

Educación técnico-profesional

Los minerales como materia prima –bauxita y minerales de hierro–



Serie:
Desarrollo de contenidos

Tecnología química
en industrias de procesos

Serie: Desarrollo de contenidos

Colección: Tecnología química en industrias de procesos

Los minerales como materia prima

–bauxita y minerales de hierro–

Miguel Katz

Ministerio de Educación, Ciencia y Tecnología.

Instituto Nacional de Educación Tecnológica.

Saavedra 789. C1229ACE.

Ciudad Autónoma de Buenos Aires.

República Argentina.

a u t o r i d a d e s

PRESIDENTE DE LA NACIÓN

Dr. Néstor Kirchner

MINISTRO DE EDUCACIÓN, CIENCIA Y TECNOLOGÍA

Lic. Daniel Filmus

DIRECTORA EJECUTIVA DEL INSTITUTO NACIONAL DE
EDUCACIÓN TECNOLÓGICA

Lic. María Rosa Almandoz

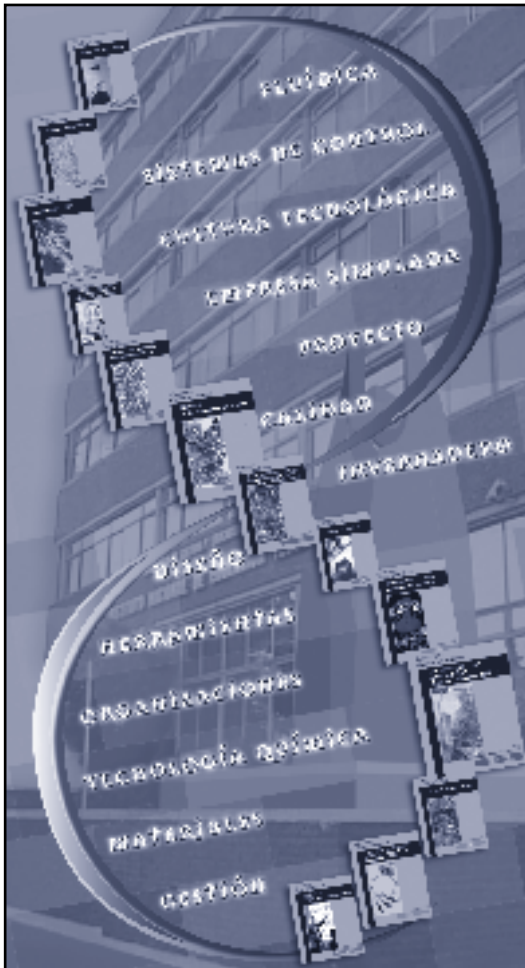
DIRECTOR NACIONAL DEL CENTRO NACIONAL DE
EDUCACIÓN TECNOLÓGICA

Lic. Juan Manuel Kirschenbaum



Los minerales como materia prima

–bauxita y minerales de hierro–



Serie:
Desarrollo de
contenidos

Tecnología química
en industrias de procesos

Serie "Desarrollo de contenidos".
Colección "Tecnología química en industrias de procesos"

Distribución de carácter gratuito.

Queda hecho el depósito que previene la ley n° 11.723. ©
Todos los derechos reservados por el Ministerio de
Educación, Ciencia y Tecnología - Instituto Nacional de
Educación Tecnológica.

La reproducción total o parcial, en forma idéntica o modifi-
cada por cualquier medio mecánico o electrónico incluyendo
fotocopia, grabación o cualquier sistema de almacenamiento
y recuperación de información no autorizada en forma expresa
por el editor, viola derechos reservados.

Industria Argentina.

ISBN 950-00-0542-5

Dirección del Programa:
Juan Manuel Kirschenbaum

Coordinación general:
Haydeé Noceti

Diseño didáctico:
Ana Rúa

Administración:
Adriana Perrone

Diseño gráfico:
Tomás Ahumada
Carolina Macedra

Diseño de tapa:
Tomás Ahumada

Con la colaboración
del equipo de profesionales
del Centro Nacional
de Educación Tecnológica

Katz, Miguel

Los minerales como materia prima: bauxita y minerales de
hierro, coordinado por Juan Manuel Kirschenbaum.
- 1a ed. - Buenos Aires: Ministerio de Educación, Ciencia y
Tecnología de la Nación. Instituto Nacional de Educación
Tecnológica, 2006.

