que la lámina dura para palas, carretillas, muelles delgados, etc. en todo lo cual puede haber un amplio campo.

En fin, dentro de la extensísima gama de los aceros especiales hay grandes posibilidades en México para las fábricas pequeñas que operan con hornos eléctricos, las cuales irán aumentando con la industrialización, ya en franca marcha. Por todo ello, cabe cerrar esta breve exposición con las conclusiones siguientes:

- a) las fábricas integradas que ya existen, con sus proyectadas ampliaciones, y las nuevas que van a construirse, podrán cubrir en los próximos años la demanda de aceros comerciales usuales;
- b) los hornos eléctricos pequeños producen dichos aceros a costos altos y para poder seguir operando con éxito, tendrán que dedicarse a la producción de aceros especiales, que no es propia de las plantas grandes;
- c) la demanda de estos aceros es ya importante en México, tanto en piezas moldeadas como en productos laminados y forjados, y sólo en parte la cubre la producción nacional, quedando un fuerte déficit;
- d) en México existen yacimientos interesantes de varios de los metales de aleación usuales, que sólo en parte se explotan y cuya producción se exporta casi totalmente, pero que pueden dedicarse a producir en el país ferroaleaciones o productos similares, además de la ya existente de ferromanganeso y de ferrosilicio, lo que faci-

litaría e impulsaría considerablemente la producción de los aceros aleados;

- e) del modo indicado se puede desarrollar una nueva e interesante fase de la industria siderúrgica mexicana, que daría beneficios económicos atractivos, evitaría fuerte salida de divisas y fomentaría la industrialización;
- f) es evidente que el aspecto técnico y la experiencia son

decisivos a este respecto, pero se cuenta con los elementos materiales y humanos necesarios para abordar estas producciones y para dominarlas en los próximos años, y

- g) es indudable que situaciones análogas deben existir en otros países latinoamericanos, por lo que podrían hacerse extensivas a ellos estas conclusiones.

Los aceros no comunes en Brasil y Chile*

por FRITZ RIEKEBERG

INTRODUCCIÓN

Los problemas que se relacionan con la utilización y la producción de aceros no comunes en un país industrializado dependen de la situación del desarrollo industrial en general, y en particular de la situación de la industria siderúrgica y de su industria transformadora.

Por tal razón, hasta después de la segunda guerra mundial aquellos problemas no constituían cuestiones de importancia para América Latina, pues no se habían comenzado a desarrollar en esta región las industrias siderúrgicas. Los aceros no comunes se importaban invariablemente. Durante la guerra se procedió a tratar de fabricarlos en los países no industrializados. Estos esfuerzos se plasmaron en el Brasil en el primer decenio después de la guerra, en un grado que hay que considerar desde el punto de vista de un país de más alta industrialización, como un paso inicial, tanto en calidad como en cantidad.

El momento actual parece, pues, especialmente favorable para estos contactos entre los países latinoamericanos, a fin de puntualizar todos los problemas de la producción, utilización y futuro desarrollo.

En el presente informe se trata de estas cuestiones en el Brasil y en Chile, por disponer de los datos necesarios. Una información sobre su situación respecto al problema es muy instructiva, porque se trata de países que tienen una importante producción bruta de acero y porque, sobre todo en Chile, el consumo de aceros no comunes es relativamente pequeño, con lo cual se plantean cuestiones difíciles para una producción propia.

2. BRASIL

a) Definición de "aceros no comunes"¹

Acerca de la clasificación de los a.n.c. no existe hasta hoy un concepto uniforme en los países de alta industrialización. La agrupación de los aceros de mayor valor bajo los conceptos de "aceros especiales", "aceros de aleación", "aceros finos", "aceros de calidad" y "aceros nobles" tiene un carácter convencional, sin una fijación precisa de límites analíticos, de tal modo que las comparaciones cualitativas y estadísticas, sin otra indicación, no son posibles con una mera descripción de aquellos conceptos.

Los primeros intentos de unificación se han hecho por la Alta Autoridad de la Comunidad Europea del Carbón y el Acero, especialmente para fines estadísticos. Como quiera

que para esta fijación se han tomado como base los conceptos y las experiencias de varios países altamente industrializados como Alemania, Bélgica, Francia, Holanda, Italia y Luxemburgo, que desde luego habrán de clasificar su producción con arreglo a esta agrupación, se tendría que aceptar que, dada la gran dificultad de estos problemas, la clasificación fundamentada de los aceros no comunes, elaborada por las personas más capacitadas de estos países, difícilmente encontrarían una solución mejor. Por este motivo se considerarán en este informe los a.n.c. según la clasificación de la Alta Autoridad, a saber: "aceros especiales" y "aceros de calidad". Con esto se señala por lo menos una agrupación necesaria a los efectos de este informe, sin perjuicio de la clasificación detallada de los aceros no comunes.

Como "aceros especiales" se consideran todos los a.n.c. de alto valor y como "acero de calidad" los a.n.c. que se usan en gran cantidad y para los cuales no se fijan muchas exigencias. En la determinación de la Alta Autoridad se dan para ambos grupos definiciones precisas que no se indicarán en este lugar.

En los cuadros se clasifican los "aceros especiales" en dos grupos: aceros no aleados y aceros de aleación, y estos dos grupos se subclasifican en las categorías de aceros de construcción, aceros de herramienta, aceros rápidos y aceros anticorrosivos. Los "aceros de calidad" corresponden a los de menores exigencias, esto es, los aceros al carbono de posible endurecimiento (SAE 1025-1080), así como los grupos de aceros de fácil corte (P,S,Pb) aceros al silicio (chapas para dinamos y transformadores), aceros para muelles y aceros para bolas y barras de molino (Chile).

Todos los aceros no comprendidos en estos grupos se consideran como "aceros comunes".

b) Evolución y situación actual de la producción de "aceros no comunes" en el Brasil

Se hará aquí una breve descripción de las empresas productoras y de las ampliaciones previstas.

Los primeros pasos en la producción de los aceros especiales, según lo que se conoce, se dieron por la firma Electro Aços Plangg en Novo Hamburgo cerca de Porto Alegre (Rio Grande do Sul). La producción hasta hoy ha sido sin embargo muy reducida y los productos de la fábrica llegan aisladamente a los mercados industriales más importantes del país, en São Paulo.

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.AIV-2/3.

¹ En este trabajo se les denominará a.n.c.

Cuando en los comienzos de la segunda guerra mundial la escasez de "aceros especiales" dio lugar a dificultades, un pequeño taller de forja de São Paulo combinado con la empresa de Elevadores Atlas que disponía de hornos eléctricos para la producción de acero moldeado comenzó a producir "aceros especiales" de calidad de diversas características que se elaboraban en la forja en el referido taller.

Este trabajo en común prosiguió hasta el año 1942 en que surgieron las dificultades propias de estos casos, de tal modo que la "Elevadores Atlas" instaló en su propia fábrica dos martinets para trabajar los lingotes colados de sus "aceros especiales". Con la ampliación de la producción obligada por la guerra, la fundición de acero se transformó en una nueva fábrica que se instaló en São Caetano do Sul a unos 10 kilómetros al sudeste de São Paulo, fundándose "Aços Villares, S. A."

Con la escasez extraordinaria de "aceros especiales" durante la guerra y después de ella, se concibió ya desde el principio la elaboración exclusiva de aceros al carbono y de aleaciones de alta calidad, lo que exigió prontamente la disponibilidad de personal extranjero.

Las instalaciones para la producción de "aceros especiales" se han ampliado después de la guerra y eran en 1956 las siguientes:

Acería: un horno eléctrico de arco — 4 toneladas
un horno eléctrico de arco — 8 toneladas
un horno de alta frecuencia Ajax — 0,4 toneladas.

El acero líquido de estos hornos se utiliza primero para las necesidades del moldeo, que requiere aceros de una gran cantidad de clases diversas. El remanente más importante se cuela en lingotes de 100-1.600 kilogramos.

Producción: 6.000 toneladas de lingote por año.

Laminación: un tren trío con cinco cajas de 350 mm de diámetro.

Forja: 1 prensa hidráulica de vapor de 500 toneladas
1 martinete de vapor de 2.000 kilogramos
2 martinets de 600 kilogramos
1 martinete de 200 kilogramos.

Tratamientos: contiene numerosos hornos de varios tamaños y los dispositivos requeridos para dar los tratamientos térmicos necesarios a la producción total.

Trabajo en frío: dos descascaradoras para redondo de 80 mm, dos rectificadoras sin centro de 12-50 mm y dos bancos de estirado, para varillas.

Programa de producción: acero rápido, aceros para trabajo en caliente y aceros de matricería; aceros de herramienta, de aleación y simples; aceros de construcción, de aleación y simples; en conjunto unas 40-50 calidades. Barras laminadas en redondo, plano, cuadrangular, en medidas de hasta 50 mm. Piezas forjadas de diversas formas trabajadas y sin trabajar.

Plan de ampliación: hay en construcción, un horno eléctrico de arco de 12 toneladas que se pondrá en marcha en enero de 1957. Se proyecta también mejorar las instalaciones de laminación. Los edificios terminados de la ampliación de la acería permiten una instalación de colada continua. También se proyecta la instalación de una prensa de forja de varias etapas, como prensa para el desbaste. Producción planeada, hasta fines de 1957: 15 mil toneladas de lingote.

Los linderos de Aços Villares permiten una ampliación de la producción de acero bruto hasta la cantidad anual de 60-70.000 toneladas de lingote.

La primera gran fábrica que se instaló desde un principio en el Brasil con el propósito exclusivo de fabricar aceros de calidad, fue la Cia. Aços Especiales Itabira Acesita. La firma se fundó en 1944 y la fábrica se construyó según los planos de la firma Brassert en la Provincia Minas Gerais, junto al río Piracicava. El ferrocarril de un metro de trocha de Estrada de Ferro Victoria a Minas, pasa por la fábrica. La producción se inició en 1951.

La situación de la fábrica exigió la producción de la materia prima por medio de la instalación de un alto horno de carbón vegetal con una producción diaria de 150-180 toneladas. El arrabio se cuela en un mezclador calentado con petróleo, de 300 toneladas de capacidad y se transforma en acero en un convertidor ácido de 12 toneladas, que alimenta el acero al estado líquido en un horno eléctrico de arco. Por razón de la carga líquida y gracias a la alta pureza del arrabio, se obtiene para aceros simples al carbono una duración de la carga de apenas dos horas.

Las instalaciones para la producción de acero de la citada empresa ofrecen actualmente la situación siguiente:

Acería: 1 convertidor de 12 toneladas de capacidad
1 horno eléctrico de arco de 25 toneladas
1 horno eléctrico de arco de 6 toneladas.

Los dos hornos eléctricos se cargan por la boca con la adición de chatarra. En cuanto lo permiten las calidades, el acero del convertidor se cuela directamente en lingotes. La producción es la siguiente:

Laminación: 1 laminador de desbaste o de grueso; 3 cajas trío de 600 mm de diámetro de cilindro con un motor de 2.000 caballos.
1 tren preparador de 2 cajas trío de 350 mm
1 tren concluidor, de 5 cajas trío de 300 mm
1 laminador de chapa de 2 cajas de 950 mm.

Para el tratamiento térmico de las chapas existe un número correspondiente de hornos especiales de recalentamiento.

Forja: la instalación está dispuesta para forjar herramientas simples como hachas, picos, azadas, palas y similares. No existe posibilidad para la forja de gran cantidad de lingotes.

Programa de producción: aceros al carbono dentro de la serie de calidad SAE 1008 a 1090. Aceros cromoniquel para construcciones, aceros de muelle y aceros para herramientas simples. Herramientas terminadas.

Programa de ampliación: un horno bajo, eléctrico, de reducción de 17.500 KVA

Un horno eléctrico de arco de 40 toneladas

Un laminador de desbaste de 850 milímetros

Un laminador-preparador de 650 milímetros

Ampliación del laminador de chapa para la producción de chapas de acero al silicio.

Producción posible de 1960: 120.000 toneladas

Producción final planeada: 200.000 toneladas.

Plan de las ampliaciones.

En relación con otras acerías del país que se ocupan de la producción de a.n.c. deben citarse las fábricas de Monlevade de la Belgo-Mineira, de Aliperti, de Aparecida y de Jafet.

La producción de los *aceros de calidad* en Monlevade se limita a los aceros de resortes o ballestas para automóvil

BRASIL: PREVISIÓN SOBRE LA PRODUCCIÓN
DE A. N. C. EN 1956

(Toneladas de productos terminados)

1	Aceros especiales			Aceros de calidad
	2 Acero de herramien- tas; de alto carbono y de alea- ción	3 De cons- trucción; no aleados y de carbono simple	4 De cons- trucción; aleados	5 De muelles (todas cla- ses)
Villares	1.000	1.800	1.500	—
Acesita	—	12.000	1.500	1.000
Monlevade	—	5.000	—	5.000
Aliperti	—	600	—	4.000
Aparecida	—	3.000	—	15.000
Jaffet	—	—	—	5.000
Material terminado ...	1.000	22.400	3.000	30.000
Lingote corres- pondiente ...	1.540	30.000	4.200	36.000

tonces en 11.740 toneladas, lo que corresponde a un máximo de 1 por ciento de la total producción de acero bruto, esto es, 1,3 millones de toneladas.

Estas cifras del 5,5 por ciento para los a.n.c. y 1 por ciento para los "aceros especiales" quedan evidentemente por debajo de las cifras de la industria siderúrgica de los países de alta industrialización.

d) *Exposición de las necesidades de aceros no comunes para 1956*

Hay dos medios para averiguar la demanda de un país en aceros no comunes: i) investigar la producción propia y la importación; ii) fijar las cantidades por las necesidades de todos los consumidores. Los dos medios son difíciles y los resultados de las investigaciones adolecen siempre de defectos importantes.

Lo que resulta más sencillo es la fijación de la producción propia del país, lo cual se precisa aceptablemente para el Brasil, como indica el cuadro 1.

La fijación de las importaciones no es prácticamente posible, porque de un lado, las estadísticas de importación no muestran desglose alguno de clasificación por calidad y de otra parte, los importadores no dan las referencias precisas de sus importaciones. De esto resulta que las cifras de importación de "aceros especiales" no concuerdan siempre con las necesidades reales, debido a que, por razón de la situación actual económica, se aprovecha toda posibilidad de importación, aun cuando el acero permanezca mucho tiempo en almacén.

La fijación de la demanda por parte de los consumidores debiera ser el camino más expedito. Tiene, sin embargo, el inconveniente, de que es muy difícil precisar dónde están todos los consumidores y de que, también éstos, ante las preguntas formuladas, suelen dar, por diversas razones subjetivas interesadas, cifras más altas o más bajas.

En realidad, no quedan otros medios para la fijación de las cifras de la demanda de a.n.c., por lo que parece aconsejable seguir los diferentes caminos y de acuerdo con las cifras resultantes aplicar el promedio "probable".

y los aceros al carbono semiduros para la producción propia de aceros trefilados. La estructura de esta fábrica está orientada hacia la producción de alambre y chapa que integran el 85 por ciento de la producción total de la cual la parte de a.n.c. alcanza el 7 por ciento. Esta participación, teniendo en cuenta la excelente situación de la fábrica, sobre todo después de completar la ampliación prevista, podría aumentar notablemente.

En la fábrica Aliperti cerca de Sao Paulo se producen aceros de muelles y, en cantidad reducida, aceros al carbono semiduros para herramientas sencillas. La participación en la producción de aceros no comunes para los que hay dispuesta una acería Martin-Siemens (dos hornos de 25 toneladas cada uno) y un laminador (cajas trío de 350 mm), alcanza un 12 a 15 por ciento de la producción total. La buena materia prima que produce el alto horno de carbón vegetal permitiría un aumento de la producción de a.n.c. en cuanto a capacidad de laminación.

La fábrica Aparecida, en Sorocaba, ha ocupado casi la total capacidad de producción (2 hornos eléctricos de arco) de unas 18 mil toneladas anuales en la elaboración de los "aceros de calidad". Como la producción es en primer lugar de aceros para muelles, esta fábrica suministra una parte muy importante de todas las necesidades del país en aceros de dicha clase. Hay confeccionados grandes planes de ampliación para ellos y en vista de la escasez de chatarra, se propone la instalación de hornos bajos eléctricos para la producción de arrabio, materia prima fundamental.

La empresa Jafet ha fabricado solamente hasta ahora en su fábrica Olimpia de São Paulo aceros para muelles en gran cantidad. Teniendo en cuenta que en las seis fábricas de la empresa existen 7 hornos eléctricos de arco y que disponen de la excelente materia prima obtenida en los dos altos hornos de carbón vegetal de la fábrica Mogi das Cruzes, está justificada una ampliación de la producción de a.n.c.

c) *Recopilación de la producción prevista del Brasil para 1956 en a.n.c.*

Cifras en toneladas. Las cifras representan semiproductos, barras y material forjado. Las cifras del cuadro 1 se basan en los datos y referencias de las empresas mencionadas considerando que no habrá aumentos esenciales en relación con la producción 1954-55. Las cifras han de considerarse como una estimación aproximada, debido a la falta de claridad que existe todavía en cuanto a la clasificación.

La producción bruta (lingote) del Brasil puede considerarse para 1956 de 1,3 millones de toneladas. Según el cuadro 1 la producción de a.n.c. alcanza a 71.740 toneladas de lingote. Esta cifra corresponde al 5,5 por ciento de la producción total de acero bruto.

Para determinar, solamente, la cifra análoga para los "aceros especiales" en el concepto adoptado en los países de alta industrialización, se necesitaría reducir adecuadamente la cifra de 30.000 toneladas de la columna 3. En esta cifra se incluyen todos los aceros al carbono, simples, que se emplean para las herramientas sencillas y para necesidades de la construcción. Aceptando el concepto de los países altamente industrializados (por ejemplo, el de la Alta Autoridad de la Comunidad Europea del Carbón y el Acero) la cifra estimada tan sólo en un 20 por ciento, sería de unas 6.000 toneladas.

La producción de "aceros especiales" se calcularía en-

Cuadro 2

BRASIL: DEMANDA DE ACEROS NO COMUNES, 1956

(Toneladas)

1	2	3 Acero terminado	4 Lingote	5 Definición
<i>Clase de acero</i>				
1. Construcción		2.000	3.000	} No aleados
2. Herramientas		500	750	
3. Total 1 y 2		2.500	3.750	
4. Construcción; baja aleación		6.000	8.500	} De aleación
5. Construcción; alta aleación		3.500	5.500	
6. Herramientas		2.500	3.800	
7. Rápido		500	800	
8. Barras de inoxidable		3.000	4.500	
9. Chapas de inoxidable		4.000	6.000	
10. Total de 4 a 9		19.500	29.100	
11. Total de 3 y 10		22.000	32.850	Aceros especiales
12. Aceros C. cal SAE 1020		1080	40.000	} No aleados
13. Aceros de fácil corte		15.000	19.000	
14. Acero de dinamos y transformadores		8.000	10.000	} Aleados
15. Acero de muelles (de todas clases)		30.000	36.000	
16. Total de 12 a 15		83.000	105.000	Aceros de calidad
17. Total de 11 y 16		105.000	137.850	Aceros no comunes

En el cuadro 2 se indica en la columna 3 la demanda en las diferentes calidades. Las cifras son el resultado de un examen crítico de las informaciones suministradas por un cierto número de importadores y productores importantes de a.n.c. del país.

Hay que indicar que para algunos casos, hubo que hacer cuidadosas investigaciones que se han tenido en cuenta en la exposición de las cifras.

Como quiera que las informaciones elaboradas daban una buena correlación, en especial para los aceros de alto valor, se pueden aceptar que las cifras se acercan mucho a la probabilidad de la demanda. En el grupo 12, aceros C (para usos sencillos) se presenta la posibilidad de que la demanda real sea quizás de hasta un 20 por ciento más debido a que los límites de calidad adolecen de clasificación adecuada y dan lugar a conceptos diferentes.

En la columna 4 se dan las cifras de producción de lingote correspondientes a la de acero de la columna 3, en números redondos, que serán necesarias para una ulterior consideración. Para esto se han tomado cifras de transformación del lingote en productos terminados que varían, según la calidad del acero, entre 60 y 85 por ciento.

En los países de alta industrialización se acostumbra, en los datos estadísticos de la producción de acero y en la comparación con las cifras de producción de acero bruto, tomar como base el lingote, porque, en particular en los aceros no comunes, el módulo de transformación oscila entre menos del 60 por ciento (material de forja) y 85 por ciento (acero de muelles). En el mismo sentido se procede en este informe con las cifras reseñadas, esto es con todas las cifras de la demanda y de producción que se dan en "lingote".

La fijación de la relación entre la demanda de a.n.c. y la producción de acero bruto de 1,3 millones de toneladas da las siguientes cifras:

	Toneladas	Porcientos
Aceros especiales	32.850	2,5
Aceros de calidad	105.000	8,0
Aceros no comunes	137.850	10,5

La producción actual importa (véase cuadro 1):

	Toneladas	Porcientos
Aceros especiales	11.740	1
Aceros de calidad	60.000	4,5
Aceros no comunes	71.740	5,5

Las cifras análogas de los países de alta industrialización son en promedio las siguientes:

	Porcientos
Aceros especiales	8-9
Aceros no comunes	15-16

En la notable diferencia de las cifras indicadas se observa claramente el distinto desarrollo técnico del Brasil comparado con el de los países altamente industrializados.

e) *La demanda futura de a.n.c. y las posibilidades de producción en el Brasil*

La demanda de a.n.c. depende del desarrollo industrial general del país. En los países de alta industrialización se ha establecido en el transcurso del tiempo un determinado equilibrio entre aquel desarrollo y el de la industria siderúrgica, de tal modo que resulta posible indicar la demanda de a.n.c., incluso en los diferentes grupos de calidad, en porcientos de la producción de acero bruto, como se refería en el capítulo anterior.

Este medio de fijar la demanda no es posible sin embargo en los países subdesarrollados porque el consumo debe satisfacerse en un cierto número de tipos, primero, en las clases sencillas de acero y el desarrollo del consumo de calidad corresponde a una etapa ulterior más distanciada. Las cifras del capítulo anterior muestran esta situación.

También se puede trabajar en la determinación del consumo futuro de a.n.c. sobre la base de desarrollos posibles y con cifras cuya fijación sea más el resultado de una elaboración de la experiencia y del sentido técnico que el de una elaboración científica.

En este informe se ha partido del consumo de 1956, tal como se expresó en el cuadro 2, y aceptando que el consumo suplementario en los cinco próximos años alcance un desarrollo general técnico probable del 10 por ciento anual, esto es, en total, un 60 por ciento de suplemento en 1962 con relación a 1956. En este sentido se calculan en el cuadro 3 las cifras de demanda para 1956, para las cuales se ha tenido en cuenta valores en más y en menos según la experiencia en relación con los grupos aislados de calidad.

Hay que aceptar que las cifras de demanda calculadas para 1962 son valores mínimos y entonces se plantea la cuestión de hasta qué punto este consumo de 1962 podrá satisfacerse por las empresas productoras de que dispone hoy el país.

En las ulteriores consideraciones se parte del principio de que, por razones generales de política económica, los intereses superiores del país exigirán que una gran parte de la demanda se satisfaga con producción del mismo. Para

Cuadro 3
DEMANDA DE ACEROS NO COMUNES Y POSIBILIDAD DE SU PRODUCCIÓN
(Toneladas anuales de lingotes)

	Aceros especiales										Aceros de calidad					Aceros no comunes	
	No aleados			Aleados							Sub-total	No aleado	Aleados			Sub total	Total
	1 Const- truc- ción	2 Herra- mien- tas	3 Total 1-2	4 Const. Bajo C.	5 Const. Alto C.	6 Herra- mien- tas	7 Rá- pido	8 Inoxid. barr.	9 Cba- pas de inoxi- dable	10 Total 4-9	11 Total 1-11	12 Acero C.SAE	13 Fácil corte	14 Dinamo	15 Mue- lles	16 Total 12-15	17 Total 11-17
1 Demanda para 1956.	3.000	750	3.750	8.500	5.500	3.800	800	4.500	6.000	29.100	32.850	40.000	19.000	10.000	36.000	105.000	137.850
2 Demanda para 1962.	4.000	1.000	5.000	13.000	8.500	6.000	1.100	6.600	9.000	43.600	48.600	60.000	25.000	14.000	50.000	149.000	197.600
3 Producción de 1956.	2.500	250	2.750	3.200	1.000	1.300	350	—	—	5.850	8.600	27.500	—	—	36.000	63.500	72.100
4 Producción extra posible con las fábricas existentes . . .	1.500	—	1.500	3.000	—	—	—	—	—	3.000	4.500	12.500	10.000	2.000	—	24.500	29.000
5 Producción extra posible con las ampliaciones proyectadas.	—	750	750	6.800	4.000	2.700	350	2.000	—	15.850	16.600	20.000	—	8.000	14.000	42.000	58.600
6 Suma de 3 y 5.	4.000	1.000	5.000	13.000	5.000	4.000	700	2.000	—	24.700	29.700	60.000	10.000	10.000	50.000	130.000	159.700
7 Importación remanente.	—	—	—	—	3.500	2.000	400	4.000	9.000	18.900	18.900	—	15.000	4.000	—	19.000	37.900
8 Cifras 7 —lingote— reducidas a producto terminado.	—	—	—	—	2.400	1.300	250	2.800	6.000	11.750	11.750	—	12.000	2.600	—	14.600	26.350

BRASIL: RELACIÓN ENTRE PRODUCCIÓN
Y CONSUMO, 1956 Y 1962

(Toneladas de lingotes)

	1956			1962		
	De- manda	Pro- duc- ción	Porcien- to de la produc- ción con re- lación a la de- manda	De- manda	Pro- duc- ción	Porcien- to de la produc- ción con re- lación a la de- manda
Aceros es- peciales	32.850	8.600	26	48.600	28.700	59
Aceros de calidad	105.000	63.500	60	149.000	130.000	87
Aceros no comunes	137.850	72.100	52	197.600	158.700	80

señalar las posibilidades de una y otra empresa se han tenido solamente en cuenta consideraciones de orden técnico en relación con la producción de las varias calidades de aceros. Se han dejado de lado, naturalmente, los propios intereses de las empresas aisladas que, por razones comerciales u otras, no pueden estimar oportuna la producción que se señala y que, por otra parte no pueden ser conocidas por los extraños. Hay que indicar también, antes que nada, que al manifestar lo que "teóricamente" se podría producir en el país, se quiere decir que esta producción teórica se puede lograr, en realidad, en la "práctica".

Se da primero de nuevo en la línea 3 la producción para 1956 sacada de las cifras del cuadro 1.

La línea 4 señala hasta qué grado las instalaciones productoras podrían, por su naturaleza, satisfacer la demanda de los productos aislados por calidad, sin necesidad de un mejoramiento esencial de los dispositivos técnicos de la acería, de la laminación o de la forja. No se tiene en cuenta la necesaria elaboración de los materiales en frío que deberá instalarse por ejemplo para la producción de aceros de fácil corte (columna 13).

Separadamente se indican en la línea 4, las siguientes posibilidades de producción:

Columna 4 : 3.000 toneladas de aceros aleados para construcción; estas cantidades pueden afectarse, sin dificultad alguna, a la fábrica Acesita en su plan de mejoramiento en curso y con respecto a su trabajo técnico y a su personal.

Columna 14 : 2.000 toneladas de chapa para dinamos; pueden ser fabricadas por Acesita, aun sin instalar el laminador de chapa, después de que haya reunido la necesaria experiencia técnica.

Columna 12 : 12.500 toneladas de aceros al carbono, según los tipos SAE; no suponen dificultad técnica alguna y Monlevade puede producir estos aceros.

Columna 13 : 10.000 toneladas de acero de fácil corte; estos aceros se obtienen en el horno de solera de los que hay una capacidad suficiente en el país. Para grandes cantidades hay que disponer una buena fabricación especial. Como el material se utiliza principalmente en frío, tienen que hacerse las debidas instalaciones para su elaboración.

En la columna 17 se observa que, con las instalaciones actuales, se pueden fundir y elaborar en total más de 29.000 toneladas de lingotes en a.n.c. (Para aceros de fácil corte, previa la instalación de los equipos de trabajo en frío: estirado.)

En la línea 5 se insertan las cifras suplementarias que se pueden obtener cuando se hayan realizado los planes de ampliación y construcción que se han elaborado y que en parte se están llevando a la práctica, en relación con los a.n.c. Se trata de las fábricas de Villares, Acesita, y Monlevade que podrían atender la producción que se indica en la línea 5 respecto a las calidades que a cada fábrica corresponde.

En el cuadro 4 se dan las cifras de producción y consumo de los años 1956 y 1962. Esas cifras muestran también que, después de un desarrollo normal económico de cinco años, se puede producir un porcentaje notablemente mayor de a.n.c. que el que se obtiene hoy.

Volviendo al cuadro 3, se verá que la línea 7 señala la cantidad (en lingote) que ha de quedar para la importación, en 1962. En la línea 8 las cifras se deducen de las cantidades de productos terminados. A estas cifras hay que hacer observar lo siguiente:

1) las cantidades indicadas en la columna 5 para aceros de alta aleación de construcciones de 2.400 toneladas, en la columna 6 para aceros de herramienta (1.300 tonela-

das) y en la columna 7 para aceros rápidos (250 toneladas) representan determinados aceros de alta aleación que por motivos fundamentales deben reservarse en un principio a la importación;

2) en cuanto a los aceros inoxidable que se indican en la línea 5, una determinada cantidad, que se cifra en 2.000 toneladas (lingote), debe producirse en 1962 en el país. Las posibilidades técnicas existirán entonces. Se incluyen también los flejes de acero inoxidable, laminados en frío y en caliente, que en 1962 no se podrán producir aún probablemente. La producción de chapas de acero inoxidable no se podrá considerar en algún tiempo. No es probable tampoco que la construcción de aparatos elaborados con chapa de acero inoxidable haya tomado gran desarrollo para poder señalar un consumo inmediato de esta clase de material;

3) para los aceros de fácil corte se admite que la producción de 1962 no pase de la cifra estimada de 10.000 toneladas, pues hoy no hay producción todavía de esta clase especial de acero;

4) hasta 1962, las chapas para dinamos que se consumen en el país, podrán producirse por Acesita hasta el momento en que sean necesarias características de calidad más elevadas; de igual modo ocurre con las chapas para transformadores; en conjunto, 2.600 toneladas de chapa terminada.

A falta de otros modos de fijación, al evolución de las cifras señaladas se basa en apreciaciones e hipótesis. Hay que valorarlas, por lo tanto, según este concepto y pueden variar en la práctica en uno u otro sentido. Sin embargo, son susceptibles de indicar a los productores, a los importadores y a los consumidores del país la orientación probable sobre el sentido de la evolución de las distintas calidades.

De todos modos hay la posibilidad de que, en ciertos casos aislados, las cifras reales de la demanda, en especial para los aceros de calidad, puedan ser más importantes de lo que se ha supuesto. (Desempeña un papel importante el ritmo con que evoluciona la industria del automóvil.) En relación con esto hay que agregar que existe una reserva de producción de a.n.c. en las fábricas Aparecida, Aliperti y Jafet con arreglo a planes de extensión que no pueden considerarse en este lugar porque no se conocen en detalle ni se puede saber si podrían llegar a realizarse en 1962.

Como resultado importante de lo expuesto en esta sección, se puede afirmar que la industria brasileña de aceros

especiales y aceros de calidad, con arreglo a los planes de ampliación existentes tendrá la capacidad necesaria para cubrir en una parte considerable la demanda futura.

Esta exposición muestra también que, sobre la evolución ya planeada de esta industria, cualquier planeamiento de mayor alcance en relación con la producción de aceros no comunes por medio de la instalación de nuevas fábricas, produciría dificultades de colocación de los productos y con ellas, todas las preocupaciones de una lucha insana de concurrencia comercial.

f) *Los problemas más importantes en la evolución de una industria de aceros no comunes.*

i) *Localización.* En la instalación de una fábrica de acero para la producción de aceros de cantidad en cifras elevadas, la localización, en relación con los aspectos económicos, es de importancia considerable. En lo que se refiere a los aceros de calidad, no sucede lo propio y la cuestión ofrece tanto menos interés cuanto más alta sea la calidad que haya que producir. La razón de esto estriba en que los precios de los a.n.c. son mucho mayores que los aceros comunes y que los factores que condicionan un precio de costo lo más bajo posible para estos aceros, en el lugar de producción, sobre todo para los aceros especiales, no obligan ya puesto que intervienen otras cuestiones más importantes. Como un factor destacado de esta especie ha de indicarse, por ejemplo, la situación del lugar de elaboración de los aceros especiales de alto valor, en relación con la masa de consumidores, porque el desarrollo del consumo de un producto final de calidad y alto precio exige un estrecho contacto entre el consumidor y el productor, pues dada la dificultad de la materia cualquier duda debe resolverse, con arreglo a la experiencia, por contacto personal. Cuando esto no es posible, el desarrollo técnico del producto requiere más tiempo.

Es natural que hayan de tenerse en cuenta en la cuestión de la localización determinados principios fundamentales puesto que en todos los casos se requiere una determinada disponibilidad de fuerza y las fábricas metalúrgicas consumen una gran cantidad de agua.

Las necesidades de energía eléctrica ofrecen la mayor importancia. Esta cuestión presenta dificultades en todos los países latinoamericanos y debe ser afrontada vigorosamente por la acción conjunta de toda la industria con el apoyo de los gobiernos de los países. En muchas de las fábricas que se indican en este informe la capacidad actual se ve dificultada ya por la escasez de corriente de tal modo que las ampliaciones en las centrales eléctricas son premisa obligada para las ampliaciones de las instalaciones metalúrgicas.

En relación con los problemas del transporte solamente podría prescindirse de un enlace ferroviario en el caso de una empresa dedicada a producción de aceros especiales de alto valor para los cuales las necesidades del transporte de materia prima y de los productos finales puedan satisfacerse por camiones en forma ininterrumpida.

ii) *Materia prima.* La materia prima más importante para la mayoría de los a.n.c., en las fábricas brasileñas, es la chatarra.

Como la entrada de chatarra en el país es muy escasa y su naturaleza no es buena en especial para un producto de calidad, el suministro ofrece dificultades. Estas dificultades aumentarán con las ampliaciones proyectadas. Por esta razón no será posible que, para un desarrollo futuro, las grandes fábricas puedan sortear la producción de su propia materia prima. El que esto se haga por medio de altos hornos de carbón vegetal, de hornos bajos de cuba,

eléctricos o por la fabricación de esponja de hierro, depende de factores que han de juzgarse individualmente para cada fábrica según su localización. Hay que señalar que en relación con las menas disponibles excelentes de Minas Gerais, el Brasil está en condiciones inmejorables para la posibilidad de producir los aceros de calidad, de alto valor, en análoga forma del país clásico en esta producción que es Suecia.

El arrabio de carbón vegetal (en total más de 400.000 toneladas anuales) es la materia prima mejor que se pueda pensar para los buenos aceros de calidad. Por la aplicación del soplado con oxígeno se pueden lograr buenos materiales para el horno eléctrico y también para el horno de solera Martin-Siemens de marcha ácida. Hay que recordar a este efecto, que el horno de solera, en marcha ácida, ofrece propiedades extraordinarias para determinados usos del acero, por ejemplo para elementos de máquinas sometidos a esfuerzos elevados o para determinados productos terminados en banda o fleje y en alambre.

La elaboración de las aleaciones necesarias para los aceros no comunes no debiera ofrecer dificultad alguna. Las aleaciones necesarias de hierro, en cuanto se trate de ferromanganeso y ferrosilicios se producirán en el país en gran cantidad. Las necesidades que hasta hoy se requieren en níquel puro (200 toneladas anuales) se pueden satisfacer también en el país y se puede calcular que también más tarde pueda producirse mayor cantidad de níquel, teniendo en cuenta la gran disponibilidad de excelentes menas del país. Las restantes aleaciones, que habrán de importarse de ordinario, no tienen importancia cuantitativa. De todos modos, como quiera que en el país hay menas de wolfram, cromo y molibdeno, en cantidad suficiente, se puede esperar a largo plazo una producción futura cuando se resuelvan los problemas generales del transporte.

Las necesidades de material refractario se satisfacen ya en la actualidad en su gran parte con la producción del país.

iii) *Materia de funcionamiento.* Las fábricas que producen hoy en el Brasil aceros especiales y aceros de calidad, con excepción de Monlevade, se han instalado esencialmente durante la segunda guerra mundial y en los primeros años después de ella.

Por esta razón, es natural, que dadas las grandes dificultades de entonces para obtener los medios de equipar las acerías y las laminaciones, las instalaciones actuales sean incompletas y poco apropiadas.

En su disposición técnica las instalaciones mejores son las de los hornos eléctricos de arco, que en parte se habían ya instalado antes de la guerra para otros fines y que en general trabajan satisfactoriamente. En su mayoría la carga se hace por arriba. Los dispositivos para la colada del lingote (cucharas y lingoteras) necesitan, sin embargo, en algunas fábricas mejoras técnicas para poder alcanzar el grado de calidad necesario.

Las laminaciones que se han instalado durante la guerra y después de ella se destinaban en un principio a la elaboración de aceros simples, de tal modo que, en muchos casos las exigencias de laminación que requiere un acero de calidad no se pueden satisfacer hoy. Las laminaciones requieren, por lo tanto, con escasas excepciones, un re-ajustamiento importante para sustituir en parte las instalaciones anticuadas. Es un buen signo para la calidad de la producción el que por lo menos una instalación mantenga la responsabilidad de la laminación durante un siglo completo; pero no se puede esperar que con tal equipo se pueda responder a las exigencias de calidad y rendimiento que son necesarios para el desarrollo actual del

Brasil. Las instalaciones mecánicas para el mejoramiento del producto laminado, son en todas partes incompletas y necesitan múltiples accesorios, como cizallas, enderezadoras y dispositivos similares, para una adecuada presentación del material terminado.

Los hornos de recalentamiento para la ulterior laminación o forja del acero funcionan casi exclusivamente con petróleo y desempeñan su función en las actuales circunstancias de la producción. Las exigencias que habrán de crearse en el futuro respecto a la calidad de los productos y el ritmo de la productividad exigirán no obstante en casi todas las fábricas, el complemento adicional moderno.

No se debe olvidar al hablar de estos complementos, que las fábricas deben aprovechar la experiencia que han acumulado otros países y que las inversiones necesarias —que no son pequeñas— deben aplicarse a los medios más modernos. Es alentador observar que el país puede ya producir buenos equipos para acerías y laminadores, pero hay que señalar que, incluso en máquinas que parecen sencillas, se reflejan importantes experiencias de los países altamente industrializados.

La necesidad de divisas opone en muchos casos, un obstáculo para proceder a las debidas adiciones de tipo moderno, que corresponden a los países altamente industrializados, pero en estas circunstancias es mejor aplazar la inversión que aplicarla a instalaciones deficientes.

Con frecuencia se pueden traer del exterior los adecuados complementos construyendo las instalaciones costosas por etapas sucesivas a fin de que el consumo de divisas se distribuya en varios años.

Las fábricas pueden mostrar numerosos ejemplos típicos de lo que se acaba de indicar puesto que algunas de ellas, instaladas hace pocos años, resultan hoy ya anticuadas y trabajan antieconómicamente, por no haber tenido en consideración tales principios básicos.

iv) *Cuestiones de personal.* Para las prescripciones puramente técnicas de la producción de los a.n.c. la cuestión más importante es la del personal calificado y el personal superior.

Del conocimiento profesional del personal de inspección y del trabajo específico del operario depende más la rentabilidad de una fábrica que del equipo material, no siendo éste muy anticuado.

Las experiencias de los países altamente industrializados señalan que se necesitan varios años para que una fábrica de aceros especiales obtenga una rentabilidad. Los métodos de cálculo fallan siempre porque el factor imponderable del rendimiento del personal no se presta a cálculos matemáticos. La selección del personal no se ha de hacer solamente en relación con la aptitud y la inteligencia, sino también en relación con el carácter y la responsabilidad. Una pequeña negligencia en la conducción de un proceso metalúrgico de fusión es más difícil de revelar que en el funcionamiento de una máquina, porque en ésta se puede reconocer inmediatamente y en aquélla no se percibe y solamente se refleja en el producto final, después de que se han producido gastos importantes de elaboración.

Cuando se trae de fuera personal técnico para la formación del personal del país debe recurrirse a las mejores capacidades solamente y aun cuando sean costosas. A la larga resultan caras las más baratas:

v) *Aspectos económicos especiales.* Aparte de las dificultades múltiples que han de afrontar las fábricas para emprender o extender la producción de los a.n.c. deben considerarse aquellos factores que puedan asegurar de ante-

mano y en un principio la productividad. Estos factores comprenden: la limitación de las calidades a un número lo más reducido posible; y la distribución de los grupos de calidad en un número lo más restringido posible de fábricas y una planeación amplia en común de los programas de trabajo.

En los países de alta industrialización se dispone de varios cientos de calidades diferentes de acero no comunes. Este número, durante la segunda guerra mundial, se ha elevado a 500 calidades para una sola unidad industrial, debido a que por la escasez de aleaciones en los diferentes países, era necesario recurrir a sustitutos.

Es evidente que la economía se perturba por el gran número de calidades, las cuales desde el metal fundido hasta el producto final y en todos sus grados, han de tenerse diferenciadas cuidadosamente por medio de toda una organización de inspección. En numerosos casos sería posible reunir un cierto número de calidades y reducir el número de las mismas. Debido a la torpeza del hombre, al hábito y a la concurrencia, esto resulta más tarde, prácticamente imposible.

Por esta razón es necesario prestar suma atención a estos aspectos, al tener la ocasión de desarrollar una industria de a.n.c. Las investigaciones han probado que, incluso en los países altamente industrializados, bastaría con unas 130 a 150 calidades, si se dejaran de lado numerosos matices, cosa que está en lo posible. Este número se puede aún reducir a menos que 100 calidades para un país que comienza a desarrollar esta fabricación, por lo menos durante un tiempo, lo cual es muy importante en esta etapa inicial de la industrialización. El logro de esta finalidad es una cuestión que debe resolver la acción común racional de los consumidores y productores.

No es de menor importancia para la productividad de todas las fábricas, una distribución adecuada del programa total de la producción de calidad en las diferentes fábricas.

Este problema es más difícil de resolver que el anterior, porque exige una cantidad considerable de objetividad, discernimiento y limitación de propósito, factores que en la lucha de la concurrencia comercial no suelen encontrar la debida atención.

Todas las fábricas han adquirido en relación con ciertos aspectos, un desarrollo individual diferenciado y el examen crítico de esta situación reconoce muchas veces que este desarrollo, orientado en determinado sentido de la producción, parece especialmente apropiado. Resulta entonces mejor para una fábrica, en una visión de gran alcance, aceptar esta orientación y tratar de especializarse en ella que empeñarse en lanzarse a la producción de otras calidades para las cuales no sea adecuada la estructura de las instalaciones, solamente por la razón de que determinadas calidades hayan adquirido un buen precio. Estas situaciones suelen ser siempre pasajeras y en el curso del tiempo y en circunstancias económicas normales, no se mantienen mucho tiempo frente a los costos reales.

Vista en su conjunto, la distribución de calidades entre las fábricas del Brasil parece haberse establecido con una orientación adecuada. Para la obtención de aceros cuya elaboración no se realiza hasta ahora en el país en gran extensión, como por ejemplo los aceros de fácil corte, debiera ser fácil establecer libres convenios entre los posibles productores, en el sentido de las consideraciones expuestas y con arreglo a las posibilidades reales, máxime cuando para esta calidad, el acero ha de ser producto del horno de solera y para ella, en relación con el grado de calidad

del material, solamente entran en cuestión dos o tres fábricas.

Al aconsejar respecto a esta cuestión un plan previsto de producción para el desarrollo de la industria de a.n.c., debe entenderse que solamente se quiere decir que hay que evitar crear capacidades superiores de producción para los grupos aislados de calidad. Tiene que haber, naturalmente, una concurrencia sana, ya que nada fomenta más el desarrollo técnico, especialmente en relación con la calidad, que una economía libre. En las calidades que, por razón del pequeño consumo se produzcan de una sola vez en el país, la posibilidad de la importación debe constituir un regulador de la calidad y del precio.

En este sentido la política de protección arancelaria del país para los a.n.c. adquiere una importancia considerable ya que ha de fomentar un desarrollo satisfactorio de la industria, pero, por otra parte, no ha de impedir el fuerte estímulo para un permanente mejoramiento de la calidad de los aceros. Es notorio que la idea de calidad en las fábricas afectadas por la producción de a.n.c. no ha encontrado acogida en todas partes. La razón de esto estriba fundamentalmente en la escasez de aceros, que se siente aún y que no deja lugar al consumidor para una selección crítica. Sin embargo, esta cuestión debiera recibir suma atención en todas partes, pues una mala calidad significa en todo caso, una pérdida para la economía nacional.

g) *Influencia de la industria transformadora sobre la industria de producción de a.n.c.*

Como quiera que el principal consumidor de la industria de a.n.c. es siempre la industria de transformación, el progreso de aquella ha de desarrollarse paralelamente al de ésta. Sobre este particular hay que establecer una diferencia entre la industria de los bienes de consumo y la industria de los bienes de inversión. La primera elabora principalmente aceros baratos de cantidad, como por ejemplo los que se consumen en aparatos del hogar de todas clases, en instalaciones domésticas como cocinas, estufas, muebles de acero y toda clase de utensilios de uso diario, como también en gran extensión los elementos de la industria de productos alimenticios en conserva.

La parte que corresponde a los a.n.c. en la industria de bienes de consumo se relaciona principalmente con las herramientas para la fabricación de los artículos pues aquellos no entran casi nada en la elaboración de éstos.

En el consumo de la industria de bienes de inversión ocurre lo contrario.

Las máquinas y los aparatos para el transporte y para todas las ramas industriales, contienen ejes, engranes, rodillos o soportes en aceros de construcción aleados y no aleados, partes en acero de resistencia al desgaste, elementos que exigen condiciones especiales de resistencia y en otros casos agregados eléctricos que necesitan aceros de características magnéticas y antimagnéticas.

Esta circunstancia del empleo primordial de los a.n.c. y sobre todo de los aceros especiales en la industria de bienes de inversión explica la cifra proporcional respecto a la producción total de acero del país. Influye indirectamente en ella la situación todavía poco desarrollada de la industria de bienes de inversión.