116 p.; 22x17 cm. (Desarrollo de contenidos; 3)0

ISBN 950-00-0542-5

I. Tecnología Química.
I. Kirschenbaum, Juan Manuel, coord. II. Título

CDD 622.349 26

Fecha de catalogación: 3/01/2006

Impreso en MDC MACHINE S. A., Marcelo T. de Alvear 4346
(B1702CFZ), Ciudadela, en setiembre 2006

Tirada de esta edición: 2.000 ejemplares

Serie: “**Desarrollo de contenidos**”

- Construcciones
- Diseño industrial y gráfico
- Electricidad, electrónica y sistemas de control
- Empresa simulada
- Fluidica y controladores lógicos programables (PLC)
- Gestión de la calidad
- Gestión de las organizaciones
- Invernadero computarizado
- Proyecto tecnológico
- Tecnología de las comunicaciones
- Tecnología de los materiales
- Tecnología en herramientas de corte
- Tecnología química en industrias de procesos
 1. El aire como materia prima
 2. El azufre como materia prima
 3. Los minerales como materia prima –bauxita y minerales de hierro–
- Unidades de Cultura Tecnológica

A la memoria de mi hijo Pablo

Índice



Las metas, los programas y las líneas de acción del Instituto Nacional de Educación Tecnológica	8
Las acciones del Centro Nacional de Educación Tecnológica	9
Presentación	10
1 La bauxita como materia prima	12
• Obtención de alúmina a partir de la bauxita. Proceso Bayer	
• El aluminio	
• Algunas nociones de electroquímica	
• Obtención de aluminio por el proceso Hall-Héroult	
• Consumo de energía en la fabricación de aluminio	
• Productos comerciales	
• La producción de aluminio primario en la Argentina	
• Reciclaje del aluminio	
• Usos y aplicaciones del aluminio	
• Aspectos ambientales derivados de la producción de aluminio	
2 Los minerales de hierro como materia prima	70
• El hierro	
• El sistema hierro-carbono	
• Fundiciones; clasificación y propiedades	
• Obtención del hierro a partir de los minerales	
• Obtención de arrabio en el alto horno	
• Obtención de acero a partir del arrabio	
• Proceso de desgasificación del acero fundido	
• Proceso de colada continua	
• Tratamientos térmicos que se aplican al acero	
• Producción de acero crudo	
• Aceros aleados	
• Aceros inoxidables	
• Principales establecimientos siderúrgicos del país	
• La industria siderúrgica y el medio ambiente	
Bibliografía de consulta	116



**Este libro
fue desarrollado
por:**

Miguel Katz

Profesor en Química (Instituto Nacional Superior del Profesorado "J. V. González"), licenciado en Enseñanza de la Química (Universidad CAECE). Es docente en el ISP "J. V. González" donde dicta diversas disciplinas en los Departamentos de Química y de Física, y en el Instituto de Educación Superior N° 2 "Mariano Acosta" donde es profesor de "Termodinámica". Fue profesor adjunto de "Termodinámica" (Facultad Regional Buenos Aires. Universidad Tecnológica Nacional) y profesor asociado de "Química Orgánica" en la Facultad de Ingeniería de la Universidad de Morón. En los últimos años ha dictado gran cantidad de cursos de capacitación docente en temas de Química.

LAS METAS, LOS PROGRAMAS Y LAS LÍNEAS DE ACCIÓN DEL INSTITUTO NACIONAL DE EDUCACIÓN TECNOLÓGICA

El Instituto Nacional de Educación Tecnológica -INET- enmarca sus líneas de acción, programas y proyectos, en las metas de:

- Coordinar y promover programas nacionales y federales orientados a fortalecer la educación técnico-profesional, articulados con los distintos niveles y ciclos del sistema educativo nacional.
- Implementar estrategias y acciones de cooperación entre distintas entidades, instituciones y organismos –gubernamentales y no gubernamentales-, que permitan el consenso en torno a las políticas, los lineamientos y el desarrollo de las ofertas educativas, cuyos resultados sean considerados en el Consejo Nacional de Educación-Trabajo –CoNE-T- y en el Consejo Federal de Cultura y Educación.
- Desarrollar estrategias y acciones destinadas a vincular y a articular las áreas de educación técnico-profesional con los sectores del trabajo y la producción, a escala local, regional e interregional.
- Diseñar y ejecutar un plan de asistencia técnica a las jurisdicciones en los aspectos institucionales, pedagógicos, organizativos y de gestión, relativos a la educación técnico-profesional, en el marco de los acuerdos y resoluciones establecidos por el Consejo Federal de Cultura y Educación.
- Diseñar y desarrollar un plan anual de capacitación, con modalidades presenciales, semipresenciales y a distancia, con sede en el Centro Nacional de Educación Tecnológica, y con nodos en los Centros Regionales de Educación Tecnológica y las Unidades de Cultura Tecnológica.
- Coordinar y promover programas de asistencia económica e incentivos fiscales destinados a la actualización y el desarrollo de la educación técnico-profesional; en particular, ejecutar las acciones relativas a la adjudicación y el control de la asignación del Crédito Fiscal –Ley N° 22.317-.
- Desarrollar mecanismos de cooperación internacional y acciones relativas a diferentes procesos de integración educativa; en particular, los relacionados con los países del MERCOSUR, en lo referente a la educación técnico-profesional.

Estas metas se despliegan en distintos programas y líneas de acción de responsabilidad de nuestra institución, para el período 2003-2007:

Programa 1. Formación técnica, media y superior no universitaria:

- 1.1. Homologación y validez nacional de títulos.
- 1.2. Registro nacional de instituciones de formación técnica.
- 1.3. Espacios de concertación.
- 1.4. Perfiles profesionales y ofertas formativas.
- 1.5. Fortalecimiento de la gestión institucional; equipamiento de talleres y laboratorios.
- 1.6. Prácticas productivas profesionalizantes: Aprender emprendiendo.

Programa 2. Crédito fiscal:

- 2.1. Difusión y asistencia técnica.
- 2.2. Aplicación del régimen.
- 2.3. Evaluación y auditoría.

Programa 3. Formación profesional para el desarrollo local:

- 3.1. Articulación con las provincias.
- 3.2. Diseño curricular e institucional.
- 3.3. Información, evaluación y certificación.

Programa 4. Educación para el trabajo y la integración social.

Programa 5. Mejoramiento de la enseñanza y del aprendizaje de la Tecnología y de la Ciencia:

- 5.1. Formación continua.
- 5.2. Desarrollo de recursos didácticos.

Programa 6. Desarrollo de sistemas de información y comunicaciones:

- 6.1. Desarrollo de sistemas y redes.
- 6.2. Interactividad de centros.

Programa 7. Secretaría ejecutiva del Consejo Nacional de Educación Trabajo –CoNE-T-.

Programa 8. Cooperación internacional.

Los libros que, en esta ocasión, estamos acercando a la comunidad educativa, se enmarcan en el Programa 5 del INET; han sido elaborados por especialistas del Centro Nacional de Educación Tecnológica del INET y por especialistas convocados a través del Programa de las Naciones Unidas para el Desarrollo –PNUD- desde su línea “Conocimientos científico-tecnológicos para el desarrollo de equipos e instrumentos”, a quienes esta Dirección expresa su profundo reconocimiento por la tarea encarada.

María Rosa Almandoz

Directora Ejecutiva

del Instituto Nacional de Educación Tecnológica.
Ministerio de Educación, Ciencia y Tecnología

LAS ACCIONES DEL CENTRO NACIONAL DE EDUCACIÓN TECNOLÓGICA

Desde el Centro Nacional de Educación Tecnológica –CeNET– encaramos el diseño, el desarrollo y la implementación de proyectos innovadores para la enseñanza y el aprendizaje en educación técnico-profesional.

El CeNET, así:

- Es un ámbito de desarrollo y evaluación de metodología didáctica, y de actualización de contenidos de la tecnología y de sus sustentos científicos.
- Capacita en el uso de tecnología a docentes, profesionales, técnicos, estudiantes y otras personas de la comunidad.
- Brinda asistencia técnica a autoridades educativas jurisdiccionales y a educadores.
- Articula recursos asociativos, integrando a los actores sociales involucrados con la Educación Tecnológica.

Desde el CeNET venimos trabajando en distintas líneas de acción que convergen en el objetivo de reunir a profesores, a especialistas en Educación Tecnológica y a representantes de la industria y de la empresa, en acciones compartidas que permitan que la educación técnico-profesional se desarrolle en la escuela de un modo sistemático, enriquecedor, profundo... auténticamente formativo, tanto para los alumnos como para los docentes.