Por razón de apreciar en general que la industria de transformación de los próximos años ha de ir ampliándose en un 10 por ciento anual, se ha fijado el mismo módulo para la industria de los a.n.c. El incremento de la producción de los a.n.c. hay que cifrarlo con cautela para los

próximos años pues la demanda se desarrolla con mayor lentitud que el crecido aumento indicado para los aceros comunes.

h) *Adaptación a los nuevos métodos técnicos*

En esta sección se considera que, al señalar los dispositivos técnicos de las actuales fábricas del Brasil, se tiene en cuenta que se puedan adaptar en su desarrollo ulterior a los métodos normales de la producción de los a.n.c. en los países de alta industrialización. Pero hay que prevenir contra la introducción de métodos nuevos no probados totalmente, descartando los antiguos establecidos y apreciados, solamente porque signifiquen algo nuevo y porque la producción parezca resultar más barata. En general, estas innovaciones son más difíciles de manipular y presuponen experiencias generales de muchos años que en la mayor parte de los casos, no existen.

No obstante, parece importante citar algunos métodos de producción en relación con una orientación previsoramente de inversiones.

i) *Limpieza por flameado.* En la producción de "aceros especiales" se ha establecido en los países de alta industrialización que, para lograr un producto terminado de calidad indiscutible, es necesario producir un material limpio, exento totalmente de grietas. Hasta ahora, el sistema más barato y mejor era en general el torneado ligeramente los lingotes o cepillarlos en máquinas especiales. El sistema requiere inversiones importantes y produce pérdidas de material relativamente grandes. Por esta razón se ha introducido en los últimos años en las fábricas de aceros especiales el sistema mucho más barato de limpieza por flameado. No hay duda respecto a su empleo en todas las calidades que suponen un contenido bajo de carbono. Pero hay que llamar la atención sobre el hecho de que, aun en las fábricas de aceros especiales de los países de alta industrialización, no existe uniformidad de apreciación respecto hasta qué punto se puede emplear el sistema en los aceros de más alta aleación, de tal modo que es necesario continuar para estos aceros con el sistema del torneado del lingote.

ii) *Sistema de colada continua.* En todos los países de alta industrialización existen instalaciones para la colada continua del acero y se ha comprobado que el sistema se puede aplicar también a los a.n.c. Pero hay que tener en cuenta que el sistema no está en su pleno desarrollo, sobre todo en relación con los aceros especiales, de tal modo que no parece todavía llegado el momento en que se pueda aconsejar su adopción por los países subdesarrollados. En las numerosas clases de aceros de calidad, por otra parte, se presentan siempre dificultades de otra índole que en las fábricas veteranas en la producción del acero se pueden resolver con facilidad por razón de su experiencia de varios decenios.

En el planeamiento de nuevas fábricas debe, sin embargo, tenerse en cuenta la posibilidad de una ulterior aplicación del sistema de colada continua.

iii) *Prensas de desbaste para tochos.* Como ventaja esencial del sistema de colada continua se ofrece la supresión de los trenes de desbaste, que significan una inversión muy elevada y que, precisamente, para acero especial, es anti-económica la mayoría de las veces, porque la capacidad no es aprovechada nunca o rara vez lo es al máximo. Pero hay otro medio que permite mantener el sistema habitual

de colada en lingotes, que es el agregar a la instalación un martinete pesado o una prensa de forja. El desarrollo técnico de estos agregados ha progresado de tal modo en su rendimiento que por el forjado previo de lingotes de un peso de 1.000 a 1.500 kilogramos se han alcanzado rendimientos horarios de 10 a 15 toneladas, lo que es completamente satisfactorio para la elaboración de esta clase de aceros. Por motivos de adaptabilidad se recomienda dar preferencia a una prensa de forja, porque con ella se pueden forjar también lingotes más pesados. Los costos de instalación serían naturalmente mayores que para un martinete de forja.

i) Aleaciones duras

En el sector de los a.n.c. se incluye en general la producción de las aleaciones duras, tales como los carburos de tungsteno.

El consumo de metales duros en la industria transformadora del Brasil es relativamente alto. Es probable que en este caso se haya producido un salto en el desarrollo técnico en relación con la aplicación de los aceros rápidos en las máquinas-herramientas y se haya pasado directamente a los metales duros. Esto explica también por qué, de otra parte, el consumo de acero rápido resulta tan bajo.

Se tiene la impresión, sin embargo, de que la introducción de los metales duros en la industria de transformación no se ha hecho en todas partes de acuerdo con los factores económicos debidos, pues en general la utilización de los aceros rápidos en las máquinas-herramientas de menor rendimiento que en el Brasil están en los almacenes, podría ser más económica.

Los metales duros hasta 1954 se han importado. En este año se han instalado dos fábricas, de las que hay que esperar que puedan cubrir conjuntamente las necesidades del mercado después de algunos años.

3. CHILE

a) Consideraciones generales

El consumo y la producción de hierro y acero se ha desarrollado en Chile conforme a las cifras conocidas que se indican en el cuadro 5 (excluido el acero moldeado):

La producción prevista para 1956 se calcula en 275.000 toneladas (300.000 en lingote).

Las cifras del consumo total y de las importaciones se refieren a productos terminados. Para fines de comparación

Cuadro 5

CHILE: CONSUMO Y PRODUCCIÓN DE HIERRO Y ACERO
(Miles de toneladas)

Promedio años	Consumo total	Importación	Producción del país	
			Material terminado	Lingote
1925-34	125	125	—	—
1935-39	120	104	16	18
1940-44	105	82	23	26
1945-49	140	105	35	39
1950	118	67	51	57
1951	181	59	149	166
1952	196	41	196	220
1953	182	44	223	250
1954	214	18	244	270
1955			240	267

estadística con otros países, las cifras de la producción bruta total de acero se calculan teóricamente en lingote.

En la estadística aparece por primera vez la producción propia del país en 1935 con 10.000 toneladas, obtenidas en varias pequeñas fábricas, cifra que se eleva hasta 40.000 toneladas en el año 1948. El notable aumento de la producción propia tuvo lugar cuando la fábrica de Huachipato se puso en marcha en el año 1950.

Mientras que el consumo de hierro y acero por habitante, en los años 1925 a 1950, fue en promedio de 26 kilogramos anuales, en 1954 subió a 33 kilogramos, en lo que Chile pasó a ocupar el tercer puesto entre los países latinoamericanos, después de Venezuela y la Argentina. Como la producción del país desde 1952 es superior al consumo interno, Chile es el único país sudamericano que ha hecho ya exportaciones de hierro y acero de cierta cuantía. Con este desarrollo los problemas relativos a la producción y al consumo de los aceros no comunes se presentan como de planteamiento forzoso y de ellos se ocupará este informe.

b) La producción actual de aceros no comunes

No existe en Chile empresa alguna que se ocupe preferentemente de la producción de a.n.c.

En realidad todas las fábricas de acero, por necesidad ocasional, han producido y elaborado tipos aislados de a.n.c., correspondientes a calidades sencillas y en cantidades muy reducidas.

Fábricas y Maestranzas del Ejército (FAMAE) en Santiago fue la primera de las fábricas que se lanzó en 1935, a la producción de acero para su elaboración ulterior. El desarrollo de esta fábrica del estado, productora de armas y municiones, comenzó ya en 1810, año en que se establecieron los primeros talleres para la fundición de cañones.

El acero necesario para la producción de armas y municiones se importó siempre, hasta la primera guerra mundial. La escasez de hierro y acero de estos años condujo primero a la producción propia, en cuanto se relacionaba con el hierro y el acero moldeados y hasta la mitad del tercer decenio del siglo no se pasó a la otra etapa de desarrollo de la producción de acero bruto en lingote, para su elaboración ulterior.

La producción de acero de la entidad se basa en:

- 1 horno eléctrico de arco de 10 toneladas
- 1 horno eléctrico de arco de 3 toneladas
- 1 horno eléctrico de arco de 500 kilogramos.

Programa de producción: Principalmente acero dulce al carbono para barra, alambre y fleje. Aceros, según tipos SAE 1035-1055 y pequeñas cantidades de "aceros especiales" también en aleaciones de alta calidad para herramientas, aceros de corte, aceros de trabajo en caliente y similares. Los últimos aceros se obtienen principalmente por forjado y se destinan a la utilización por la propia fábrica. La producción total es de 9.000 a 10.000 toneladas de acero bruto por año, y se limita a esta cifra por restricciones de la energía eléctrica.

- Laminación: 1 laminador trío de 650 mm, que se utiliza como desbastador
- 1 laminador dúo de 650 mm para chapa
 - 1 laminador trío de 320 mm y seis cajas para barra, fleje y alambre.

Programa de laminación: Redondos, cuadrangulares, exagonales en medidas de hasta 30 mm, planos de 6 a 30 mm, bandas de 75 mm de ancho y alambre de 5,3 a 12 mm.

Los hornos de recalentamiento son de petróleo.

Para el forjado de los "aceros especiales" se dispone de un martinete de 750 kilogramos y de otros varios pequeños. Hay además un horno de recocido para chapas, banda y alambre.

Existe un laboratorio bien equipado para inspeccionar la producción del acero que puede realizar los necesarios ensayos mecánicos y las investigaciones metalográficas que se requieran.

Los establecimientos metalúrgicos INDAC, de Santiago, emprendieron también en 1935 la producción de aceros sencillos. La fábrica instaló primero un pequeño taller de laminación en que se laminó hierro batido. En 1938 se montó un horno eléctrico de arco de 6 toneladas.

El programa de producción comprende principalmente aceros dulces al carbono y aceros semiduros al carbono para herramientas. Además se obtiene un acero para máquina automática de tornillos y otro acero al carbono para muelles.

La laminación, que se compone de un desbastador trío y dos trenes concluidores, puede laminar el siguiente programa:

Redondo de 6 a 30 mm; plano hasta 75 mm, cuadrangular y exagonal, así como angulares de 35 mm. La producción total oscila entre 12.000 y 15.000 toneladas anuales.

Un laboratorio vigila la producción del acero y puede ejecutar también ensayos físicos sencillos.

Las dos fábricas que se acaban de describir brevemente, de la FAMAE y la INDAC, eran hasta 1951 las únicas empresas de Chile que podían fabricar pequeñas cantidades de a.n.c. sencillos para atender en parte el consumo general.

Después de que Huachipato venció las primeras dificultades de su puesta en marcha, esta fábrica emprendió también en 1952-53 la fabricación de los aceros que demandaba la industria consumidora y en primer lugar los aceros al carbono para herramientas sencillas, así como los aceros para muelles. La masa de aceros de muelles que hoy consume el país procede de Huachipato y sólo se importan aquellas medidas o clases que por su escasa cantidad no podrían fabricarse en el país. Entretanto se ha emprendido la producción de chapa para dinamos, cuya demanda total será satisfecha por la fábrica, con excepción de las chapas al silicio para las exigencias más severas de la fabricación de transformadores, las cuales se importarán. Desde hace poco, se han comenzado a fabricar también los aceros de fácil corte y se estudia la producción de aceros para barras y bolas de molino. Así pues, puede afirmarse que, en poco tiempo, los aceros de calidad, con escasas excepciones, se fabricarán por entero en el país.

En el marco de una descripción sobre la producción actual de a.n.c. en Chile hay que mencionar finalmente dos empresas que se ocupan de la fabricación de una clase única de aceros de calidad, la de bolas de acero que se consumen en gran cantidad para la preparación mecánica y concentración de los minerales en la industria del cobre y en pequeña escala, en la fabricación de cemento. Se trata de las siguientes empresas: fábrica de cemento El Melón, en La Calera, y la fundición de acero Electrometalúrgica, de Santiago.

La fábrica de cemento El Melón agregó a su taller de

conservación, en la sección de fundición de acero, un pequeño laminador y martillos para producir bolas forjadas. En la fundición de acero se cuelean lingotes, de un horno eléctrico de arco de 2 toneladas y se laminan exclusivamente en un tren trío con dos cajas de 400 mm, obteniendo palanquillas de la medida necesaria, que se cortan en caliente a la magnitud correspondiente de las bolas y se forjan en los martillos de aire comprimido. Aprovechando el calor de forja, las bolas terminadas se someten a un sencillo tratamiento de endurecimiento. La producción se destina al consumo interior de la fábrica y se adapta a sus necesidades, que alcanzan de 1.200 a 1.500 toneladas al año.

La empresa Electrometalúrgica de Santiago cuelea las bolas en forma de acero moldeado y las forja directamente en los martillos de aire comprimido. En este proceso de fabricación se obtiene una menor compactación de superficie, de tal modo que las bolas no se pueden comparar en calidad a las producidas de material laminado previamente. La producción total de bolas es de 1.500 a 1.800 toneladas por año.

Las indicaciones anteriores muestran que la producción actual de "aceros especiales" del país casi no tiene importancia y que, por el contrario, la de "aceros de calidad", hasta los aceros para barras y bolas de molino, se producen en cierta escala. La producción de bolas de molinería alcanza en total unas 3.000 toneladas anuales, de las que la mitad son forjadas.

Con la excepción de Huachipato, no se conocen planes de ampliación de las restantes fábricas.

c) La demanda actual de a.n.c.

La estructura industrial de Chile está influida por la importancia de la industria del cobre para la economía del país. Esto ejerce a su vez influencia sobre la demanda de a.n.c., que corresponde al consumo de aceros de barrena y de bolas y barras de molino que requieren los métodos metalúrgicos.

El consumo de aceros de barrena se ha reducido mucho, porque se va extendiendo cada vez más el uso de puntas sueltas de "acero especial" como las llamadas *Liddicoat bits* o las de "carburo de tungsteno". De todos modos, la cantidad total de acero de barrenas, macizo y hueco, según los datos de las licencias para 1955, se importa en cantidad de 500 toneladas anuales.

Por el contrario, en el consumo de a.n.c., las barras y bolas de molinos constituyen una parte importante por su empleo en la industria del cobre para la preparación mecánica de los minerales. Se utilizan principalmente bolas entre 25 y 75 milímetros. En una etapa anterior del proceso de molienda, una mina grande utiliza también barras redondas de 4 metros de longitud por 75 milímetros de diámetro.

El consumo anual en las actuales circunstancias es de 4.000 a 5.000 toneladas.

La cantidad del consumo de bolas depende de la clase del mineral y del sistema de producción, que varía de una mina a otra.

Para la plena capacidad de la producción de cobre del año 1956 se puede calcular un consumo de bolas de 11.000 a 12.000 toneladas; el consumo total, por lo tanto, incluyendo las necesidades de la industria de cemento, se puede calcular entre 13.000 y 14.000 toneladas.

Para la fijación de los demás consumos de a.n.c. en Chile se tropieza con las mismas dificultades a que se ha hecho referencia al tratar del Brasil.

El medio mejor es también aquí la fijación directa de las importaciones por las informaciones obtenidas de los importadores de acero, en cuanto se refiere a los "aceros especiales". Como los "aceros de calidad" sólo se elaboran para un número relativamente pequeño de grandes consumidores, también es posible en este caso obtener información directa. Una elaboración crítica de estos datos se refleja en el cuadro 6, que muestra la demanda de a.n.c. en el año 1956, distribuida según las diferentes calidades.

Cuadro 6

CHILE: DEMANDA DE ACEROS NO COMUNES, 1956
(Toneladas)

Tipo de acero	Acero terminado	Lingotes	Definición	
1 De construcción ..	—	—	Sin aleación	} Aceros especiales
2 De herramienta ..	500	750		
3 Total (1 y 2) ..	500	750		
4 De construcción ..	200	290	Aleados	
5 De herramienta ..	200	310		
6 Rápido	10	17		
7 Barras de inoxidable	50	160		
8 Chapas de inoxidable	50			
9 Total 4 — 8 ..	510	777		
10 Total 3 + 9 ..	1.010	1.527	—	
11 Aceros al carbono SAE 1020 — 1074	1.500	2.000	Sin aleación	} Aceros de calidad
12 De fácil corte ..	250	320		
13 Chapa para dinamos y transformadores	750	940		
14 De muelles (todos los tipos)	2.500	3.000		
15 Bolas y barras para molinos*	18.000	23.000		
16 Total (11 a 15) ..	23.000	29.260	—	
17 Total 10 + 16 ..	24.010	30.787	Aceros no comunes	

* El acero para barras de molino es acero al carbono de 1 por ciento; sólo es de aleación para las bolas.

Si se hacen con respecto a Chile las mismas comparaciones entre la demanda de a.n.c. y la producción de acero bruto en el país, tal como se verificó para el Brasil, se llega a las siguientes cifras:

Producción de acero bruto para 1956	300.000 toneladas (estimación)
Aceros especiales	1.527 toneladas = 0,5 por ciento
Aceros de calidad	30.787 toneladas = 10 por ciento
Aceros de calidad, excluidas barras y bolas para molinos	6.260 toneladas = 2 por ciento

Las cifras reflejan las condiciones anormales de Chile, debido a la alta producción relativa de acero bruto y al consumo elevado de una clase de acero de calidad para barras y bolas de molino. El consumo relativamente pequeño de aceros especiales, en comparación con la producción de acero bruto, indica el retraso de la industria transformadora.

d) La demanda futura de a.n.c. y la posibilidad de su producción en el país

El cuadro 7 se ha establecido con arreglo a los mismos puntos de vista adoptados para el Brasil. Sin embargo, para la fijación de la demanda de 1962 no se ha tenido en cuenta una tasa general de incremento anual, como en el caso del Brasil; en cambio, por la amplitud mucho más reducida de la industria del país parecía más factible considerar las posiciones individuales aisladas y valorar su posible desarrollo. En relación con la política económica actual del país, es necesario proceder con la mayor cautela para ajustarse a las circunstancias reales lo más aproximadamente posible.

Con relación a las cifras, debe advertirse asimismo que no representan la demanda real de material terminado, sino la de acero bruto (lingotes) de la calidad correspondiente. Es necesario dar las cifras de producción de acero bruto en esta forma a fin de poder compararla con la de otros países y porque los planes de las fábricas sobre posibilidades de producción siempre parten de la fabricación de lingotes.

En cuanto a los aceros de herramienta no aleados, no se considera aumento alguno en el consumo para 1962, porque la demanda de estos grupos, especialmente la de aceros de barrena, ha de reducirse en vista de la creciente utilización de puntas sueltas.

El aumento de la demanda en todos los demás grupos se adapta al desarrollo técnico previsible en las diferentes clases de acero, en la medida en que es posible hacer cálculos firmes. Está claro que el aumento en los aceros de calidad será mayor que en los aceros especiales, puesto que la industria de bienes de consumo se habrá de desarrollar primero y más intensamente que la industria de bienes de capital. Sin embargo, ya se dijo que el consumo más fuerte de los aceros especiales corresponde a la industria de bienes de capital.

Como se indica en la línea 3, no hay prácticamente producción de aceros especiales. La escasa cantidad que FAMAE produce en algunas calidades se consume por la propia fábrica y no llega al mercado. La producción de acero de calidad corresponderá principalmente a Huachipato; FAMAE e INDAC cubrirán ciertas partes de los grupos de aceros "no aleados" y "de muelle". La demanda más fuerte en los próximos años de aceros de calidad en todos los grupos se podrá satisfacer sin dificultad en Huachipato cuando la fábrica inicie el suministro de esta clase de acero. El exceso de demanda de la columna 14, de 6.000 toneladas, corresponde a las barras de molino, a la producción de las cuales se ha dedicado Huachipato mediante el montaje de una máquina especial de alineación.

La mayor cantidad de la diferencia restante entre la demanda de 1962 y las posibilidades de producción se fija en la línea 6 en 20.000 toneladas en el grupo de la columna 14, que sólo se refiere a bolas de molino. La fabricación de estas bolas no está prevista todavía, a pesar de que se puede proporcionar sin dificultad alguna el semiproducto necesario en forma de palanquilla o barra de acero. En interés de la economía de divisas del país, se debería pensar en establecer la industria del forjado de estas bolas. La gran cantidad que se necesita se presta a una fabricación especial. Por esta razón, en la línea 7 se supone que se establecerá esta fabricación en el próximo quinquenio, de modo que en 1962 sólo quede una impor-

Cuadro 7

CHILE: DEMANDA DE ACEROS NO COMUNES Y POSIBILIDADES DE PRODUCCIÓN

(Toneladas anuales de lingotes)

	Aceros especiales								Aceros de calidad						Aceros no comunes	
	Sin aleación			Aleados					Sin aleación		Aleados					
	1 Estruc- turas de alta re- sistencia	2 Herra- mien- tas	3 Total	4 Estruc- turas de alta re- sistencia	5 Herra- mien- tas	6 Rápido	7 Inoxi- dable	8 Total	9 Total	10 Aceros al carbono SAE	11 De fácil corte	12 Cbapa para dinamos y transfor- madores	13 Muelles	14 Bolas y barras de molino	15 Total	16 Total
1 Demanda 1956	—	750	750	290	310	17	160	777	1.527	2.000	320	940	3.000	23.000	29.260	30.787
2 Demanda 1962	50	750	800	450	400	25	250	1.125	1.925	3.000	750	1.400	4.000	29.000	38.150	40.075
3 Producción 1956	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1.000	320	700	2.400	3.000	7.420	7.420
4 Producción suplementaria po- sible en las fábricas existentes	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2.000	430	450	1.000	6.000	9.880	9.880
5 Suma de 3 + 4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3.000	750	1.150	3.400	9.000	17.300	17.300
6 Dif. remanente de la demanda, 1962 (2)	50	750	800	450	400	25	250	1.125	1.925	—	—	250	600	20.000	20.850	22.775
7 Produc. suplem. posible previa investig. para forj. de bolas ..	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	20.000	20.000	20.000
8 Import. remanente	50	750	800	450	400	25	250	1.125	1.925	—	—	250	600	—	850	2.775
9 Lingotes reducidos a produc- tos terminados	35	500	535	300	260	15	150	725	1.260	—	—	200	480	—	680	1.940

tación de productos terminados del volumen que se indica en la línea 8, y en su caso en la 9.

e) *Problemas relativos al desarrollo de la industria de a.n.c. en Chile.*

Todos los puntos de vista considerados en relación con el tema respecto al Brasil, son aplicables también a Chile. Las cuestiones de personal en Chile son más difíciles que en un país latinoamericano de más intensa industrializa-

ción como el Brasil, en que hay un mayor número de capacidades técnicas.

Las cantidades remanentes de la importación, de unas 1.200 a 1.300 toneladas de aceros especiales para el año 1962, de las que un 70 por ciento corresponde a material laminado, en las condiciones económicas normales, no se pueden considerar aceptables para una producción correspondiente de aceros especiales; una empresa orientada a estos fines no sería rentable durante algún tiempo. Por lo tanto, este sector debe reservarse a la libre importación como hasta ahora.

Clasificación y tipificación de los aceros no comunes*

por la ALTA AUTORIDAD DE LA COMUNIDAD EUROPEA DEL CARBÓN Y EL ACERO

Los seis países¹ que constituyen la Comunidad Europea del Carbón y el Acero han organizado un mercado común para ambos productos. Su significado especial es que los 160 millones de consumidores de estos países pueden obtener ahora el suministro de estas mercaderías, libremente, sin restricciones aduaneras, a precios boca mina y ex fábrica, que tienen que publicarse en forma de tarifas y que tienen que ser idénticos para todas las transacciones comparables.

El mercado común ha funcionado durante tres años y el comercio entre estos seis países ha aumentado considerablemente. El comercio de productos de hierro y acero, por ejemplo, subió de 2.100.000 toneladas en 1952 a 5.700.000 en 1955.

Los precios de venta han permanecido relativamente estables y puede deducirse que el tamaño del mercado y la abolición de los precios duales han actuado como estabilizadores del precio. Por otra parte, varias empresas destinadas a especializar sus programas de producción se fusionaron para coordinar sus recursos financieros a fin de obtener y emplear con la mayor ventaja la maquinaria de producción más avanzada y de mejor rendimiento. Esta transformación estructural se ha estimulado por la reducción en número de los productos terminados, puestos en el mercado con la correspondiente reducción en los precios de venta.

Sin embargo, cada país usa su propia nomenclatura en relación con los aceros. En consecuencia, resulta difícil, especialmente para los consumidores pequeños y medianos, planear sus negociaciones y sus pedidos en país que no sea el suyo y, en particular, estar seguros de elegir la calidad correcta de acero al precio más razonable.

Deferente con los deseos de los consumidores de acero de la Comunidad, la Alta Autoridad inició en 1953 el establecimiento de una nomenclatura uniforme para los aceros fabricados por la Comunidad.

Esta labor tiene interés para otros fines. Algunos tipos fijados para los productos de hierro y acero han perdido actualidad y hay que adaptarlos a las técnicas de producción de hoy. Si se revisaran las especificaciones para el suministro a ciertas entidades públicas, sería posible en algunos casos, hacer el suministro a precios más bajos para el mismo pedido. Al mercado llegan también productos

nuevos y mejores. Los métodos de producción mejoran y los productos que resultan no se adaptan ya a los tipos impuestos.

Hay que tener en cuenta al propio tiempo que los productos de hierro y acero solamente en parte están tipificados en los diferentes países de la Comunidad. Como resultado del esfuerzo emprendido, será posible ampliar el proceso de tipificación. Los productores y consumidores de cada país tienen ocasiones para reunirse con frecuencia y comparar sus observaciones. Estos cambios de impresiones no sólo son útiles en relación con el establecimiento y mejoramiento de los tipos, sino que desarrollan también el espíritu de cooperación entre productores y consumidores.

La tipificación de la nomenclatura, sin embargo, no es cosa fácil. Aun reconociendo que una nomenclatura tipificada ofrece ventajas de orden general a productores y consumidores, muchas empresas y, en particular, sus departamentos de venta, titubean en abandonar las especificaciones a que los consumidores están acostumbrados y que corresponden a las instalaciones actuales de las fábricas.

Además, las autoridades y los servicios públicos suelen adoptar reglas, con respecto a sus necesidades de productos de hierro y acero que, en la práctica constituyen normas tipo.

En consecuencia, el ajuste de una nomenclatura uniforme durará aún varios años.

2. CAMPO DE ACCIÓN

La tarea abarca todos los tipos de arrabio y acero, incluidos los aceros especiales. El sector de los aceros especiales, sin embargo, por su naturaleza complicada, se tratará ulteriormente, de preferencia en cuanto a aquellas calidades que se producen en grandes cantidades. Por ahora, se ha adoptado una clasificación provisional para fines estadísticos.

En la actualidad se presta atención a los métodos de fabricación de los aceros ordinarios, a las dimensiones y las descripciones abreviadas de los productos terminados, así como a los métodos que han de emplearse en los ensayos.

¹ Alemania, Bélgica, Francia, Italia, Luxemburgo y los Países Bajos.

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/LAIV-6.

3. CRITERIOS PARA LA CLASIFICACIÓN

Los patrones tipo de los países de la Comunidad se rigen por los criterios siguientes (a veces por más de uno):

- a) composición química;
- b) propiedades mecánicas u otras propiedades relacionadas con el uso de los productos (calidades de superficie, soldabilidad, etc.);
- c) métodos de producción, y
- d) utilización del producto.

El arrabio sólo se clasifica según su composición química.

En relación con la clasificación cualitativa de los aceros ordinarios hay en la actualidad dos tendencias:

- a) una basada en la práctica común en la Comunidad, que prefiere la referencia fundamental del método de producción y colada del acero (esto es, acero de solera calmado o reposado, acero de convertidor básico, vivo, etc.), y
- b) otra que considera anticuada esta forma de clasificación.

Por una parte, el mejoramiento de ciertos métodos (sobre todo el del convertidor básico) conduce a la producción de calidades de acero mejores y más regulares que antes. En consecuencia, los usos que reciben los diferentes aceros según su forma de producción tienden a sobreponerse cada vez en mayor extensión.

Además, nuevos métodos como el LD aportan una variación de productos que sobrepasa los sectores tradicionales.

Así, la distinción basada en el sistema de producción resulta cada vez menos precisa. Es además un criterio inadecuado, ya que abarca productos con diferentes propiedades en relación con el uso. Por ejemplo, un acero calmado y un acero vivo obtenidos con el mismo equipo son más diferentes entre sí que dos clases de acero calmado o de acero vivo obtenidos con diferentes equipos.

Por estos motivos parece razonable que los aceros se definan de acuerdo por sus características relativas al uso a que se les destina. Cuando el fabricante conoce las características requeridas, puede elegir el método de producción que obtenga los productos que desea el consumidor, al precio de costo más reducido.

Los que abogan por este sistema admiten, sin embargo, que todavía no es posible definir todas estas características. Así, pues, durante un período de transición, la indicación del método de fabricación y el de colada formarán parte de la definición de ciertos aceros.

Es muy importante, sin embargo, lograr un avance energético en el establecimiento y en la determinación de las características de los aceros en relación con su uso para todos los fines (por ejemplo, estudios sobre soldabilidad).

4. MÉTODOS DE TRABAJO

Es habitual no imponer las normas y tipos por vía legal, sino recomendar simplemente su adopción. Los que no deseen aceptarlos, pueden trabajar con arreglo a otras normas, con tal que las partes interesadas—fabricante y consumidor—estén de acuerdo. Por consiguiente, si un tipo ha de probar su efectividad y adoptarse en general, debe ser muy preciso.

La Alta Autoridad, consciente de esto, no ha tratado de elaborar por sí misma los tipos, sino que se ha limitado a recoger los puntos de vista para el establecimiento de estos tipos y a encauzar los deseos de las partes interesadas, coordinándolos con los de otros países miembros. Ha organizado de este modo comisiones nacionales, estableciendo que su composición comprenda representantes de los fabricantes, de los consumidores y de los técnicos. Los miembros de estas comisiones se eligen según el tipo particular que se esté discutiendo, pues, desde luego, el especialista que se necesita para elaborar un tipo para el arrabio no puede ser el mismo que el que se necesita para elaborar un tipo para el alambrión. Estas comisiones nacionales intervienen con frecuencia para dirimir las inevitables diferencias de opinión entre vendedores y consumidores.

Su finalidad es la de examinar los tipos existentes en cuanto a su grado de aplicación y tratar de encontrar una fórmula, con las adiciones y omisiones necesarias, que tenga grandes probabilidades de ser adoptada por la Comunidad. Constituye una regla general el no imponer tipo nacional alguno, puesto que éstos han de corresponder a todos los países de la Comunidad, en su conjunto. Esto asegura que los diferentes elementos de cada tipo se examinan minuciosamente para comprobar si éste se halla de acuerdo con el progreso técnico actual y también puede aplicarse en las diferentes circunstancias económicas que prevalecen en unos y otros países vecinos.

La asignación de la tarea a las comisiones nacionales es de la responsabilidad de la Comisión de Nomenclatura (Coordinación) de la Alta Autoridad, de la que se dan algunos detalles más adelante. Si un país, por ejemplo, ha comenzado a elaborar un tipo para alambrión, el trabajo preliminar se realiza por la comisión nacional de ese país. Esta comisión prepara un informe preliminar que se envía a las comisiones nacionales de los demás países, para su consideración, dando cuenta a la Alta Autoridad. Las otras comisiones nacionales formulan entonces sus opiniones sobre el informe preliminar y notifican al primer país sus objeciones, enmiendas, etc. Se insiste siempre en la observación de que cualquier propuesta de variación ha de ser debidamente fundamentada. El país de origen trata entonces de incorporar las enmiendas al texto primitivo, pero aplicando un detenido análisis y selección. Si hay que rechazar alguna sugerencia, también debe fundamentarse. En la posibilidad de una discrepancia se plantea un debate general sobre los opuestos puntos de vista. Los debates tienen lugar en reuniones de los elementos que elaboran el tipo bajo la presidencia de un representante del país de origen, con el asesoramiento de los técnicos y asistencia de un observador de la Alta Autoridad. Si se llega a un acuerdo y se logra una fórmula aceptable, se prepara un informe, que se transmite a la Comisión de Nomenclatura, para su aprobación. Si es imposible llegar a un acuerdo, la comisión nacional tiene también la responsabilidad de la intervención y de dirimir la discrepancia bajo la presidencia del representante de la Alta Autoridad, que actuará como árbitro si es necesario.

La representación en la Comisión de Nomenclatura, autorizada por la Alta Autoridad, es igual para todos los países miembros. Cada país envía un delegado de los fabricantes, otro de los consumidores y un tercero como técnico en cuestiones de tipificación. Este último suele ser el jefe de la delegación, puesto que normalmente no tiene intereses particulares como los fabricantes y los consumi-

dores. Este sistema ha permitido que los puntos de vista de las partes se expresen del mismo modo y ha asegurado que a los pequeños países miembros de la Comunidad se les escuche debidamente.

5. TÉRMINOS DE REFERENCIA

Cuando se estableció el Mercado Común, casi todos los países tenían tipos apropiados para la mayoría de los productos, pero en modo alguno correspondían con su propia delimitación. El concepto de un gran mercado común se rige por las mismas condiciones que un mercado ordinario nacional. No sólo debe existir un comercio libre y sin restricciones, respecto a las mercaderías a que se refiere, sino que hay que cuidar también de que los hábitos técnicos y comerciales se orienten debidamente de modo que el mismo término tenga la misma significación en cualquier lugar. Un comprador que desea obtener alambón o alambre bruto de un fabricante determinado de la Comunidad tiene que estar seguro de que va a recibir el producto que pide. Con esta finalidad, el campo total que abarca la tarea de tipificación de los productos de hierro y acero se divide en dos partes principales: a) tipos de calidad, y b) tipos de dimensión (barras comerciales, chapas y planos, alambón, etc.)

Los dos tipos han de adoptarse conjuntamente. Además, es necesario formular abreviaturas. Se ha comprobado que es necesario un trabajo preliminar considerable y que el tiempo que transcurre entre la adopción de un tipo y su introducción en el mercado es mayor que el que se suponía en un principio. A pesar de la gran cantidad de trabajo arduo, por parte de todos los interesados, no es posible aún informar sobre las operaciones referentes a todos los sectores. En realidad, en algunos sectores el trabajo está aún en su fase inicial, pues los requisitos previos de orden técnico para la tipificación no han sido bastante elaborados para que todos los acepten. Tal es el caso en la tipificación del embutido profundo de la chapa. De un lado y otro se han realizado experiencias en toda clase de laboratorios, cuyos resultados han de someterse a la discusión y comentario general.

La introducción del tipo de la Comunidad denominado oficialmente "Euronorma", es, por eso, de gran alcance. En la cuestión influye el progreso técnico, y el éxito o fracaso de todo propósito comercial depende de él. Solamente cuando se haya adoptado el tipo por todos los que lo

hayan elaborado, podrá asegurarse su uso permanente. Por este motivo, no resulta sorprendente que se hagan manifestaciones de puntos de vista basados en consideraciones imponderables y que no se pueden aprobar o desaprobado a base de hechos reales. Las diferencias de opinión sobre esta cuestión suministran una visión interna sobre las cuestiones económicas y aconsejan con frecuencia soluciones que faciliten el fácil reajuste en el futuro a los progresos que puedan realizarse. Es evidente que en la práctica habrán de surgir casos que no se hayan mencionado explícitamente en la discusión de los tipos aislados; por eso se ha adoptado el principio de que los detalles sobre los efectos prácticos de la introducción de las Euronormas sólo se reunirán, para su uso, después de transcurrido cierto tiempo, cuando se hayan podido discutir, y si es necesario rectificar, los tipos fijados en un principio.

6. INTRODUCCIÓN DE LOS TIPOS

Las Euronormas sólo pueden introducirse en todos los sectores económicos de los países miembros con el consentimiento de todos los organismos interesados. Entre ellos se hallan los Gobiernos, a quienes interesan mucho para las especificaciones de sus pedidos oficiales, y también los organismos de tipificación industrial que se dedican exclusivamente a estos mismos problemas en todos los países. La finalidad es reemplazar los tipos antiguos nacionales por las Euronormas comunes, de tal manera que se garantice la uniformidad en todo el Mercado Común. No se dispone en la actualidad de experiencia práctica, puesto que la Alta Autoridad está comenzando a editar los primeros tipos adoptados.

Finalmente, debe indicarse algo sobre la importancia de las Euronormas, en relación con el trabajo que se realiza en todo el mundo sobre tipificación. En primer lugar, y como más importante, hay que citar la Organización Internacional de Tipificación (Internacional Standardization Organisation, I.S.O.), cuyos términos de referencia son más o menos los mismos. La Alta Autoridad comprende la conveniencia de adoptar los mismos tipos en todas partes, tanto dentro como fuera de la Comunidad. Por ello, es de general interés que se examinen con la mayor atención las propuestas de la I.S.O. y el desarrollo que logren los tipos de la I.S.O., siguiendo la misma línea donde y cuando sea posible.

Descripción de un laminador brasileño para aceros no comunes*

por LUIS DUMONT VILLARES

1. "Aços Villares" se estableció originalmente como una pequeña fundición equipada para suministrar piezas moldeadas de hierro de alta calidad para "Elevadores Atlas S. A."

En 1940, en un intento de enfrentar la escasez de aceros no comunes resultante de la guerra, en especial en aceros de herramientas, se comenzó la producción de estos materiales. El equipo de que se disponía entonces consistió

en un horno eléctrico de arco de 4 toneladas, una prensa hidráulica de forja de 500 toneladas y un martinete de 250 kg.

2. Dos años después se decidió aumentar la capacidad y construir un nuevo taller; la construcción comenzó en 1943 sobre un terreno de 80.000 m² en São Caetano do Sul cerca de São Paulo. El emplazamiento cerca de São Paulo se escogió principalmente para facilitar el problema del personal; aun para una producción pequeña de aceros no comunes y piezas moldeadas se requiere un gran

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/L.AIV-4.

número de trabajadores especializados y un personal técnico de alta calificación, por lo que se considera que este tipo de taller siempre debe emplazarse cerca de una gran ciudad.

En 1945, las instalaciones quedaron terminadas, con un área edificada de 100.000 pies². Debido a las condiciones de guerra, la compañía tuvo que proyectar y construir por sí misma la mayor parte de los hornos, estufas, grúas, etc., en realidad, casi el equipo completo. El taller de acero consistía en 2 hornos de arco, uno de 4 toneladas y otro de 6. La sección de forja quedó ampliada y se instaló un considerable número de martillos.

3. El consumo de aceros no comunes en el Brasil alcanza un promedio de un 8 por ciento en relación con los aceros comunes. Es sabido que este porcentaje varía en el grado de desarrollo industrial de un país y en Brasil, donde no hay manufacturas en los sectores de gran consumo, como armamento y motores de reacción, aquel porcentaje es, naturalmente inferior que el de los países más industrializados. Hay, sin embargo, una demanda creciente en cuanto a los aceros de herramientas. Volta Redonda es una fuerte consumidora, y la Compañía Mannesman los necesita para la extrusión de tubos. Además la instalación de una industria de automotores en Brasil aumentará la demanda de aceros no comunes, especialmente para construcción mecánica.

4. En 1953, las modificaciones en la reglamentación de las importaciones y del régimen de cambios favorecieron la industria nacional y se planeó entonces una mayor ampliación. Una parte de ésta se ha completado ya y para esta primera etapa el programa de la producción es el siguiente:

a) Aceros de bajo carbono, laminados, forjados, y moldeados

Toneladas anuales

i) especiales al carbono, aleación media y baja, forjados y laminados.	10.000
ii) alta aleación y aceros de herramienta, forjados y laminados.	3.000
iii) moldeados y laminados de todos tipos.	5.000
Total.	18.000

- b) El lingote forjado más grande será de 18 toneladas que permitirá obtener tochos de 80 × 100 × 80 cm y redondos de 80 × 100 cm de diámetro y varios metros de largo.
- c) La pieza moldeada mayor será de 25 toneladas, peso unitario.
- d) La prensa de forja mayor tendrá una capacidad de 2.000 toneladas, con una segunda de 800 toneladas.
- e) La instalación completa del tratamiento térmico está prevista para las mayores piezas forjadas y moldeadas.
- f) Se fabricarán laminados de terminado corriente, para estirado en frío, torneado, rectificado y pulido y
- g) piezas forjadas especiales, como discos, anillos, ejes, con o sin brida.

Esta ampliación ocupa 130.000 m² con 30.000 ya edificados y emplea algo más de 1.000 obreros. Las principales secciones son Oficinas, Departamento Técnico, Producción y Planeamiento, Laboratorio Físico-químico, Laboratorio de Verificación e Investigación, Fusión, Moldeo de lingotes, Moldeo de piezas, Depósito y preparación de arenas, Taller mecánico, Laminación, Taller de forja ligera y pesada, Estirado, Terminado, Inspección y despacho de barras, Conservación mecánica y eléctrica, Vestuario, Cocina, Restaurant, Plaza de lingotes, Limpieza, Tratamiento térmico y Despacho de piezas moldeadas.

5. Las materias primas utilizadas son chatarra seleccionada, ferrosilicio, ferromanganeso, tungsteno, vanadio,

níquel puro, cobalto y ferrocromo. Para una producción normal, las ferroaleaciones —ferrovanadio, ferromolibdeno y una parte del ferrocromo— se importan, así como el níquel puro y el cobalto. Casi todas las necesidades de ferrotungsteno y una gran parte del ferrocromo, ferrosilicio, ferromanganeso y ferróníquel, se obtienen en el país, así como la totalidad de los refractarios. Sin embargo, los electrodos de grafito tienen que importarse.

6. Se han hecho estudios de tipificación de los aceros no comunes para el mercado nacional. Como ciertos tipos de aceros se fabrican en algunos países por razones especiales, tales como la falta de componentes de aleación, y puesto que el Brasil importaba de casi todos los países, es natural que existiera en el mercado una cierta confusión. Después de atentos estudios se introdujo la tipificación y se cree que el presente margen de producción cubre la mayor parte de las aplicaciones de los aceros no comunes en el país. (Véase el cuadro 1.)

7. El acero se funde en 3 hornos eléctricos: a) un horno de alta frecuencia de 300 kg aproximadamente de capacidad para pequeñas piezas de acero de alta aleación y para algunos aceros especiales; b) un horno de arco de 4 toneladas, y, c) un horno de arco de 6 toneladas.

Un horno de arco de 15 a 20 toneladas se encuentra en construcción.

Las secciones de fusión, colada y moldeo ocupan una nave de 170 metros de longitud por 20 de ancho con naves laterales de 7,5 × 15 y 20 metros.

La colada de lingotes se hace en una nave especial en tamaños entre 150 y 3.000 kilogramos. Se llegará a 18 toneladas en un próximo futuro.

La preparación de la superficie de los lingotes y de las palanquillas durante las varias etapas de producción de los aceros no comunes es de la mayor importancia para la alta calidad; la limpieza de superficie se hace por torneado, desbarbado, cincelado neumático y amolado.

8. Los lingotes de 150 × 150 mm se reducen en un laminador de 360 mm de diámetro de cilindros en barras de hasta 60 mm como máximo y 10 mm como mínimo de diámetro. El laminador está movido en la actualidad por un motor de corriente alterna que va a ser sustituido por otro de corriente continua con una variación de velocidades de 80 a 250 revoluciones por minuto por medio de un grupo generador-motor.

Después de varios tratamientos térmicos las palanquillas laminadas y forjadas se llevan al taller de terminado en donde se enderezan, se pulen, se tornean y se someten a otros tratamientos térmicos o de acabado. En el departamento final de verificación se dispone de aparatos magnáflux y de ultra-sonido para la comprobación.

En un edificio por separado se ha montado un banco de estirado de 50 toneladas para barras. Tres rectificadoras sin centros se utilizan para el terminado de las barras en que las tolerancias de dimensión son del orden de milésimas de milímetro.

Se emplean en esta Sección 20 tratamientos térmicos especiales diferentes que utilizan en su mayor parte aceite combustible.

9. La forja se hace hoy con martillos de 2 toneladas y una prensa hidráulica de 500 toneladas. Las nuevas prensas hidráulicas de 2.000 y de 800 toneladas se instalarán en la Sección de Forja Pesada en un edificio que está actualmente en construcción y permitirá un aumento importante tanto en tonelaje como en dimensiones de las piezas terminadas. Se espera que la prensa de 2.000 to-

Cuadro 1

BRASIL: TIPIFICACIÓN DE ACEROS NO COMUNES*

	C	Si	Mn	Cr (Porcientos)	Ni	Mo	W	V
ACERO DE HERRAMIENTA:								
<i>Acero rápido:</i>								
VWK-5 ..	0,82	0,15	0,28	4,25		4,75	14,30	2,15
VW-Super	0,74	0,20	0,30	4,25			17,85	1,15
<i>Acero para trabajo en caliente:</i>								
VW-9	0,30	0,25	0,25	2,75			9,10	0,35
VPCW	0,38	0,90	0,30	5,05		1,35	1,15	0,25
VW-4	0,30	0,85	0,32	1,10			4,00	0,20
VMO	0,55	0,30	0,60	0,70	1,50	0,35		
<i>Acero para trabajo en frío:</i>								
VC-31	2,00	0,20	0,40	12,50			1,00	0,20
VC-130	1,80	0,20	0,40	12,50				0,20
VW-3	0,42	1,00	0,27	1,00		0,20	1,90	0,12
VW-1	1,15	0,24	0,20				1,10	0,12
VCO	0,54	0,27	0,40	0,95	3,25	0,30		
VND	0,95	0,25	1,25	0,50			0,55	0,10
VBL	1,00	0,30	1,10			0,35		
VC-13	0,85	0,27	0,30	1,20				0,20
<i>Acero de herramienta al carbono:</i>								
VETD	1,00	0,15	0,25					
VET-3	0,70	0,20	0,30					
ACERO INOXIDABLE Y RESISTENTE AL CALOR:								
<i>Acero inoxidable templado:</i>								
VC-150	0,35	0,40	0,40	14,00				
<i>Acero inoxidable no templado:</i>								
VCN-180	0,11	0,50	0,65	17,75	8,90			
VCN-182	0,11	0,50	0,65	17,75	8,90	1,75		
<i>Acero resistente al calor:</i>								
18-68	0,50	0,70	2,00	18,00	68,00			
25-20	0,25	1,50	2,00	25,00	20,00			
ACERO DE PROPIEDADES FÍSICAS ESPECIALES:								
<i>Acero para magneto permanente:</i>								
VPE	1,00		0,45	3,75				
<i>Acero de expansión térmica baja:</i>								
INVAR						36,00		
ACERO PARA CONSTRUCCIÓN MECÁNICA:								
<i>Acero aleado de cementación:</i>								
VA-15	0,15	0,27	0,55	1,20	3,25	0,12		
VM-20	0,17	0,27	0,55	0,55	1,80	0,25		
VB-20	0,20	0,27	0,80	0,50	0,55	0,20		
VA-35	0,35	0,27	0,55	1,20	3,25	0,12		
VM-40	0,40	0,27	0,70	0,80	1,80	0,25		
VB-30	0,30	0,27	0,80	0,50	0,55	0,20		
VB-40	0,40	0,27	0,87	0,50	0,55	0,20		
VB-50	0,50	0,27	0,87	0,50	0,55	0,20		
VN-50	0,50	0,27	0,80	0,95			0,15	
VR-40	0,40	0,27	0,80	0,80				
<i>Acero de aleación para muebles:</i>								
VR-50	0,50	0,27	0,80	0,80				
VR-60	0,60	0,27	0,87	0,80				
VS-60	0,60	2,00	0,85					

	C	Si	Mn	Cr (Porcientos)	Ni	Mo	W	V
<i>Acero al carbono:</i>								
VFC	0,15	0,25	0,45					
VT-20	0,20	0,25	0,45					
VT-30	0,30	0,25	0,75					
VT-38	0,38	0,25	0,75					
VT-50	0,50	0,25	0,75					
VT-60	0,60	0,25	0,75					
VT-70	0,70	0,25	0,75					
VT-80	0,80	0,25	0,75					
VT-95	0,96	0,25	0,40					
TIPO DE ACERO:								
VV-40	0,40	3,0	0,4	8,0				
VV-80	0,80	1,5	0,5	20,0	1,50			

* Existen hoy en el mercado dos nuevos tipos de acero para válvulas y piezas de automóvil.

neladas pueda funcionar a fines de 1957 y se puedan forjar lingotes de 18 toneladas de peso máximo.