Una de nuestras líneas de acción es la de diseñar y llevar adelante un sistema de capacitación continua para profesores de educación técnico-profesional, implementando trayectos de actualización. En el CeNET contamos con quince unidades de gestión de aprendizaje en las que se desarrollan cursos, talleres, pasantías, conferencias, encuentros, destinados a cada educador que desee integrarse en ellos presencialmente o a distancia.

Otra de nuestras líneas de trabajo asume la responsabilidad de generar y participar en redes que vinculan al Centro con organismos e instituciones educativos ocupados en la educación técnico-profesional, y con organismos, instituciones y empresas dedicados a la tecnología en general. Entre estas redes, se encuentra la Red Huitral, que conecta a CeNET con los Centros Regionales de Educación Tecnológica –CeRET– y con las Unidades de Cultura Tecnológica –UCT– instalados en todo el país.

También nos ocupa la tarea de producir materiales de capacitación docente. Desde CeNET hemos desarrollado distintas series de publicaciones –todas ellas

disponibles en el espacio web www.inet.edu.ar–:

- *Educación Tecnológica*, que abarca materiales que posibilitan una definición curricular del área de la Tecnología en el ámbito escolar y que incluye marcos teóricos generales, de referencia, acerca del área en su conjunto y de sus contenidos, enfoques, procedimientos y estrategias didácticas más generales.
- *Desarrollo de contenidos*, nuestra segunda serie de publicaciones, que nuclea fascículos de capacitación en los que se profundiza en los campos de problemas y de contenidos de las distintas áreas del conocimiento tecnológico, y que recopila, también, experiencias de capacitación docente desarrolladas en cada una de estas áreas.
- *Educación con tecnologías*, que propicia el uso de tecnologías de la información y de la comunicación como recursos didácticos, en las clases de todas las áreas y espacios curriculares.
- *Educadores en Tecnología*, serie de publicaciones que focaliza el análisis y las propuestas en uno de los constituyentes del proceso didáctico: el profesional que enseña Tecnología, ahondando en los rasgos de su formación, de sus prácticas, de sus procesos de capacitación, de su vinculación con los lineamientos curriculares y con las políticas educativas, de interactividad con sus alumnos, y con sus propios saberes y modos de hacer.
- *Documentos de la escuela técnica*, que difunde los marcos normativos y curriculares que desde el CONET –Consejo Nacional de Educación Técnica– delinearon la educación técnica de nuestro país, entre 1959 y 1995.
- *Ciencias para la Educación Tecnológica*, que presenta contenidos científicos asociados con los distintos campos de la tecnología, los que aportan marcos conceptuales que permiten explicar y fundamentar los problemas de nuestra área.
- *Recursos didácticos*, que presenta contenidos tecnológicos y científicos, estrategias –curriculares, didácticas y referidas a procedimientos de construcción– que permiten al profesor de la educación técnico-profesional desarrollar, con sus alumnos, un equipamiento específico para integrar en sus clases.

Juan Manuel Kirschenbaum

Director Nacional
del Centro Nacional de Educación Tecnológica.
Instituto Nacional de Educación Tecnológica

PRESENTACIÓN

A lo largo de este trabajo abarcamos los fundamentos teóricos de la producción de aluminio, de hierro y de acero, así como una descripción de los principales procesos industriales que, en la actualidad, se efectúan para obtenerlos.

En apenas 120 años, la industria del aluminio experimentó un crecimiento vertiginoso, suministrando un material de múltiples aplicaciones. Ese metal –que, a mediados del siglo XIX, era mucho más caro que el oro– pasó a ser constituyente de una ininidad de artículos de nuestra vida cotidiana: marcos de ventanas, envases de bebidas gaseosas, baterías de cocina, etc. El método de su obtención es prácticamente único. Descubierta por un estudiante de escuela secundaria que experimentaba en el fondo de su casa, ha dado lugar a la formación de una media docena de empresas multinacionales que proveen de este material a todo el mundo.

La bauxita es la materia prima que más se utiliza; es tan abundante sobre la corteza terrestre que asegura la producción de aluminio por muchas décadas. Pero, el costo mayor lo constituye la energía requerida para el proceso de obtención. La búsqueda de fuentes de energía baratas ha dado lugar a operaciones comerciales que parecen insólitas como, por ejemplo, que una empresa lleve la bauxita desde Australia hasta Islandia, obtenga allí el aluminio y lo exporte a los Estados Unidos.