Con el equipo existente y el que se está disponiendo, el taller será capaz de producir barras de acero de todas las composiciones usuales, piezas fundidas de hasta 25 toneladas y piezas forjadas de mayor peso aún.

10. El presente emplazamiento permite una considerable ampliación. Se podrían agregar dos hornos de fusión que incrementarían la producción hasta 50.000 toneladas de acero. El departamento de laminación podría ser ampliado en 150 metros, lo que permitiría enfrentar la creciente capacidad de fusión. Lo mismo puede decirse del taller de forja, que podría ser equipado con otras prensas y martillos.

Independientemente de los aceros laminados forjados y moldeados se proyecta construir piezas semiterminadas en la Sección de Forja y Fundición. Existe un taller mecánico que, de acuerdo con los planes previstos, será ampliado notablemente.

Se espera poder obtener dentro de 2 años piezas moldeadas de hasta 25 toneladas, piezas forjadas hasta casi 15 toneladas, usinadas o semi-usinadas, hasta las dimensiones máximas de las máquinas-herramientas que se van a instalar de los cuales son las principales:

- 1 torno vertical de un diámetro máximo de 4 m
- 1 torno horizontal de un diámetro máximo de 1,20 m por 8 m de longitud
- 1 cepilladora de 2,50 × 2,50 × 6 m de longitud
- 1 taladradora de 5".

1. Comparando el Brasil con otros países más desarrollados, se considera que debe lograrse en un futuro muy próximo un rápido desarrollo de la industria de aceros no comunes. El Brasil debe construir no sólo su propia maquinaria, sino que debe también desarrollar otras actividades, como por ejemplo, la construcción naval, aun cuando determinados elementos deban ser importados todavía (turbinas de vapor verbigracia).

Entre otros productos que pueden ser manufacturados en el Brasil se deben mencionar: maquinaria para fábricas de cemento; para refineries de petróleo, incluso envases; compuertas para centrales hidroeléctricas; equipos y accesorios para la exportación de petróleo; maquinaria de dimensiones medias para las industrias metalúrgicas como determinados laminadores; maquinaria de construcción de carreteras; maquinaria para laboreo minero y la preparación de minerales, etc.

Por el contrario, hay muchos elementos que no se pue-

den producir en el país por razón del mercado limitado. Entre ellos pueden citarse máquinas-herramientas de tamaño grande y mediano; turbinas de vapor y de gas; compresores rotativos (de aire y de gas) generadores grandes de alta velocidad movidos por turbina de vapor; equipos pesados para la industria del acero, como los grandes laminadores y los equipos para estirado en frío.

12. Aços Villares recibe asistencia técnica de una firma europea. Esta ayuda comprende dos aspectos principales: a) instrucción de técnicos en los nuevos procedimientos para la fabricación de aceros no comunes; los ingenieros brasileños visitan periódicamente la referida firma; b) la verificación de los resultados obtenidos en la fábrica brasileña por los especialistas de la firma europea, para lo cual éstos hacen visitas periódicas al Brasil.

Debe llamarse la atención sobre esta cuestión de asistencia técnica extranjera, pues se cree firmemente que un número considerable de industrias brasileñas que hasta ahora han trabajado sin asistencia alguna de otros países

más desarrollados debieran estudiar esta posibilidad. Aun cuando no hay duda alguna que ingenieros brasileños podrían desarrollar técnicas avanzadas, perderían en esto un tiempo precioso, ya que estas técnicas están totalmente desarrolladas en los países más industrializados. Se considera que el intercambio de conocimientos técnicos es una cuestión de interés nacional.

La mano de obra brasileña no difiere de la de cualquier otra parte del mundo. En general, no es capacidad laboral lo que falta sino dirección: jefes e ingenieros. Si un taller tiene ingenieros y jefes idóneos, el trabajador brasileño puede lograr una alta producción de calidad igual a la de cualquier otro país. Ninguna dificultad grande puede señalarse para la industrialización del país en cuanto al trabajo especializado, pero la formación profesional de cuadros técnicos de alta calificación es una cuestión que debe ser atendida por el gobierno a fin de lograr un progreso más rápido.

Inversiones y costos de producción en instalaciones de diversos tamaños adaptables a América Latina*

por F. RIEKEBERG

El desarrollo de la industria de los aceros no comunes¹ en un país se relaciona en general con las necesidades individuales que se presentan y con las circunstancias especiales a las que tiene que adaptarse. Estas circunstancias son muy diversas y se refieren, en lo esencial, al grado de evolución de la industria transformadora, que con ello plantea una mayor o menor demanda a la capacidad de producción de los a.n.c. en el país.

Teniendo en cuenta estas diferentes relaciones de los países que se están industrializando, este informe tratará de estudiar 4 supuestos respecto a la orientación que proceda señalar al desarrollo de una fabricación de a.n.c. para una demanda muy diferenciada. En estas consideraciones se sitúa el centro de gravedad en los costos de inversión y en la manera como los costos de producción puedan desarrollarse para diferentes calidades de aceros especiales.

I. FUNDAMENTOS DE LA EXPOSICIÓN

Por razón del bajo consumo de a.n.c. en la mayoría de los países latinoamericanos, se parte del supuesto de la unidad más pequeña de producción que corresponde a una explotación económica conforme a las experiencias de los países de alta industrialización.

Los demás supuestos respecto a las magnitudes de producción se plantean de modo que permitan lograr una estructura orgánica de las diferentes etapas de fabricación en armonía con un adecuado desarrollo. Hay que hacer notar sobre el particular que, como es natural, no es posible pasar de la magnitud más pequeña de producción a la más grande, sino que la posibilidad de la ampliación es sólo posible a partir de la etapa anterior. Esta limitación se refleja menos en las diferencias de magnitud de

los equipos de las unidades que en la necesidad de prever para las grandes unidades naves mayores y más sólidas, lo que es imprescindible para las acerías (puentes-grúa).

En este sentido, se han considerado los 4 supuestos siguientes para el establecimiento de una fábrica:

Caso I	700 toneladas de material terminado, por año = 1.200 toneladas de lingote
Caso II	5.000 toneladas de material terminado, por año = 8.000 toneladas de lingote
Caso III	12.000 toneladas de material terminado, por año = 20.000 toneladas de lingote
Caso VI	25.000 toneladas de material terminado, por año = 40.000 toneladas de lingote

Con las cifras relativamente bajas de la producción de los casos I y II sólo se puede considerar la producción de "aceros especiales". Con las cifras de producción más altas, de los casos III y IV, se puede considerar también los "aceros de calidad", en una producción de cierta magnitud, debido a la reducción del costo lograda por las mayores cifras. En el cuadro 1 se indica cómo se podrían diseñar los programas de producción de las fábricas de diversa magnitud dedicadas exclusivamente a los "aceros especiales".

Resulta claro que ese aspecto de la calidad adquiere una mayor proporción relativa en las pequeñas fábricas. En los casos III y IV se planteará en la práctica, en curso de la evolución, la posibilidad de sustitución de una mayor o menor cantidad de los grupos 1 de aceros de construcción, no aleados y del grupo 3 también de construcción, pero aleados, por aceros de calidad (simples, de muelles y de barras para molino, etc.). Sin embargo se considerará en esta exposición el caso teórico de la producción indicada a base de "aceros especiales", lo que no ejercerá influencia notable sobre la clase de las inversiones.

* Publicado originalmente como documento ST/ECLA/CONF. 4/LAIV-5.

¹ En este trabajo se les denominará a.n.c.

DISTRIBUCIÓN DE CALIDADES

	CASO I		CASO II		CASO III		CASO IV	
1) de construcción, sin aleación	80	7	1.500	19	4.000	20	9.400	24
2) de herramientas	150	12	640	8	1.400	7	2.500	6
3) de construcción, de aleación	300	25	3.660	45	10.000	50	20.000	50
4) de herramientas	500	42	1.500	19	3.000	15	4.500	11
5) acero rápido	70	6	300	4	600	3	600	1,5
6) acero inoxidable	100	8	400	5	1.000	5	3.000	7,5
Lingotes	1.200	100	8.000	100	20.000	100	40.000	100,0

La distribución de los programas de calidad en los casos III y IV se considerará tal como ocurre en la práctica en los países de alta industrialización con los "aceros especiales" propiamente dichos.

La distribución del caso I se adaptará a las condiciones que existen realmente en los países pequeños.

2. DESCRIPCIÓN DE LAS FÁBRICAS SUPUESTAS DE "ACEROS ESPECIALES"

a) Caso I

Producción anual. 700 toneladas de material terminado = 1.200 toneladas de lingote.

Programa de producción. Aceros rápidos para el trabajo de usinado de hierro y acero, los metales, la madera, etc.; aceros de herramienta, de aleación y no aleados para las diversas aplicaciones, como aceros para prensado en caliente; aceros para la producción de piezas de prensas de acero y metal; tornillería, tuercas y arandelas; aceros de herramientas para el trabajo en frío, para recortado y planchado; cuchillas de tijera; herramientas duraderas de percusión; herramientas de estampación, etc. El suministro se hace *solamente* en barras forjadas redondas o cuadrangulares de 6 a 200 mm o en dimensiones planas equivalentes hasta 350 mm como ancho mínimo. También discos, aros y piezas de forma sencilla para herramientas de toda clase.

Acería. La base para la producción del acero es una instalación de hornos de inducción (de frecuencia media) con revestimiento ácido; un horno de 1.000 kilogramos de capacidad y otro de 500 kilogramos, con dos equipos para 500 kilogramos cada uno, de modo que los dos, conjuntamente, permitan el servicio del horno de 1.000 kilogramos. Con esta disposición el trabajo resulta extremadamente versátil. Con la producción mensual indicada, de 100 toneladas de lingote, queda aún capacidad libre aplicable a la producción de acero moldeado.

La utilización de un horno ácido exige únicamente un mejor material de carga, puesto que el acero no se puede afinar en él. Hay que contar también con chatarra escogida, pobre en azufre, o lo que es más seguro, emplear, para aceros de alta calidad, la esponja de hierro (material sueco).

Peso de los lingotes. 800 a 1.000 kilogramos para piezas pesadas de forja; 400 para la gran masa de aceros; 200 para aceros de alta aleación, y 120 kilogramos para acero rápido.

Los lingotes han de prepararse antes del forjado, a fin de eliminar todas las faltas superficiales, por medio del debido torneado (la limpieza por flameado sólo es posible con las calidades blandas). La masa de aceros debe recalentarse antes del torneado.

Teniendo en cuenta la reducida producción, los equipos para el recalentamiento y el torneado, así como para limpieza ulterior, se pueden instalar en la misma nave de la acería.

Taller de forja. La producción reducida no permite instalar un tren de laminación. La elaboración se verifica *exclusivamente* por forjado.

Martillos necesarios. 1 de 1.500 kilogramos; 1 de 750; 1 de 400; 1 de 200, y 1 de 150 kilogramos.

Los martillos pequeños pueden ser de aire con accionamiento eléctrico; los grandes, debido al mayor efecto de percusión, es mejor que sean accionados por aire comprimido (eventualmente con aire calentado).

El rendimiento de los martillos indicados está, desde luego, por encima de la capacidad mensual de producción total, pero ello es necesario para establecer el escalonamiento del trabajo en las diferentes medidas de un programa mínimo de producción.

Los martillos más grandes tienen que disponer de una grúa pequeña de forja y cada uno de un horno de calentamiento del material. Para los pequeños martillos se puede contar con un horno para cada dos martillos, pero no es recomendable esta solución a causa de la diversidad de los materiales en cuanto a la calidad.

La nave de forja debe disponer de un puente-grúa, que sirve para el transporte del material y también para la reparación de los martillos. Para esto último resulta indispensable.

El ajuste del material forjado (después del tratamiento térmico necesario) requiere cierto número de sierras, amoladoras y dispositivos para el enderezamiento del material en barra, que eventualmente se dispone en una nave lateral anexa a la de forja. En esta nave lateral se instalarán también los hornos para el tratamiento térmico.

Para el mantenimiento hay que disponer de una edificación especial en la que se dispone la distribución de energía, la instalación de aire comprimido y el laboratorio físico y químico.

Fuerza eléctrica. Las necesidades de fuerza para completar la plena capacidad de la instalación son de 1,5 a 1,8 millones de KWH por año.

Todos los transportes se verifican por medio de camiones.

b) Caso II

Producción anual. 5.000 toneladas de material terminado = 8.000 toneladas de lingote.

Programa de producción. Programa del caso I, completado por *material laminado* en las siguientes medidas:

Redondo, cuadrangular, triangular, hexagonal entre 5 y 30 mm.

Planos hasta un máximo de 40 × 20 mm.

No se considera fleje ni alambre.

Acería. Horno de frecuencia media de 1.000 kilogramos y otro de 500, con dos equipos, como en el caso I.

Producción: 1.000 toneladas anuales.

1 horno eléctrico de arco de 6 toneladas de capacidad para 7.000 toneladas anuales.

Peso de los lingotes. Para el material de forja, máximo de 2.000 a 3.000 kilogramos, según las necesidades de las medidas.

Para la masa de acero en barras, pequeñas medidas forjadas, 400 kilogramos.

Para altas calidades, 200 kilogramos.

Para acero rápido, 120 kilogramos.

Todos los lingotes, salvo eventualmente los bloques de forja más grandes, se moldean en formas redondas.

Hornos de recalentamiento para los lingotes. Se considera que para la producción mensual de 650 toneladas, unas 450 a 500 tienen que ser recalentadas a fin de poderse trabajar debidamente, o sea 15 toneladas por día.

Hornos necesarios: 3 de 15 toneladas de carga cada uno con hogar móvil.

Magnitud de los hornos: hogar de $6 \times 1,3 \times 1,3$ metros. Cada horno puede recibir de una vez dos coladas.

Elaboración de lingotes. Supuesto: 500 toneladas mensuales para el torneado; solamente bloques redondos, utilizando metales duros en tornos modernos de gran rendimiento.

Rendimiento de un torno moderno: para bloques de 400 kilogramos, unos 500 lingotes por día = 20 toneladas.

Se necesita un torno para la producción mensual. Para los lingotes de 200 y 120 kilogramos en necesario un torno más pequeño. Para la inspección y para la limpieza ulterior de los bloques en bruto se necesitan bancos especiales de limpieza.

Los hornos para el recalentamiento de los bloques en bruto se instalan en una pequeña construcción anexa a la nave de acería. Cuando lo permite una buena instalación de transportes, los hornos pueden situarse también en la nave de recalentamiento del material terminado, lo que tiene la ventaja de que los hornos se pueden utilizar también para este último material. La disposición de los tornos se hace con arreglo a las facilidades de transporte.

En la construcción de las naves principales de la acería hay que prever la posibilidad de que en posibles ampliaciones ulteriores se necesiten sobre los puentes-grúas cargas mayores que al principio.

Elaboración ulterior del lingote en caliente. En un taller de "aceros especiales", como en el caso I, la mayor parte de la producción se compone de aceros de herramienta de alto valor, que en general se suministran en piezas forjadas. No hay ninguna dificultad en trabajar por forjado la producción escasa, diaria, de 4 toneladas de lingote.

Sin embargo, el programa de producción correspondiente al caso II exige para una gran parte, especialmente para los aceros de construcción, una laminación de productos terminados. Como hay que considerar en un 20 por ciento la proporción de los productos finales terminados por forjado, debe calcularse en 4.000 toneladas el material de laminación que aportarían los lingotes colados. La cantidad de lingotes que se somete a elaboración es de 20 a 25 toneladas, muy reducida para que pudiera recomendarse económicamente la instalación de un laminador de desbaste.

En este caso, no hay más remedio que recurrir a la instalación de una prensa de desbaste con la cual se pueden

forjar económicamente cantidades reducidas, sobre todo palanquillas de 120-150 mm², para alimentación de trenes pequeños.

En ese caso bastaría una prensa de 500 toneladas, pero se considera más adecuada una moderna prensa rápida hidráulica de múltiples etapas, de 1.000 toneladas, porque con ella es posible forjar también lingotes de 1 a 3 toneladas y más, lo que es importante para el programa de fabricación de un taller de "aceros especiales". La producción total diaria de la acería se puede forjar con la prensa en un turno de 8 horas. Como el 20 por ciento de la cantidad total hay que elaborarlo ulteriormente como material de forja, el resto, o sea el 80 por ciento —unas 500 a 550 toneladas— se forjaría en palanquillas de 120 a 150 mm que se pasarían ulteriormente por el tren preparador de la laminación. La reserva de rendimiento de que dispone una prensa de forja de esta clase se considera como previsión para la capacidad de desarrollo de los países latinoamericanos; dicha reserva se logra mediante la construcción de los necesarios hornos de recalentamiento para los lingotes, así como la de un horno de 10 toneladas por hora de capacidad.

Del mismo modo, la construcción de las naves hay que preverla en relación con ulteriores ampliaciones, para utilizar puentes-grúas de mayor capacidad de carga.

La parte de la producción total que ha de obtenerse por el forjado es de 80 a 100 toneladas de material terminado por mes. Esta cantidad requiere los mismos martillos con igual escalonamiento de magnitud que en el caso I. Sin embargo, se puede prescindir del martillo de 1.500 kilogramos, porque el trabajo destinado a él en el caso I puede transferirse a la prensa de 1.000 toneladas.

Las demás instalaciones del taller de forja son las mismas del caso I, pero el ajuste necesitará una ampliación de maquinaria porque, como es natural, la prensa de forja no sólo es un equipo de producción de palanquillas para la laminación sino que también sirve para producir piezas pesadas de forja.

Taller de laminación. 1 tren preparador trío de dos cajas, de 450 mm; 1 doble tren dúo de cinco a seis cajas, de 300 mm.

La laminación tiene que disponerse en tal forma que permita una ampliación de cajas para laminar fleje y alambre. Por eso, el motor no debe ser de menos de 1.000 caballos. El ajuste se dispondrá en una prolongación de la nave de laminación. Se necesitará una enderezadora para material en barra ligero y pesado, así como cierto número de sierras, amoladoras y dispositivos de verificación.

1 grúa de 15 toneladas para la nave de laminación.

1 grúa de 5 toneladas para transporte de material.

La tornería de la laminación, en razón de la escasa necesidad de ella para un tren de laminación, puede disponerse en el mismo taller general de reparaciones.

Hornos y tratamiento térmico. Producción: 300 toneladas para recalentamiento y 50 para tratamiento térmico.

En previsión de las ampliaciones ulteriores, hay que disponer una edificación especial con un puente-grúa de 5 toneladas.

Hornos. 1 horno para material pesado de forja, $6 \times 1,8$ m; 2 hornos para calentamiento en tubos, $6 \times 1,5$ m; 2 a 3 hornos para tratamiento térmico de diferentes tamaños.

El mantenimiento y las instalaciones de fuerza eléctrica, aire comprimido, etc. se dispondrán en edificaciones especiales según las necesidades.

Necesidades de energía. De 10 a 12 millones de KWH por año.

Un taller de esta magnitud de producción puede haberse desarrollado a partir de un taller del caso I. Entonces habrá que reforzar los transportes, si es necesario por medio de camiones. Pero si el taller es de nueva instalación y se prevé su ampliación con arreglo al caso III, entonces hay que asegurarse de la posibilidad de un enlace ferroviario.

c) Caso III

Producción anual. 12.000 toneladas de material terminado = 20.000 toneladas de lingote.

Programa de producción. En cuanto a las diferentes medidas, hay que seguir el programa del caso II. Sin embargo, para el material laminado hay que ampliarlo como sigue:

Redondo y cuadrangular hasta 100 mm.

Plano hasta 80 X 20 mm.

Banda o fleje, hasta 150 mm de ancho.

Alambre de 6 a 12 mm.

Acería. Dos hornos de frecuencia media, uno de 1.000 kilogramos y otro de 500, como en el caso I.

Producción. 1.000 toneladas anuales.

Dos hornos eléctricos de arco, uno de 6 toneladas de capacidad para una producción de 7.000 toneladas anuales, y otro de 12 toneladas, para 12.000 toneladas anuales.

Producción total: 20.000 toneladas.

La producción indicada se puede lograr por una ampliación de la capacidad de fusión del caso II.

Si se quiere lograr la misma producción en una nueva instalación, deberá preverse para las naves y la disposición general de los hornos la posibilidad de una ampliación ulterior, para llegar a la producción del caso IV.

Para producciones mayores resulta recomendable, precisamente en los talleres de "aceros especiales", no verificar todos los trabajos necesarios para la fusión en una nave principal, sino en varias naves paralelas. Por esta razón, para una acería de la producción indicada se dispondrá una nave para los hornos y una nave de colada que pueda ampliarse ulteriormente con varias naves paralelas, en especial hacia el lado de la nave de colada.

Hay que tener en cuenta que, en las naves de colada, la construcción para los puentes-grúa debe preverse lo suficiente como para poder trabajar después, en caso de ampliación, con puentes-grúa de una capacidad de carga correspondiente para el trabajo de moldeo.

Los hornos de una acería, aislados, lo mismo si se trata de hornos eléctricos que de hornos Martin-Siemens, se sitúan en alto, de tal manera que la plataforma de trabajo del horno quede a determinada altura del piso de la nave de colada.

Peso de los lingotes. Como en el caso II.

Para material de forja correspondiente a la ampliación del programa de fabricación, el peso del lingote se eleva a 5 y hasta a 8 toneladas. En su mayor parte, la producción, especialmente de acero de construcción, permite partir de lingote de 800 a 1.000 kilogramos de peso.

Hay que pensar, sin embargo, en disponer las medidas correspondientes para trabajar con los lingotes más pesados.

Con estos lingotes mayores, se pasa de la forma redonda a la cuadrada, pues para una ampliación ulterior de la producción hay que pensar en un tren de laminación en que sólo se pueden pasar los lingotes cuadrangulares. También serán necesarios, por esto, tornos especiales para el

torneado de estos bloques cuadrangulares en bruto. La elaboración ulterior en caliente de los lingotes se verifica en la misma forma que en el caso II. La prensa de forja de 1.000 toneladas tiene un rendimiento tal, que permite la producción mayor en dos turnos.

Para la producción mensual de 1.000 toneladas se pueden considerar 300 toneladas para la forja, lo cual es posible con los mismos equipos del caso II. El ajuste del material terminado requiere una o dos sierras circulares pesadas, sierras de estribo y una prensa de enderezar.

Taller de laminación. La producción mensual de 700 toneladas de material laminado exige de 830 a 850 toneladas de tochos procedentes de la prensa de desbaste.

Para la laminación previa basta el mismo tren preparador del caso II.

La diferencia esencial de la laminación, en relación con el caso II, consiste en la necesidad de ampliar el programa de laminación con dos trenes terminadores dobles, dúos, que se complementan, uno de 380 mm con 5 ó 6 cajas, y otro de 270 mm, también con 5 ó 6 cajas.

Así, para la laminación de los "aceros especiales" sólo se dispondrá de trenes dobles, dúos. Los diámetros indicados para los cilindros de ambos trenes terminadores no satisfacen cumplidamente, pues el tren de 270 es demasiado pesado para laminar las dimensiones más pequeñas que se necesitarán y el de 380 es demasiado ligero para las medidas mayores. Sin embargo, se ha tenido que seleccionar un tipo favorable intermedio que en la mayoría de los casos se adapta a los diámetros indicados.

Para abarcar el mercado completo de los "aceros especiales" hay que prever, en ambos trenes la laminación de banda o fleje y en el pequeño, la de alambre como trabajo supletorio, para lo cual es necesario instalar las correspondientes devanaderas.

En este caso, la disposición de los trenes debe establecerse de tal manera que el acero en barras salga en una dirección y la banda de alambre en la otra.

La capacidad de los trenes se cifra en un múltiplo del rendimiento necesario, lo que en un taller de "aceros especiales" es inevitable. Para cada turno se utilizará sólo un equipo de personal que trabajará alternadamente en los dos trenes. Esto es necesario porque la reducida cantidad de las medidas aisladas obliga a un cambio frecuente de cilindros. Para cada tren, no obstante, se necesita un horno propio, lo cual, en razón de la diversidad de calidades, es de todos modos imprescindible, por tener que trabajar con temperaturas distintas.

La disposición del ajuste será la misma que en el caso II, pero necesita una ampliación de las máquinas aisladas correspondiente a la doble producción.

Hornos y tratamiento térmico. Como en el caso II. Serán necesarios dos o tres hornos más. Las instalaciones de mantenimiento, así como las de energía, corresponden a la producción.

Fuerza eléctrica. 22 a 26 millones de KWH anuales a plena utilización de la capacidad.

d) Caso IV

Producción anual. 25.000 toneladas de material terminado = 40.000 toneladas de lingote.

Programa de producción. Calidades indicadas en el cuadro I. El programa de laminación es el mismo que el del caso III.

El programa de forja se amplía según el mayor grado técnico de desarrollo del taller, en medidas mayores y

secciones distintas (por ejemplo, rodillos para varias clases de instalaciones).

Acería. Hornos como en el caso III con la adición de 1 horno eléctrico de arco de 20 toneladas de capacidad = 20.000 toneladas de lingote anuales, o bien 1 horno Martin-Siemens de 25 a 30 toneladas de capacidad = 20 a 25.000 toneladas de lingote por año.

Producción total: de 40 a 45 mil toneladas de lingote.

En un taller de la magnitud del caso IV, la demanda de acero de construcción, aleado y no aleado, es tan importante que hay que reflexionar si, en razón de los costos de inversión, es conveniente instalar un horno Martin-Siemens, en el que la gran masa del acero de construcción se puede fundir con ventaja. Por eso se aconsejan, alternativamente, el horno eléctrico de 20 toneladas y el horno Martin-Siemens.

(Hay que señalar la atención al hecho de que la fusión de aceros aleados de alto valor en el horno eléctrico de arco es más sencilla y más variable que en el horno Martin-Siemens. Si no hay una diferencia notable en los costos de producción, será preferible el horno eléctrico.)

Todos los puntos referentes al caso IV, en relación con la inversión para el taller de acero, son los mismos que para el caso III. La cuestión de la construcción y estructura de las naves de la acería adquiere una importancia mayor que en el caso III.

Cuando se instala un taller nuevo de esta magnitud, hay que pensar en un desarrollo considerable del país y esperar, por lo tanto, una importante ampliación ulterior del programa de producción. Por eso no debe proyectarse demasiado en pequeño, sino prever siempre, en los edificios de la acería, la posibilidad de agregar unidades mayores de fusión, y de ampliar las naves.

Pesos del lingote. Como en el caso III. Como el programa de producción en el trabajo sucesivo por laminación y forja no varía en relación con la calidad ni las dimensiones difieren con respecto al caso III, sólo hay que tener en cuenta en las instalaciones de laminación y forja la mayor cantidad de material en todas las etapas de producción.

Un complemento especial para el taller de forja será la instalación de un martillo de 3.000 kilogramos accionado por aire comprimido; en cuanto al resto, los equipos son iguales, ya que la capacidad de los mismos se adapta también a la mayor producción. Sin embargo, es necesario trabajar con mayor número de turnos.

Desde luego, el taller de calentamiento y tratamiento térmico ha de ampliarse con algunos hornos y todas las instalaciones accesorias han de adaptarse a esta mayor producción.

La distribución de la producción en la laminación y en la forja en general se relaciona con la ampliación absoluta de la producción, del mismo modo que en los casos II y III. El taller de forja trabajará de 8 a 10 mil toneladas de lingotes y la laminación de 30.000 a 32.000 toneladas. Estas últimas cifras se aproximan a los límites superiores que hacen posible la producción de palanquillas de 120 a 150 mm² para ser laminadas en la prensa de desbaste de 1.000 toneladas, según el plan de instalación del caso IV. Hay que tener en cuenta además que la prensa de 1.000 toneladas no sólo sirve para la forja previa de lingotes en palanquilla, sino también para la obtención de piezas forjadas pesadas de todas clases, que deben considerarse en el programa de fabricación de un taller de "aceros especiales". Para una ampliación de la producción

superior a la del caso IV, debe reflexionarse sobre los siguientes extremos: a) hay que disponer una segunda prensa de desbaste si se quiere mantener limitada la laminación a palanquilla de 120 a 150 mm²; b) si se quiere forjar palanquilla de 200 a 250 mm², habrá que instalar un tren preparador más pesado; c) si se prevé una ampliación considerable, procede instalar un tren desbastador.

La solución de este problema depende de las circunstancias que concurren en cada caso particular.

En este informe, al exponer las inversiones, se ha examinado exclusivamente el caso de un laminador de desbaste, sin tener en cuenta otras consideraciones.

3. COSTO DE LAS INVERSIONES PARA LOS CUATRO TALLERES DE "ACEROS ESPECIALES" QUE SE HAN SUPUESTO

En el cuadro 2 se indican los costos de inversión necesarios para instalar los talleres correspondientes a la descripción que antecede.

Respecto a las cifras del cuadro, hay que hacer las siguientes observaciones. Todos los costos se basan en los precios de un país europeo de alta industrialización en junio de 1956. Como costos para los equipos se tienen en cuenta los precios de suministro, sin recargo de transporte. Las cifras comprenden los costos de cimentación y montaje, así como los de motores.

En los equipos más importantes —hornos eléctricos, trenes de laminación, martillos de forja, et.—, los dispositivos de transporte correspondientes —rodillos, carros, grúas, manuales para los martillos, etc.— están incluidos en los costos. Los puentes-grúa se mencionan separadamente. En los edificios se especifica en cada caso el tipo de construcción necesario para los diferentes trabajos y la carga de los puentes-grúa requeridos en una etapa sucesiva de mayor producción. Se incluyen en los costos las construcciones sencillas para oficinas.

De igual modo, las dimensiones de los hornos de forja y laminación en los casos II y III se prevén para la necesidad de la producción en una etapa sucesiva de mayor producción.

Los precios unitarios para las naves de taller por metro cuadrado varían en relación con las necesidades de construcción y corresponden a las condiciones europeas (sobrecargas por nieve).

Para los edificios y máquinas de mantenimiento se consideran promedios de valor, como es probable que fuesen necesarios. Las cifras pueden en la práctica ser mayores o menores, según que haya o no la posibilidad de efectuar reparaciones fuera de la fábrica.

Los totales de las instalaciones y las inversiones se refieren a la utilización de la plena capacidad prevista para cada caso. En la construcción de las fábricas puede procederse, como es natural, al montaje por etapas de los equipos aislados, dentro del plan de desarrollo de la producción.

La instalación total exige los siguientes costos de inversión por tonelaje anual de producción:

Caso I — 643 dólares

Caso II — 496 "

Caso III — 313 "

Caso IV — 218 "

Caso IV, instalando un laminador de desbaste — 268 dólares.

Los anteriores costos no incluyen los correspondientes

PRODUCCIÓN DE ACERO TERMINADO Y COSTOS DE INVERSIÓN

Producción de acero terminado	Caso I	Caso II	Caso III	Caso IV	Caso I	Caso II	Caso III	Caso IV
	700 t	5.000 t	12.000 t	25.000 t	Inversiones: costo en miles de dólares Precios: condiciones europeas, jun. de 1956			
<i>Acería</i>								
1. Lingote total/año	1.200 t	8.000 t	20.000 t	40.000 t				
2. Horno de inducción	1.000 kg	1.000 kg	1.000 kg	1.000 kg	150.0	150.0	150.0	150.0
3. Horno de inducción	500 kg	500 kg	500 kg	500 kg				
4. Horno eléctrico de arco	—	6 t	6 t	6 t	—	200.0	200.0	200.0
5. Horno eléctrico de arco	—	—	12 t	12 t	—	—	250.0	250.0
6. Horno eléctrico de arco	—	—	—	20 t	—	—	—	450.0
7. Horno de solera (alternativa)	—	—	—	30 t	—	—	—	(500.0)
8. Puentes-grúa y de colada	1-5 t.	2-5/15 t	4-5/25 t	8-5/50 t	15.0	40.0	100.0	250.0
9. Patio de chatarra y grúas	200 m ²	500 m ²	1.000 m ²	2.500 m ²	15.0	40.0	70.0	175.0
7. Inversiones especiales para fosa de colada y tolvas de aleación, etc.	—	—	—	—	—	30.0	80.0	150.0
8. Edificios para acería	400 m ²	1.500 m ²	2.500 m ²	4.500 m ²	60.0	180.0	330.0	750.0
9. Recocido de lingote (ton/mes)	80 t	500 t	1.500 t	2.600 t				
hornos necesarios	—	3×15 t	2×15 t	4×15 t	—	60.0	45.0	90.0
hornos necesarios	—	—	4×25 t	8×25 t	—	—	120.0	240.0
10. Tornos para reajuste	1	2	5	10	7.0	50.0	125.0	250.0
					247.0	750.0	1.470.0	2.955.0
Depreciación e interés: 10% por año sobre el acero bruto, por ton:					20.60\$	9.38\$	7.35\$	7.39\$
11. Prensa de desbaste	—	1.000 t	1.000 t	1.000 t	—	450.0	450.0	450.0
12. Manipulador de forja	—	1	1	1	—	50.0	50.0	50.0
13. Horno de calentamiento	—	10 t/h	10 t/h	10 t/h	—	90.0	90.0	90.0
Martillos de forja								
14. 3.000 kg + horno + grúa	—	—	—	1	—	—	—	130.0
15. 1.500 kg + horno + grúa	1	—	1	1	90.0	—	90.0	90.0
16. 750 kg + horno + grúa	1	1	1	1	50.0	50.0	50.0	50.0
17. 400 kg + horno + grúa	1	1	1	1	35.0	35.0	35.0	35.0
18. 200 kg	1	1	1	2	9.0	9.0	9.0	18.0
19. 150 kg + horno	1	2	2	2	15.0	22.0	22.0	25.0
20. Máquinas de reajuste para materiales de forjado								
21. Edificio para taller de forjado	1.000 m ²	1.500 m ²	1.800 m ²	2.200 m ²	120.0	200.0	240.0	300.0
22. Grúas móviles	1-5/7 t	1-25 t	1-25 t	1-25 t	15.0	40.0	40.0	40.0
					349.0	976.0	1.136.0	1.358.0
Depreciación e interés: 10% por años sobre desbastes, terminados por ton:					—	9.22\$	3.69\$	1.84\$
Depreciación e interés: 10% por año sobre material forjado term., por ton:					49.86\$	40.21\$	22.75\$	16.0\$
<i>Laminador de desbaste</i>								
23. Laminador de desbaste								
Dúo reversible, completo	—	cajas	cajas	cajas	—	—	—	(2.00.0)
24. Laminador-preparador, 450 m/m, trío	—	2-stands	2-stands	2-stands	—	250.0	250.0	250.0
25. Doble dúo — 380 m/m	—	—	6 stands	6 stands	—	—	500.0	500.0
26. Doble dúo — 300 m/m	—	6 stands	—	—	—	380.0	—	—
27. Doble dúo — 270 m/m	—	—	6 stands	6-stands	—	—	250.0	250.0
28. Bobinas para bandas (4) y alambón	—	—	x	x	—	—	160.0	160.0
29. Tijeras y transportes	—	x	x	x	—	50.5	120.0	120.0
30. Hornos	—	2	3	3	—	150.0	225.0	225.0
31. Grúas móviles	—	2	3	4	—	50.0	75.0	100.0
32. Máquinas de reajuste	—	x	x	x	—	120.0	150.0	270.0
33. Máquinas para el torneado de cilindros, rectificación, etc.								
34. Edificios	—	2.500 m ²	5.000 m ²	7.000 m ²	—	320.0	550.0	700.0
						1.400.0	2.430.0	2.775.0
Depreciación e interés: 10% por año sobre material laminado terminado, por ton:					—	35 \$	25.30\$	13.88\$
<i>Taller de recocido y tratamiento térmico</i>								
35. Hornos para material pesado	—	1	1	2	—	40.0	40.0	80.0
36. Hornos para recocido en tubos	2	3	4	8	30.0	50.0	90.0	180.0
37. Hornos para tratamiento térmico	3	3	3	5	15.00	30.0	60.0	100.0

Cuadro 2 (Continuación)

	I	I	2	—	20.0	20.0	40.0
38. Grúas móviles.	1.000 m ²	1.300 m ²	1.800 m ²	—	100.0	130.0	180.0
39. Edificios.							
				45.0	240.0	340.0	580.0
Depreciación e interés: 10% por año sobre material terminado, por ton:				6.40\$	4.80\$	2.83\$	2.72\$
40. <i>Conservación.</i>							
Edificios y máquinas.				40.0	150.0	200.0	250.0
41. Energía, eléctrica, aire comprimido, agua, vapor, etc.				75.0	400.0	600.0	700.0
42. Laboratorio, departamento de inves- tigación.				15.0	50.0	75.0	100.0
				130.0	600.0	875.0	1.050.0
Depreciación e interés: 10% por año sobre material terminado, por ton:				17.10\$	12.—\$	7.29\$	4.20\$
<i>Total.</i>							
I — 10. Acería.				247.0	750.0	1.470.0	2.955.0
II — 22. Prensa de desbaste y taller de forjado.				349.0	976.0	1.136.0	1.358.0
					1.400.0	2.430.0	2.775.0
23 — 34. Laminador.				45.—	240.0	340.0	580.0
35 — 39. Tratamiento térmico.				130.0	600.0	875.0	1.050.0
40 — 42. <i>Conservación, etc.</i>							
Costos de inversión por tonelada de producción de acero bruto (lin- gote) por año, sin incluir valor del terreno, edificios auxiliares, medios de transporte, caminos, cercados, etc.				771.0	3.966.0	6.251.0	8.718.0
				643 \$	496 \$	313 \$	218 \$
Con laminador de desbaste.							268 \$

a terrenos, edificios anexos de todas clases (por ejemplo, para administración, instalaciones de transporte —enlaces ferroviarios, material rodante—, calles, disposiciones especiales, residencias, etc.). En las condiciones europeas se calculan estos suplementos de un 40 a un 80 por ciento sobre los costos netos de las instalaciones técnicas.

4. COSTOS DE PRODUCCIÓN DE LOS ACEROS ESPECIALES

Los costos de producción en una fábrica de acero que produce aceros ordinarios de "cantidad" dependen esencialmente de la cifra total de producción y de la capacidad en toneladas en la unidad de tiempo. Por tal motivo, estas fábricas tienen una capacidad muy grande y es importante la comparación de costos entre fábricas de diversa magnitud.

Después de exponer los costos de inversión para los aceros especiales en fábricas de diversa magnitud, conforme se indica en la sección anterior, puede parecer al profano que también interesa hacer una comparación de costos de producción entre los cuatro casos señalados.

Como se irá indicando más adelante, en el desarrollo de la producción incipiente de los aceros no comunes en los diferentes países, es menos importante un estudio comparativo de tal especie que una exposición del cálculo de costos de una fábrica productora de aceros especiales, bastante complicado, y observar cuán diferentes son los costos de las diversas calidades en los diferentes procesos de fabricación. Las numerosas calidades exigen un tratamiento muy diverso en la fundición y elaboración ulterior, lo que a veces es tan difícil que sólo se puede lograr una reducida producción en la unidad de tiempo. En los aceros rápidos, por ejemplo, es necesario un calentamiento lento y muy cuidadoso del material antes de someterlo al trabajo de forja o de laminación, con lo que los gastos de calentamiento se elevan considerablemente.

La producción de todos los aceros especiales tiene lugar en numerosas medidas y, teniendo en cuenta el precio

elevado de los aceros, las diferentes medidas se producen en muy pequeñas cantidades, lo que eleva considerablemente el costo de producción. En las altas calidades ejerce gran influencia el desperdicio de fabricación, que es relativamente alto, de tal modo que el rendimiento del producto terminado en relación con el lingote sólo alcanza del 60 al 65 por ciento. La mención de estos pocos ejemplos indica los numerosos factores que hay que tener en cuenta y el gran alcance del cálculo de costos en una fábrica de aceros especiales cuando se quiere llegar a cifras correctas, lo que es absolutamente necesario para la formación de precios de las numerosas calidades.

En los cuadros 3 a 7 se expone el cálculo de los costos de producción para la fábrica supuesta del caso II y para las cantidades y calidades que se han indicado en el cuadro I, con excepción de los aceros inoxidable. Este grupo se ha eliminado para facilitar la exposición.

Hay que señalar que todo el cálculo se ha realizado en forma teórica, pero que las cifras indicadas corresponden, desde todos los puntos de vista a las circunstancias reales, tal como se presentan en una fábrica de la magnitud del caso II.

Las cifras de rendimiento y de las pérdidas de material por desperdicios de fabricación en todo el proceso de manufactura responden en las diversas calidades a cifras de muchos años de experiencia de una explotación práctica.

La idea esencial de la exposición, por medio de los ejemplos de las cinco calidades supuestas, es mostrar que el desarrollo de los costos de producción se estructura de una manera muy distinta en uno y otro caso y señalar la gran importancia, para una fábrica de aceros no comunes y especialmente de aceros especiales, de organizar un cálculo cuidadoso de costos para todas las calidades producidas. Desde luego, todos los aceros de composición química muy similar pueden concentrarse en un grupo. Sin embargo, en cuanto la elaboración, aun para igual proporción de aleación, tenga que ser distinta —por

CASO II: COSTOS DE FUNDICIÓN DE LOS ACEROS ESPECIALES

Horno eléctrico de arco de 6 toneladas

	I De construcción sin aleación 125 Carbono medio		II De herramientas sin aleación 50 Alto carbono		III De construcción de aleación 300 Aleación media		IV De herramientas de aleación 125 Aleación de alto carbono		Acero rápido 25 Alta aleación	
	A	B	A	B	A	B	A	B	A	B
1. Producción en toneladas mensuales (lingote)										
2. Calidades										
3. Material										
a) Chatarra	98,9	5,07	99,5	5,13	97,2	5,02	86,2	4,40	78,6	4,05
b) Total de aleaciones	—	—	—	—	2,0	0,98	13,0	8,65	20,6	101,70
c) Mn, Al, Si, etc.	1,1	0,33	0,5	0,17	0,8	0,25	0,8	0,25	0,8	0,25
4. Tot. insumo de material	100,0	5,40	100,0	5,30	100,0	6,25	100,0	13,30	100,0	106,00
5. Pérdida de fundición y chatarra 8%:										
Producción 92%:		5,90		5,75		6,80		14,50		115,00
6. Crédito por chatarra		0,15		0,15		0,15		0,25		1,40
7. Prod. de material		5,75		5,60		6,65		14,25		113,60
8. Adiciones, Cal, etc.		0,15		0,30		0,15		0,30		0,40
9. Costo del material		5,90		5,90		6,80		14,55		114,00
	Total Mensual (Dólares)		B		B		B		B	
10. Costo en la instalación de fundición										
a) Salarios, sueldos, leyes sociales	1,950	0,35		0,35		0,35		0,35		0,39
b) Energía eléctrica 1,84 ctvs./KWH	10,220	1,82		1,82		1,82		1,82		2,10
c) Electroodos	1,800	0,32		0,32		0,32		0,32		0,32
d) Material auxiliar	2,000	0,36		0,36		0,36		0,36		0,42
e) Foso de colada	2,500	0,45		0,45		0,45		0,45		0,45
f) Lingoteras	1,340	0,24		0,24		0,24		0,24		0,24
g) Reparación, conservación ..	950	0,17		0,17		0,17		0,17		0,17
h) Vapor, agua	80	0,01		0,01		0,01		0,01		0,01
i) Transporte, plaza de chatarra	1,000	0,18		0,18		0,18		0,18		0,18
j) Gastos gen. de fábrica excl. adminis.	1,300	0,23		0,23		0,23		0,23		0,23
k) Laboratorio, Depto. de investigación	1,380	0,21		0,21		0,25		0,25		0,43
l) Rechazos y product. terminados devueltos: 3%		0,16		0,16		0,18		0,32		2,06
11. Costo total de fundición	24,520	4,50		4,50		4,56		4,70		7,00
12. Recocido de lingot.	1,120	—		0,26		—		0,26		0,26
13. Torneado de lingot.		0,50		0,51		0,53		0,77		4,40
14. Desbarbado de lingot.		0,10		0,10		0,10		0,10		0,10
15. Total del 12 al 14 más 11 ...		5,10		5,37		5,19		5,83		11,76
16. Costo del material línea 9 ...		5,90		5,90		6,80		14,55		114,00
17. Costo total de los lingotes ...		11,00		11,27		11,99		20,38		125,76

A = Kilogramos.

B = Dólares por 100 kilogramos de material.

ejemplo, a causa de una mayor diferencia en el contenido de carbono— es menester efectuar también cálculos separados.

En la exposición de los cuadros hay que observar lo siguiente:

a) *Cuadro 3. Costo de fusión.* Para todos los precios de materias primas, personal, combustible, fuerza eléctrica, material de explotación, etc., las cifras de costo corresponden a las condiciones de trabajo de una fábrica europea en junio de 1956.

Para la distribución de los gastos de fusión (línea 10), hay que fijar cuotas de distribución por calidades aisladas. La distribución ha de hacerse de tal modo que los costos

correspondan aproximadamente a las condiciones reales. La distribución no se efectúa sólo por el peso (toneladas), sino también en determinados rubros según el tiempo o por el factor dominante por ejemplo, 10 a, 10 b y 10 i).

En lo posible, en los rubros de gravitación importante como 10 b (fuerza eléctrica), debe hacerse una adscripción del consumo de fuerza a cada fundición, de manera que estos costos comprendan exactamente la calidad correspondiente y se incluyan en el cálculo de costos. En el rubro de la línea 13 (torneado de lingotes) se incluyen, naturalmente, no sólo los costos para el trabajo mecánico del torneado, sino también el valor del desperdicio de

Cuadro 4

COSTOS DE PRODUCCIÓN DEL FORJADO

(Dólares)

CASO II: Acero terminado	5.000 toneladas anuales
Lingote	8.000 toneladas anuales
Forjado en la prensa de tochos	8.000 toneladas mensuales
Producción de palanquilla	6.400 toneladas mensuales

(5.120 toneladas para laminación, 1.280 toneladas para los martillos)

	Total mensual
18. Costos generales del taller de forja:	
a) Salarios	670
b) Leyes sociales	640
c) Energía eléctrica, aire comprimido	1.640
d) Material auxiliar	190
e) Reparaciones, conservación	790
f) Transportes	480
g) Gastos generales de fábrica sin incluir administración	1.550
	<u>5.960</u>

Distribución entre la prensa y los martillos de acuerdo con especial relación a toneladas y tiempo.

	Total	Prensa	Martillos		
			750 kg	400 kg	200/150 kg
Producción mensual; toneladas		625	53	35	14
19. Gastos generales del taller	5.960	4.660	525	275	500
20. Salarios productivos	1.300	400	275	225	400
21. Costo del calentamiento	17.000	12.700	1.500	1.000	1.800
22. Costo total de producción	24.260	17.760	2.300	1.500	2.700

material. Esto aclara, por ejemplo, las cifras dadas por 100 kilogramos que son consecuencia de que el porcentaje de desperdicio en los aceros de alta aleación (rápidos) es más elevado que en los de aleaciones más bajas o

en los aceros no aleados. Desde luego, ha de tenerse en cuenta el valor del desperdicio de material (virutas de torneado) y computarlo debidamente.

En el cuadro 3 sólo se considera el cálculo de costo para la explotación correspondiente al horno eléctrico de arco de 6 toneladas. El cálculo de costos para la fundición de los aceros se determinará en el mismo sentido, para los hornos de inducción de 1.000 y de 500 kilogramos. Estos costos son naturalmente mayores. Las experiencias prácticas de diversas fábricas han mostrado que los mayores costos alcanzan las siguientes cifras:

En los aceros de construcción no aleados (I), en los aceros de herramientas no aleados (II), y en los aceros aleados de construcción (III), un 20 por ciento aproximadamente,

en los aceros aleados para herramienta (IV), alrededor del 10 por ciento, y en los aceros rápidos (V), de 2½ a 3 por ciento, aproximadamente.

b) Cuadro 4: Costo de producción del forjado. La producción total de lingotes pasa por la prensa de desbaste o de tochos. Esta prensa por razones de conveniencia, se considera dentro de un mismo conjunto de explotación con los martillos de forja.

El cálculo de costos se verifica reuniendo todos los gastos generales de la fábrica, como se indica en la línea 18, y distribuyéndolos sobre la prensa y los distintos martillos, como se señala en la línea 19. Esta última distribución se verifica con arreglo a cuotas de distribución que se tienen que calcular para los rubros (a) a (g) de la línea 18. Se realiza conforme al peso (toneladas) o al tiempo, según la influencia real que en promedio tengan la prensa o los diferentes martillos en la elaboración. Se considerarán siempre muy esencialmente los salarios productivos (línea 20) y los costos para el calentamiento de material (línea 21). La línea 21 muestra la extraordinaria participación que tienen estos costos en los de forjado y lo importante que es, por lo tanto, fijarlos con precisión. En los costos de calentamiento se incluyen naturalmente los costos ordinarios de conservación de los hornos. La línea 22 representa entonces los gastos generales de explota-

Cuadro 5

COSTOS DEL FORJADO DE PALANQUILLA EN LA PRENSA

(Dólares)

	Costo total de prensa	I De construcción sin aleación 100		II De herramientas sin aleación 40		III De construcción de aleación 240		IV De herramientas de aleación 100		V Acero rápido 18	
		Total	Por 100 kg	Total	Por 100 kg	Total	Por 100 kg	Total	Por 100 kg	Total	Por 100 kg
		23. Producción mensual en toneladas.									
24. Gastos generales, línea 19	4.660	520	0,52	280	0,71	1.360	0,57	2.120	2,14	380	2,14
25. Salarios productivos, línea 20	400	48	0,05	23	0,06	122	0,05	175	0,18	32	0,18
26. Costos de calentamiento, línea 21	12.700	2.000	2,02	1.200	3,04	4.800	2,02	4.000	4,05	700	4,05
27. Costo del forjado de palanquilla	17.760	2.568	2,59	1.503	3,81	6.282	2,65	6.295	6,37	1.112	6,37
28. Desbarbado de las palanquillas			0,20		0,20		0,20		0,20		0,20
29. Material rechazado: 1 por ciento			0,11		0,12		0,12		0,24		1,15
30. Costos de producción sin incluir material			2,90		4,13		2,97		6,81		7,72
31. Insumo de material, línea 17		100%	11,00	100%	11,27	100%	11,99	100%	20,38	100%	125,76
32. Producción de material		80%	13,60	80%	14,20	80%	14,90	80%	25,45	74%	169,00
33. Crédito por chatarra			0,86		0,86		0,90		1,43		9,50
34. Costo de material			12,74		13,34		14,00		24,02		159,50
35. Costo del forjado, línea 30			2,90		4,13		2,97		6,81		7,72
36. Costo de la palanquilla			13,64		17,47		16,97		30,83		167,22

Cuadro 6

COSTO DE FORJA EN MARTILLO DE LOS PRODUCTOS TERMINADOS

(Dólares)

Martillo de 750 kg

Acero terminado: 60 mm²

	Total mensual de todos los tipos	I De construcción sin aleación		II De herramientas sin aleación		III De construcción de aleación		IV De herramientas de aleación		V Acero rápido	
		Total	Por 100 kg	Total	Por 100 kg	Total	Por 100 kg	Total	Por 100 kg	Total	Por 100 kg
37. Insumo en toneladas	53	12		6		20		12		3	
38. Producción en toneladas	47,5	10,8		5,4		18		10,8		2,5	
39. Gastos generales, línea 19	525	79	0,79	47	0,86	178	1,00	158	1,55	63	2,58
40. Salarios productivos, línea 20	275	41	0,39	24	0,43	93	0,50	83	0,77	34	1,29
41. Costos de calentamiento, línea 21	1.500	250	2,29	183	3,38	441	2,29	510	4,58	116	4,58
42. Costos de forjado del material terminado	2.300	370	3,47	254	4,67	712	3,79	751	6,90	213	8,45
43. Reajuste del costo			0,50		0,75		0,75		1,00		1,25
43 bis. Material rechazado		4,5%	0,65	5%	1,00	4,5%	0,75	5,5%	1,70	7,5%	10,75
44. Costo de producción sin incluir material			4,62		6,42		5,29		9,60		20,45
45. Insumo del material, línea 36		100%	15,64	100%	17,47	100%	16,97	100%	30,83	100%	167,22
46. Producción de material		96%	16,00	96%	18,20	95%	17,85	94%	32,80	94%	178,00
47. Recocido del material terminado			—		2,15		1,65		3,10		3,10
48. Costo del material			16,00		20,35		19,50		35,90		181,10
49. Costo de producción, línea 44			4,62		6,42		5,29		9,60		20,45
50. Costo de producción del material terminado			20,62		26,77		24,79		45,50		201,55
<i>Martillo de 200/150 kg - 40 mm²</i>											
51. Insumo en toneladas	14	1,0		3,0		3,0		4,0		3,0	
52. Producto en toneladas	12,2	0,9		2,6		2,7		3,5		2,5	
53. Gastos generales, línea 19	500	19	2,02	80	3,10	84	3,10	169	4,76	148	5,95
54. Salarios productivos, línea 20	400	14	1,60	63	2,48	68	2,57	130	3,76	125	5,00
55. Costo de calentamiento línea 21	1.800	84	9,30	335	12,87	276	10,50	626	17,60	479	19,05
56. Costo del forjado del material terminado	2.700	117	12,92	478	18,45	428	16,17	925	26,12	752	30,00
57. Reajuste de costo			0,72		1,20		1,00		1,45		1,70
58. Material rechazado		5,5%	1,30	6%	1,90	6%	1,65	6,5%	3,30	8,5%	13,10
59. Costo de producción sin incluir material			14,94		21,55		18,82		30,87		44,80
60. Costos del material (línea 48)			16		20,35		19,50		35,90		181,10
61. Costo de producción del material terminado			30,94		41,90		38,32		66,77		225,90

ción del taller de martillos distribuidos conforme a los diferentes equipos.

c) Cuadro 5: Costos del forjado de la palanquilla por la prensa. Después de fijar los costos totales del taller de martillos, como se indica en el cuadro 4, se realiza la distribución de costos de la prensa para el forjado de las palanquillas en las diferentes calidades.

La distribución de los gastos generales (línea 24) se hace por la producción en la unidad de tiempo; no así la distribución de los salarios productivos siempre que no se pueda registrar cuidadosamente la distribución precisa de los salarios para las diversas calidades.

Para los costos de calentamiento, hay que fijar una cuota de distribución basada en la observación de la explotación durante varios meses.

El valor del material se incluye en las líneas 31 a 34. Hay que calcular en general un rendimiento del 80 por ciento; en los aceros rápidos esta cifra es más baja porque los lingotes son más pequeños y entonces la cifra en la práctica da un 64 por ciento. Los costos de las palanquillas se registran en la línea 36.

d) Cuadro 6: Costos de los productos terminados forjados en los martillos. El taller de martillos del caso supuesto II comprende un martillo de 750 kilogramos, otro

de 400, otro de 200 y otro de 150. Sin embargo, en el cuadro 6 se considera sólo el cálculo de costos para el martillo de 750 kilogramos y para los dos pequeños martillos. Estos dos de 200 y 150 kilogramos se consideran en conjunto porque también en la práctica el rendimiento de ellos es casi igual.

El cálculo de costo en el martillo de 750 kg se hace sobre el material terminado desde 60 mm² (o redondo de 60 mm) y en el de 200 a 150 kg sobre la medida de 40 mm² (o redondo de 40 mm) para todas las calidades. En la práctica de la fabricación esto no sucederá sino, por ejemplo, en los pequeños martillos; para las calidades elevadas se forjarán grandes cantidades de medidas más pequeñas. Los costos serán entonces correspondientemente más altos. La distribución de costos se hará en todos los martillos según el tiempo, esto es, se tomarán las horas de trabajo y se fijará el tiempo que se emplea para cada calidad, sin tener en cuenta la cantidad. De esto se deduce la diferente magnitud de los costos para las diferentes calidades aun cuando se obtenga en la misma cantidad. Como ejemplo, se pueden indicar las cifras de las líneas 39 a 42 de las dos calidades de acero de construcción no aleado (I), y las de acero de herramientas aleado (IV), que se obtienen en el martillo de 750 kilo-

Cuadro 7

COSTOS DEL MATERIAL LAMINADO

Tren preparador de 450 mm Para trabajo
Doble dúo de 300 mm en conjunto

(Dólares)

	Total mensual	Redondo de 5 a 8 mm Plano de 5 a 10 mm Dimensión Grupo 1		Redondo de 8 a 11 mm Plano de 10,1 a 16 mm Grupo 2		Redondo de 11,1 a 14,5 mm Plano de 16,1 a 24 mm Grupo 3		Redondo de 14,6 a 18 mm Grupo 4		Redondo de 18,1 a 21 mm Grupo 5		Redondo de 21,1 a 25 mm Grupo 6	
		Total	p/100 kg	Total	p/100 kg	Total	p/100 kg	Total	p/100 kg	Total	p/100 kg	Total	kg p/100
62. Prod. en ton.	400												
63. Produ. en kg/h.		0,7		19,7		38,5		60,5		80,2		200,4	
64. Tiempo de laminación en horas.	139	318		871		1.566		2.951		3.662		4.246	
		2,2		22,6		24,6		20,5		21,9		47,2	
55. Salarios productivos	1.990	32	4,60	324	1,64	352	0,91	294	0,49	314	0,39	674	0,34
66. Energía eléctrica	1.720	28	4,00	280	1,42	305	0,79	254	0,42	269	0,34	584	0,29
67. Costos de calentamiento.	4.280	67	9,60	697	3,54	758	1,97	633	1,05	675	0,84	1.450	0,72
68. Otros costos.	9.140	145	20,70	1.490	7,56	1.615	4,18	1.350	2,23	1.440	1,80	3.100	1,55
69. Total costo de laminación.	17.130		38,90		14,16		7,65		4,19		3,37		2,90
II. De herramientas s/aleación:													
70. Insumo de material, línea 36.	100%		17,47		17,47		17,47		17,47		17,47		17,47
71. Producción de material.	90%		19		19		19		19		19		19
72. Material rechazado	6%		3,30	5,5%	1,60	4,5%	1,20	4%	1	3,5%	0,80	3%	0,70
73. Reajuste.			1,70		1,40		1,20		1,10		1,00		1,00
74. Costo de laminación línea 69.			38,90		14,16		7,65		4,19		3,37		2,90
75. Costo total sin recocer.			62,90		36,16		29,05		25,29		24,17		23,60
IV. De herramientas de aleación:													
76. Insumo material, línea 61 respecto a la 50.	100%	40 mm ²	66,77	40 mm ²	66,77	50 mm ²	52,—	50 mm ²	52,—	60 mm ²	45,50	60 mm ²	45,50
77. Producción de material.	90%		73,50		73,50		57,—		57,—		49,85		49,85
78. Material rechazado	6%		7,—	5,5%	5,30	5,0%	3,80	4,5%	3,10	4%	2,30	4%	2,20
79. Reajuste.			1,70		1,40		1,20		1,10		1,—		1,—
80. Recocido del material terminado.			4,50		4,—		3,70		3,50		3,30		3,10
81. Costo laminación, línea 69.			38,90		14,16		7,65		4,19		3,37		2,90
82. Costo total, material laminado.			125,60		98,36		73,35		68,89		59,82		59,05
V. Aceros rápidos:													
83. Insumo de material, línea 61.	100%		225,90	III. De construcción de aleación:									
84. Producción de material.	90%		245,—	90. Insumo de material, línea 36.						100%			16,97
85. Material rechazado	6%		14,—	91. Producción de material.						90%			18,80
86. Reajuste.			1,70	92. Material rechazado								5%	1,—
87. Recocido del material terminado.			5,—	93. Reajuste.									1,—
88. Costo de laminación, línea 69.			38,90	94. Tratamiento térmico del material terminado.									4,50
89. Costo total.			304,60	95. Costo de laminación, línea 69.									2,90
				96. Costo total.									28,20

gramos en la misma cantidad correspondiente a 12 toneladas de palanquilla, pero que dan costos totalmente diferentes.

Los costos del reajuste y del recocido de los materiales terminados hay que considerarlos completamente por separado. La distribución se hace también según una cuota que se fija después de un período de observación prolongada (algunos meses). Como cifras de porcentaje del material rechazado correspondiente a las líneas 43 y 58 se indican cifras de la experiencia en relación con las calidades. En la práctica éstas cifras habrán de registrarse cuidadosamente con arreglo a la explotación. En lo demás, para la distribución de la producción se establecen las siguientes cifras medias experimentales:

Kilogramos por hora de trabajo

	Martillo de 750 kg	Martillos de 200/150 kg
I de construcción, sin aleación.	200	20
II de herramientas, sin aleación	650	600
III de construcción, de aleación.	600	40
IV de herramientas, de aleación.	500	40
V aceros rápidos.	350	25

e) *Cuadro 7: Costo del material laminado.* La estructura del costo de las medidas más gruesas de los aceros no comunes laminados, que se obtienen frecuentemente en grandes cantidades, no supone dificultad alguna. Se verifica de modo idéntico a como se hace para los aceros ordinarios de cantidad y por lo tanto no se indicará en este lugar. En cambio, es de considerable importancia debido al alto valor de los materiales establecer correctamente los costos para las numerosas medidas pequeñas en las que se suministran en particular los aceros especiales. Debido al cuidado que hay que tener en el calentamiento y laminación de las medidas pequeñas, el rendimiento por hora de trabajo baja considerablemente y los costos suben en la proporción correspondiente.

En el cuadro 7 se indica de qué modo se pueden establecer mejor los costos de laminación para las medidas pequeñas. Las medidas de 5 a 25 mm en redondo o cuadrangulares se dividen en 6 grupos, como se señala en el cuadro. La producción mensual de 400 toneladas se distribuye en los 6 grupos, como muestra la línea 62. Esta distribución corresponde a las cifras tal como resultan en promedio de la práctica de una fábrica de la magnitud del caso II.

La línea 63 da el rendimiento en kg por hora para los grupos correspondientes y muestra muy claramente la gran diferencia en el rendimiento de laminación. Conforme se indica en la línea 64, se distribuyen, en relación con el tiempo de laminación medido en horas, los gastos generales de laminación (líneas 65 a 68), de los que se obtienen los costos netos de laminación por 100 kg que se dan en la línea 69.

El cálculo ulterior de costos sólo se da en forma completa para los grupos de calidad II y IV. En el grupo V de aceros rápidos se da solo para la medida más pequeña de redondo (de 5 a 8 milímetros) y en el caso del grupo III para los grupos de laminación 6 (de redondos de 21,1 a 25 mm).

En la calidad de herramientas sin aleación se puede comenzar la laminación con una palanquilla de 120 a 150 mm; esto corresponde, en la línea 70, al precio de las palanquillas deducido de la línea 36. En los aceros de herramienta aleados se ha aceptado, sin embargo, que se

trata de una calidad aleada alta en carbono que se lamina con dificultad. En este caso hay que comenzar con una palanquilla de menor sección. Se acepta entonces que para los grupos de laminación I y II se comienza con una palanquilla de 40 mm², por lo que el precio correspondiente de la línea 76 se toma de la línea 61. Para la laminación de las medidas más gruesas se puede comenzar con palanquillas más gruesas también, de modo que para los grupos de laminación siguientes se puede empezar con 50 mm y para los dos últimos con 60 mm.

Este último ejemplo, de una aleación de alto contenido de carbono para acero de herramientas, muestra muy claramente, observando los costos finales de la línea 82, lo extraordinariamente importante que es el cálculo de costos con arreglo a los grupos de laminación indicados.

Finalmente, el cálculo de costos para el grupo V de aceros rápidos se efectúa solamente para la medida más pequeña de laminación de redondo (de 5 a 8 mm), y en el grupo III de aceros de construcción aleados para la medida de 21,1 a 25 mm.

f) *Observaciones finales.* Hay que indicar por último y muy en especial que en los ejemplos de los cuadros 3 a 7 los costos indicados representan costos netos de producción que no contienen cantidades algunas referentes a costos de instalación, interés de capital y diversos gastos generales como los de administración y venta.

Como se ha señalado en este informe en relación con las inversiones, éstas alcanzan, para una fábrica de la magnitud del caso II con una producción de 5.000 toneladas anuales a 3,996 millones de dólares sin el valor del terreno, edificios de administración, instalaciones de transporte, enlace ferroviario, caminos, viviendas, etc. En las condiciones europeas, se calcularía un importe suplementario del 50 al 80 por ciento sobre los costos netos de inversión de las instalaciones técnicas.

Si en el caso anterior se considera el porcentaje más alto —lo que puede ser correcto porque los precios de los terrenos suelen ser más altos en América del Sur y porque en cada caso hay que tomar las medidas necesarias especiales para disponer del mejor personal extranjero—, entonces hay que calcular el importe de la instalación en 7,2 millones de dólares, lo que al tipo de 10 por ciento para amortización e interés da una suma de 720.000 dólares anuales, esto es, para una producción de 5.000 toneladas, una cuota de 14,40 dólares por 100 kg.

Comparando este importe con los costos de los cuadros 3 y 7 referentes a material terminado, se reconoce en seguida que estos costos no gravan simplemente en su valor intrínseco por tonelada el material terminado, como sucede de ordinario en los aceros de cantidad, sino que las diferentes calidades, según su valor, sufren un recargo muy distinto. Las calidades más bajas de la escala de precios sólo pueden soportar una parte relativamente pequeña de la tasa de amortización, por lo que sobre los aceros de más alta aleación ha de pesar una carga correspondiente mayor, que llega al doble y aun más de los costos netos de producción, a fin de que los costos generales de instalación de una fábrica como esta de aceros especiales puedan cubrirse debidamente. En relación con la magnitud de estas tasas de amortización para unas y otras calidades, es difícil establecer orientaciones y sólo se pueden determinar a base de los gastos totales de instalación para una fábrica individual. Precisamente esta cuestión aclara muy en particular lo difícil que es calcular los costos reales de fabricación para las calidades numerosas y múl-

tiples de una fábrica de aceros especiales y asimismo la necesidad de proceder con suma previsión y mucho cuidado en las inversiones de esta naturaleza.

El cálculo de costos para el caso II se ha verificado solamente para una producción anual de 5.000 toneladas. Naturalmente, los costos de producción serían menores para las explotaciones del caso III, con 12.000 toneladas, y para el caso IV, con 25.000 toneladas. Sin embargo, una reducción del costo por mayor cantidad no es posible

en el proceso de producción si no se efectúa en relación con los costos netos de elaboración. Una comparación de éstos con todos los demás factores que determinan el costo, muestra que la participación de los costos netos de elaboración en los costos totales de producción es relativamente más baja que, por ejemplo, en una fábrica que produzca solamente aceros sencillos de cantidad. La posibilidad de la reducción de costos, por lo tanto, es también esencialmente menor.

Resumen del debate

EL PRESIDENTE menciona los problemas de la fabricación de aceros especiales en América Latina, sobre todo el del tamaño reducido del mercado. Alude también a las

dificultades de clasificación y definición.

El señor COHEUR anuncia el orden en que se examinarán los documentos.

El Problema de los Aceros No Comunes en América Latina, *presentado por el autor*

El señor NIEMEYER considera en primer lugar el problema de la clasificación. En cuanto a la denominación de las diversas variedades de acero, señala que la CEPAL ha propuesto el término "aceros no comunes", pero que el más usado es el de "aceros especiales". Él prefiere la subdivisión presentada en el documento de referencia. Compara el consumo de aceros no comunes con el de aceros ordinarios en especial en América Latina, y alude a las

diversas características de la demanda en los diferentes países. En Europa las especificaciones de algunos consumidores a veces resultan en la fabricación de hasta 900 variedades en una fábrica. Desde luego, este número habría de reducirse considerablemente en América Latina. Los consumidores deberían aceptar la calidad más aproximada, ya que los costos de equipo para un gran número de variedades serían prohibitivos en este caso.

La Producción de Aceros No Comunes en México, *presentado por el señor Riekeberg en ausencia del autor*

Los Aceros No Comunes en el Brasil y Chile, *presentado por el autor*

El señor RIEKEBERG comenta los puntos más importantes del documento. Manifiesta que ha empleado la clasificación elaborada por la Alta Autoridad de la Comunidad Europea del Carbón y el Acero para fines estadísticos.

Esta clasificación es provisional e incompleta. Señala un error de copia en la versión mimeografiada de su documento: el cuadro 1 "Aceros de Calidad" debe incluir solamente aceros de muelles.

Clasificación y Tipificación de los Aceros No Comunes, *presentado por el autor*

El señor SCHNEIDER presenta un resumen del documento y da a conocer gráficamente la clasificación de la Alta Autoridad basada en la composición química del acero. Considera digno de estudio el sistema de tres grupos del señor Riekeberg.

El señor COHEUR deduce que los documentos presentados prueban que el problema de la definición y clasificación es muy importante, y que sólo puede resolverse en forma satisfactoria con criterio universal. A continuación declara abierto el debate.

El general MACEDO SOARES E SILVA expresa que en Francia aprendió del Profesor Guillet que hay sólo dos tipos de aceros: "especiales" y "comunes". El de calidad es un acero especial que, según cree entender, está destinado a un propósito especial, ya sea por su contenido o por el procedimiento peculiar de fabricación. No está muy convencido de la validez de la clasificación del señor Niemeyer en cuanto a los aceros de calidad y de alta calidad y estima que el contenido es lo importante. Ha de atenderse a cada elemento y el señor Niemeyer sólo ha hecho subdivisiones.

El señor CAMERA pregunta al general Macedo Soares e Silva en qué consiste el contenido especial. Los aceros especiales son aleaciones en que se agregan elementos totalmente normales y lo que varía es sólo la cantidad.

El general MACEDO SOARES E SILVA explica que hasta ciertos límites los diversos elementos químicos constituyen impurezas, y los aceros son especiales sólo cuando contienen determinadas cantidades más allá de estos límites.

El PRESIDENTE agrega que en general se acepta que la atención especial en la fabricación significa "acero especial".

El señor CAMERA insiste en que los elementos especiales no son especiales en sí mismos.

El señor ALLARD, a quien el señor Coheur ha pedido su opinión, encuentra difícil dar una definición, pues en muchos lugares cada fabricante tiene su propia marca que mantiene en secreto.

El señor SCHNEIDER explica que su clasificación se basa principalmente en las definiciones de Bruselas y que la Comisión Técnica de la Alta Autoridad ha precisado los términos. La clasificación depende de límites de orden químico estrictamente determinados.

El señor ALLARD opina que es indispensable algún criterio, aunque no sea muy preciso.

El señor SCHNEIDER reitera que los fabricantes tienen sus propias marcas y hábitos. Pero en América Latina se tiene la gran ventaja de que la producción está en sus primeras etapas y, por lo tanto, es el momento oportuno para establecer clasificaciones bien precisas.

El señor COHEUR lamenta no poder conocer la opinión de los expertos de los Estados Unidos por no estar presentes.

El señor PUJALS expresa que en la Argentina se prefiere utilizar la clasificación de los Estados Unidos debido a la alta proporción del acero fabricado en ese país. Sugiere que Europa debiera seguir la clasificación de la A.S.A.E.

El PRESIDENTE señala que en el Brasil se usan en gran medida las especificaciones de la S.A.E.

El señor PUJALS advierte que ambas clasificaciones pueden utilizarse.

El señor HAENEL aclara que la clasificación "S.A.E." se refiere sólo a aceros de construcción mecánica, inclusive los inoxidable; no incluye los aceros para herramientas, ni los aceros para fines especiales. La clasificación general propuesta por el señor Niemeyer, o el estudio hecho por la Comunidad Europea del Carbón y el Acero, se proponen inicialmente distinguir solamente los grandes grupos. Nada impide que dentro de esta clasificación se venga a usar la clasificación "S.A.E." para los aceros de construcción.

El PRESIDENTE teme que la observación del señor Niemeyer de que la proporción entre el consumo de aceros especiales y aceros comunes en el Brasil es cuatro y media veces más elevado que en el Reino Unido, pudiera dar una impresión errónea acerca de la calidad del acero de ese país y por eso desea aclarar que la calidad es excelente y que el alto consumo se explica por el empleo inadecuado, como sucede en el transporte en que por regla general hay sobrecargas de 50 por ciento.

El señor SCHNEIDER, en respuesta al señor Pujals, ex-

plica que la Alta Autoridad desea armonizar su clasificación con las demás y que con tal fin están en estrechas relaciones con los diversos organismos interesados.

El señor VISCONTI estima que los aceros debieran clasificarse según el propósito a que están destinados que corresponde a las denominaciones de los usuarios, como inoxidable, de herramientas, del proceso de fabricación, ya que las diferencias de materia prima a menudo hacen necesaria con frecuencia una atención particular en el caso de los aceros especiales.

El PRESIDENTE está en desacuerdo, pues en su opinión no es el técnico el que debe seguir al consumidor, sino que éste debe saber qué especificaciones necesita. Es imposible económicamente fabricar una clase distinta para cada uno. Un menor número de calidades significa mejor producción y productividad y el usuario debe emplear la calidad más aproximada.

El señor FRIEDRICH considera que la solución del señor Niemeyer es la más adecuada y desea saber hasta qué punto un tratamiento es "especial" para que se justifique el nombre de "aceros especiales".

Se procede a un debate general en el que participan el PRESIDENTE, el general MACEDO SOARES E SILVA y los señores FRIEDRICH y SCHNEIDER.

El PRESIDENTE, refiriéndose a su declaración inicial acerca de la dificultad de formular una definición, anuncia el nombramiento de un comité encargado de estudiar la definición, clasificación y tipificación con miras a lograr la mejor productividad. Queda integrado por los señores Albuquerque, Capocasale, Coheur, Fitterer, Niemeyer, Schneider y Suárez.

Descripción de un Laminador Brasileño para Aceros No Comunes, *presentado por el autor*

El señor VILLARES, ampliando su documento, explica el origen de la industria de aceros especiales en el Brasil y describe los planes futuros, incluso las instalaciones de equipo previstas. Alude en especial a la conveniencia de

contratar la técnica extranjera y recomienda encarecidamente este sistema. Se asocia a las observaciones formuladas el día anterior en el sentido de capacitar para los nuevos métodos a personal no familiarizado con los antiguos.

Inversiones y Costos de Producción en Instalaciones de Diversos Tamaños Adaptables a América Latina, *presentado por el autor*

El señor RIEKEBERG, después de resumir el documento, señala la enorme diferencia de costos en diversos tipos de aceros especiales, y menciona en particular el factor tiempo, debido a la atención especial que debe prestarse en la fabricación al tratamiento térmico y a la elaboración. Hace notar algunos errores de copia en la versión mimeografiada del documento. En la página 14,* la cifra correspondiente al caso III debe ser 313 dólares. En el cuadro 2, el total para el caso III debe ser: 6.251 y el costo de inversión por tonelada, 313 dólares en vez de 363:

El señor COHEUR declara abierto el debate.

El señor WEINBAUM, enfocando el asunto desde el punto de vista de las necesidades de la aeronáutica, manifiesta que si bien felicita al señor Villares por el trabajo que ha realizado, desearía que se diese más importancia en el Brasil a las exigencias de aquella fabricación y menos a las propiedades químicas del acero. Asimismo desearía que se le diese más importancia a las propiedades mecánicas como la fatiga y las que revelan la microestructura, que son de sumo interés en la fabricación de piezas para aviones.

* Del documento mimeografiado.

El general MACEDO SOARES E SILVA considera de gran utilidad las cifras muy detalladas que constan en el documento del señor Riekeberg pero estima que convendría que hubiese estudiado también una instalación más grande en vista de la creciente demanda brasileña, por ejemplo, para la nueva industria de automóviles. El aumento de la demanda de aceros comunes en el Brasil está creciendo tan rápidamente que con frecuencia se critica a Volta Redonda por no satisfacer todas las necesidades. Al igual que el señor Niemeyer estima que las dos fábricas son suficientes por ahora, pero que no lo serán en el futuro. La necesidad de la técnica, en cuanto a personal especializado en producción, tal vez no presente problemas en la Argentina, el Brasil y Chile, pero puede suscitarlos en países más pequeños.

El señor RIEKEBERG explica que su documento estaba destinado principalmente a países más pequeños, pero que podría aplicar los resultados a instalaciones más grandes en caso necesario.

No habiendo otras observaciones, el señor COHEUR entrega sus funciones como Director de Debates a la Presidencia.

ÍNDICE DE COLABORADORES

Página

ALLARD, MARC (<i>Véase</i> TRENTINI, B.)	
ALTA AUTORIDAD DE LA COMUNIDAD EUROPEA DEL CARBÓN Y EL ACERO, <i>Clasificación y tipificación de los aceros no comunes</i>	238
BARRAGÁN, RODOLFO, <i>Ampliación y modernización de los trenes laminadores de la Compañía Fundidora de Fierro y Acero de Monterrey</i>	188
BULLE, GEORG, <i>El convertidor, soplado con oxígeno, en América Latina</i>	115
CALMES, ALBERTO y PASSONI, T., <i>Contribuciones y progreso de los modernos procedimientos para la fabricación de tubos de acero sin costura</i>	204
CANGUILHEM, HÉCTOR y RIOSECO, VALERIO, <i>Determinación de límites prácticos de desulfuración en alto horno</i>	4
CARTWRIGHT, W. F. y DOWDING, M. F., <i>Selección del equipo para laminación de productos planos en función del crecimiento del mercado en América Latina</i>	149
CLARK, A. M. y HARRISON, J. L., <i>Aspectos técnico-económicos del empleo de oxígeno en la fabricación de acero, especialmente en el caso del convertidor ordinario</i>	88
COHEUR, PIERRE, <i>La desulfuración del arrabio por medio de carbonato de sodio</i>	18
COURTHEOUX, JULIEN (<i>Véase</i> DE SEZE.)	
DE SEZE, E. y COURTHEOUX, JULIEN, <i>Empleo de martinetes y prensas en lugar de laminadores desbastadores en instalaciones productoras de aceros ordinarios</i>	199
DOWDING, M. F. (<i>Véase</i> CARTWRIGHT, W. F.)	
DURRER, ROBERT, <i>Consideraciones científicas y técnicas acerca del empleo del oxígeno en la fabricación de acero</i>	70
EKETORP, SVEN (<i>Véase</i> KALLING, BO)	
GONZÁLEZ VARGAS, FERNANDO, <i>La producción de aceros no comunes en México</i>	221
HACKING, R. A. y SHANAHAN, C. E. A., <i>La influencia del manganeso en la desulfuración del arrabio</i>	13
HARRISON, J. L. (<i>Véase</i> CLARK, A. W.)	
INTERNATIONAL STEERING COMMITTEE, <i>El horno bajo de cuba de Ougrée</i>	58
JOHANNSON, FOLKE (<i>Véase</i> KALLING, BO)	
KALLING, BO y EKETORP, SVEN, <i>La desulfuración del arrabio por medio de la cal</i>	34
KALLING, BO y JOHANNSON, FOLKE, <i>Procedimientos Stora Kal-Do de fabricación de acero con oxígeno en aparato rotatorio</i>	86
KREBS, ERNST (<i>Véase</i> WILMS, ERNST)	
LEIGH, F. S., <i>Los hornos eléctricos de arco para fundiciones de acero y para la producción de acero de cantidad</i>	64
LEROY, P., <i>Nuevos instrumentos de regulación para la fabricación de acero en el convertidor</i>	121
LEWICKY, W. P. (<i>Véase</i> SHEROVER, MILES P.)	
LEWIS, W. E., <i>El empleo del oxígeno para fabricar acero en hornos eléctricos</i>	112
MACEDO SOARES E SILVA, EDMUNDO DE, <i>El problema de la laminación del acero en América Latina</i>	132
MARINCEK, BORUT (<i>Véase</i> WALDE, HERMAN)	
MORTON, J. S. (<i>Véase</i> SAVAGE, J.)	
NIEMEYER, THEODORE, <i>El problema de los aceros no comunes en América Latina</i>	217
PASSONI, T. (<i>Véase</i> CALMES, ALBERTO)	
PERRIN, RENÉ, <i>La defosforación y desulfuración del arrabio y el acero por medio de escoria sintética</i>	28
RIEKEBERG, FRITZ, <i>Los aceros no comunes en el Brasil y Chile</i>	225
<i>Inversiones y costos de producción en instalaciones de diversos tamaños adaptables a América Latina</i>	243
RIOSECO, VALERIO (<i>Véase</i> CANGUILHEM, HÉCTOR)	
SANDVOLD, K., <i>Producción del arrabio en hornos eléctricos</i>	49

	Página
SAVAGE, J. y J. S. MORTON, <i>La sustitución de las plazas de colada, de los hornos de foso y de los laminadores tradicionales por la colada continua</i>	173
SCHLESINGER, KURT, <i>Selección y economía de equipo desbastador de laminación en función del crecimiento del mercado en América Latina</i>	136
SENDZIMIR, MICHAEL T., <i>Descripción y campo de aplicación de los laminadores Sendzimir</i>	207
SHANAHAN, C. E. A. (Véase HACKING, R.)	
SHEROVER, MILES M. y LEWICKY, W. P., <i>Los problemas de laminación de una planta siderúrgica semi-integrada en América Latina</i>	193
SPEITH, KARL G., <i>Cualidades de los aceros obtenidos en convertidores con soplado de oxígeno</i>	100
TRENKLER, HERBERT, <i>Fabricación de acero de convertidor mediante el soplado de superficie</i>	72
TRENTINI, B., WAHL, L. y ALLARD, MARC, <i>Progresos recientes en la desulfuración del arrabio por medio de la cal</i>	39
VILLARES, LUIZ DUMONT, <i>Descripción de un laminador brasileño de aceros no comunes</i>	240
WAHL, L. (Véase TRENTINI, B.)	
WALDE, HERMAN y BORUT, MARINCEK, <i>La producción de arrabio y acero por el método eléctrico</i>	53
WILMS, ERNST y KREBS, ERNST, <i>Selección del equipo para laminación de barras y perfiles en función del crecimiento del mercado en América Latina</i>	166

**PUBLICACIONES IMPRESAS DE LA COMISION ECONOMICA
PARA AMERICA LATINA (Continuación)**

Industria

Productividad de la mano de obra en la industria textil algodonera de cinco países latinoamericanos (E/CN.12/219)

Nº de venta: 1951. II. G. 2, XII + 300 pp. Dls. 3,00

Estudio de la industria siderúrgica en América Latina. (E/CN.12/293/Rev. 1; ST/TAA/Ser. C. 16)

Nº de venta: 1954. II. G. 3, XII + 140 pp. Dls. 1,50

Posibilidades de desarrollo de la industria de papel y celulosa en la América Latina (E/CN.12/294/Rev. 2)

Nº de venta: 1953. II. G. 2, x + 152 pp. Dls. 1,50

Perspectivas de la industria de papel y celulosa en América Latina (E/CN.12/361/Add. 1; FAO/ETAP Nº 462/Add. 1; ST/TAA/Ser. C./19/Add.1)

Nº de venta: 1955. II. G. 4, VIII + 544 pp. Dls. 4,50

La energía en América Latina, sus posibilidades y problemas (E/CN.12/384 Rev. 1)

Nº de venta: 1956. II. G. 2, VIII + 250 pp. Dls. 2,50

Problemas de la industria siderúrgica y de transformación de hierro y acero en América Latina (E/CN.12/425; ST/TAA/Ser. C/24).

Nº de venta: 1957. II. G. 6, IV + 66 pp. Dls. 0,75 (vol. I)

Agricultura

La expansión selectiva de la producción agropecuaria en América Latina (E/CN.12/378/Rev. 2)

Nº de venta: 1953. II. G. 4, VIII + 80 pp. Dls. 0,70

Estudios sobre Centroamérica

* *Memoria del Seminario Centroamericano de crédito agrícola (E/CN.12/305)*

Nº de venta: 1953. II. G. 1. 3 Vols. VII + 96, IV + 160 y IV + 196 pp. Dls. 1,25 (vol. I); Dls. 1,50 (vol. II); Dls. 1,00 (vol. III)

* *El transporte en el Istmo Centroamericano (E/CN.12/356; ST/TAA/Ser. C. 18)*

Nº de venta: 1953. VII. 2, XVI + 244 pp. Dls. 2,50

* *Nomenclatura arancelaria uniforme centroamericana (NAUCA) y su manual de codificación (E/CN.12/420)*

Nº de venta: 1955. II. G. 3, VIII + 416 pp. Dls. 4,00

* *La integración económica de Centroamérica, su evolución y perspectivas (E/CN.12/422)*

Nº de venta: 1956. II. G. 4, VI + 98 pp. Dls. 1,00

* Sólo en español.

AGENTES DE VENTA DE LAS PUBLICACIONES DE LAS NACIONES UNIDAS

- ARGENTINA**
Editorial Sudamericana, S. A., Calle Alsina 500, Buenos Aires.
- AUSTRALIA**
H. A. Goddard Pty. Ltd., 255a George Street, Sydney, N.S.W.
- BÉLGICA**
Agence et Messageries de la Presse, S.A., 14-22 rue du Persil, Bruselas.
W. H. Smith & Son, 71-75 bd. Adolphe-Max, Bruselas.
- BOLIVIA**
Librería Selecciones, Empresa Editora "La Razón", Casilla 972, La Paz.
- BRASIL**
Livreria Agir, Rua Mexico 98-B, Caixa Postal 3291, Río de Janeiro, D. F.
- CANADA**
The Ryerson Press, 299 Queen Street West, Toronto, Ontario.
- CEILAN**
The Associated Newspaper of Ceylon, Ltd., Lake House, Colombo.
- COLOMBIA**
Librería Latina, Ltda., Apartado Aéreo 4011, Bogotá.
Librería Nacional, Ltda., 20 de Julio, San Juan-Jesús, Barranquilla.
Librería América, Sr. Jaime Navarro R., 49-58 Calle 51, Medellín.
- COSTA RICA**
Tres Hermanos, Apartado 1313, San José.
- CUBA**
La Casa Belga, René de Smedt, O'Reilly 455, Habana.
- CHECOSLOVAQUIA**
Československý Spisovatel, Národní Trída 9, Praga I.
- CHILE**
Librería Ivens, Calle Moneda 822, Santiago.
Editorial del Pacífico, Ahumada 57, Santiago.
- CHINA**
The World Book Co., Ltd., 99 Chung King Road, 1st Section, Taipei, Taiwan.
The Commercial Press, Ltd., 211 Honan Road, Shanghai.
- DINAMARCA**
Messrs. Einar Munksgaard, Ltd., Nørregade 6, Copenhague.
- ECUADOR**
Librería Científica Bruno Moritz, Casilla 362, Guayaquil.
- EGIPTO**
Librairie "La Renaissance d'Egypte", 9 Sharia Adly Pasha, Cairo.
- EL SALVADOR**
Manuel Navas y Cía., "La Casa del Libro Barato", 1ª Avenida Sur 37, San Salvador.
- ESTADOS UNIDOS DE AMERICA**
International Documents Service, Columbia University Press, 2960 Broadway, Nueva York 27, N. Y.
- ETIOPIA**
Agence éthiopienne de Publicité, P. O. Box 128, Addis Abeba.
- FILIPINAS**
D. P. Pérez Co., 132 Riverside, San Juan.
- FINLANDIA**
Akateeminen Kirjakauppa, 2 Keskuskatu, Helsinki.
- FRANCIA**
Editions A. Pedone, 13 rue Soufflot, Paris, V°.
- GRECIA**
"Eleftheroudakis" Librairie internationale, Place de la Constitution, Atenas.
- GUATEMALA**
Goubaud & Cía., Ltda., Sucesor, 5ª Av. Sur nº 28, Guatemala.
- HAITI**
Max Bouchereau, Librairie "A la Caravelle", Boîte postale 111-B, Port-au-Prince.
- HONDURAS**
Librería Panamericana, Calle de la Fuente, Tegucigalpa.
- INDIA**
Oxford Book & Stationery Company, Scindia House, Nueva Delhi.
P. Varadachary & Co., 8 Linghi Chetty Street, Madras L.
- INDONESIA**
Jajasan Pembangunan, Gunung Sahari 84, Djakarta.
- IRAN**
Ketab Khaneh Danesh, 293 Saadi Avenue, Teherán.
- IRAK**
Mackenzie's Bookshop, Booksellers and Stationers, Bagdad.
- ISLANDIA**
Bokaverslun Sigfusar Eymundssonar, Austurstreti 18, Reykjavik.
- ISRAEL**
Blumstein's Bookstores, Ltd., 35 Allenby, Road, P.O.B. 4154, Tel Aviv.
- ITALIA**
Colibri, S. A., 36 Via Mercalli, Milán.
- LIBANO**
Librairie Universelle, Beirut.
- LIBERIA**
Mr. Jacob Momolu Kamara, Gully and Front Streets, Monrovia.
- LUXEMBURGO**
Librairie J. Schummer, Place Guillaume, Luxemburgo.
- MÉXICO**
Editorial Hermes, S. A., Ignacio Mariscal 41, México, D. F.
- NORUEGA**
Johan Grundt Tanum Forlag, Kr. Augustsgt., 7ª, Oslo.
- NUEVA ZELANDIA**
The United Nations Association of New Zealand G.P.O. 1011, Wellington.
- PAISES BAJOS**
N. V. Martinus Nijhoff, Lange Voorhout 9, La Haya.
- PAKISTAN**
Thomas & Thomas, Fort Mansion, Frere Road, Karachi.
Publishers United Ltd., 176 Anarkali, Lahore.
- PANAMA**
José Menéndez, Agencia Internacional de Publicaciones, Plaza de Arango, Panamá.
- PARAGUAY**
Moreno Hermanos, Casa América, Palma y Alberdi, Asunción.
- PERÚ**
Librería Internacional del Perú, S.A. Casilla 1417, Lima.
- PORTUGAL**
Livreria Rodriguez, Rua Aurea 186-188, Lisboa.
- REINO UNIDO**
H.M. Stationery Office, P.O. Box 569, Londres, S.E. 1; y en H.M.S.O. Shops en Londres, Belfast, Birmingham, Bristol, Cardiff, Edinburgo y Manchester.
- REPUBLICA DOMINICANA**
Librería Dominicana, Calle Mercedes 49, Apartado 656, Ciudad Trujillo.
- SINGAPUR**
The City Bookstore, Ltd., Winchester House, Collyer Quay, Singapur.
- SIRIA**
Librairie universelle, Damasco.
- SUECIA**
C. E. Fritze's Kungl. Hovbokhandel, Fredsgatan 2, Estocolmo 16.
- SUIZA**
Librairie Payot S. A., 1 rue de Bourg, Lausana, y en Basilea, Berna, Ginebra, Montreux, Neuchâtel, Vevey, Zurich.
Librairie Hans Raunhardt, Kirchgasse 17, Zurich I.
- TAILANDIA**
Pramuan Mit. Ltd., 55, 57, 59 Chakrawat Road, Wat Tuk, Bangkok.
- TURQUIA**
Librairie Hachette, 460 Itsiklal Caddessi, Beyoglu-Istanbul.
- UNIÓN SUDAFRICANA**
Van Schaik's Bookstore (Pty.), P.O. Box 724, Pretoria.
- URUGUAY**
Oficina de Representación de Editoriales, Prof. Héctor d'Elía, 18 de Julio 1333, Palacio Díaz, Montevideo, R.O.U.
- VENEZUELA**
Librería del Este, Av. F. Miranda 52, Edificio Galipán, Caracas.
- YUGOESLAVIA**
Drzavno Proizvede, Jugoslovenska Knjiga, Marsala Tita 23/11, Belgrado.

Las publicaciones de las Naciones Unidas pueden obtenerse además en las siguientes librerías:

- ALEMANIA**
Buchhandlung Elwert & Meurer, Hauptstrasse 101, Berlin-Schöneberg.
W. E. Saarbach, G.m.b.H., Ausland-Zeitungshandel, Gereonstrasse 25-29, Colonia I. (22C).
Alexander Horn, Spiegelgasse 9, Wiesbaden.
- AUSTRIA**
Gerold & Co., I. Graben 31 Viena I.
B. Wüllerstorf, Waagplatz 4, Salzburgo.
- ESPAÑA**
Librería José Bosch, Ronda Universidad 11, Barcelona.
- JAPON**
Maruzen Co., Ltd., 6 Tori-Nichome, Nihonbashi, P.O.B. 605, Tokyo Central.

Los pedidos de aquellos países en que no se ha designado todavía agentes de venta pueden dirigirse a:

Sales Section, European Office of the United Nations, Sales and Circulation Section, United Nations.
Palais des Nations, Geneva, Switzerland New York, U. S. A.

Printed in Mexico,
13431-April 1957-2,500

Price: \$ U.S. 2.50; 18 stg.; Sw. fr. 10.50
(or equivalent in other currencies)

United Nations publication
Sales No: 1957.II.G.6. Vol. II
E/CN.12/427/Add. I