Más allá de los aspectos beneficiosos que brindan los productos de aluminio, hay perjuicios ambientales que están causando preocupación: la emisión de contaminantes atmosféricos; especialmente, CO_2 y perfluorocarbonos. Estos últimos contribuyen en tal grado al efecto invernadero que se estima que un kilogramo de tetrafluorometano contamina tanto como seis toneladas y media de CO_2 .

La segunda parte de este trabajo está dedicada la obtención del hierro y el acero. En ciertas épocas, el conocimiento de la tecnología de estos metales ha cambiado el curso de la historia y es así que una de las transiciones de la civilización está constituida por el paso de la edad de bronce a la edad del hierro. Los objetos de hierro y acero son parte de nuestra vida cotidiana y es de particular interés que los estudiantes conozcan los procesos mediante los cuales se obtienen. Pero, también es importante que tomen conciencia del efecto ambiental que provoca la reducción del mineral por el carbón. La producción mundial de acero crudo ronda los 1000 millones de toneladas anuales y por cada tonelada de metal se liberan a la atmósfera 2,0-2,2 toneladas de CO_2 , con lo que la industria siderúrgica se constituye en uno de los mayores emisores de ese gas.

Para el docente que desee ampliar la información sobre algunos procesos, se indican páginas de Internet, así como una bibliografía de consulta.

También se agregan algunos encuadres teóricos y referencias biográficas de personas que han contribuido al desarrollo de la ciencia o la tecnología.

Esperamos que el contenido de este trabajo sea de utilidad al docente y le sugiera algunas ideas para su traslado al aula.

A lo largo de este material de capacitación apelamos al análisis de productos y de procesos tecnológicos, procedimiento clave de la Educación Tecnológica.

"Las diversas etapas del método de análisis o lectura surgen como respuesta a interrogantes que, normalmente, un observador crítico se plantearía frente a los objetos en general y a un objeto en particular: ¿Qué forma tiene? ¿Qué función cumple? ¿Cuáles son sus elementos y cómo se relacionan?

¿Cómo funciona? ¿Cómo está hecho y de qué material? ¿Qué valor tiene? ¿Cómo está relacionado con su entorno? ¿Cómo está vinculado a la estructura sociocultural y a las demandas sociales?" (Gay, Aquiles; Ferreras, Miguel. 1997. *La Educación Tecnológica. Aportes para su implementación*. Prociencia-CONICET. Ministerio de Cultura y Educación de la Nación. Buenos Aires).

Usted puede acceder a la versión digital de esta obra desde el sitio web: www.inet.edu.ar

1. LA BAUXITA COMO MATERIA PRIMA

La bauxita es el mineral más comúnmente usado como materia prima para la obtención de aluminio. Este mineral fue descubierto en 1821 por P. Berthier en un lugar próximo a Les Baux, en el sur de Francia, de donde deviene el nombre. La bauxita se presenta en tres formas mineralógicas que difieren en el número de moléculas de agua de hidratación y estructura cristalina. Las tres formas estructurales de la bauxita se llaman *gibbsita*, *böhmita* y *diásporo*. La gibbsita es un verdadero hidróxido de aluminio mientras que la böhmita y el diásporo son óxidos-hidróxidos de aluminio. La principal diferencia entre estas dos últimas radica en la estructura cristalina.

En la bauxita, acompañan a los compuestos de aluminio: magnetita (Fe_3O_4), hematita (Fe_2O_3), goethita ($\text{FeO}(\text{OH})$), siderita (FeCO_3), caolinita ($\text{H}_4\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_9$), ilmenita (FeTiO_3), anatasa, rutilo y brookita (estos últimos minerales de TiO_2). La naturaleza y

cantidad de estos minerales presentes en la bauxita son las responsables de su aspecto físico; así hay bauxitas de color pardo oscuro, amarillo pálido, rosado, etc.

A fines de 1995, la *U. S. Bureau of Mines* estimaba las reservas mundiales de bauxita en 25.000 millones de toneladas, probadas y probables. Las estimaciones actuales apuntan a 75.000 millones de toneladas. La mayor parte de las reservas de bauxita se encuentra en zonas tropicales, en América del Sur (33 %), África (27 %), Asia (17 %) y Oceanía (13 %).

De acuerdo con la U.S. Geological Survey "La magnitud de esas reservas es suficiente para asegurar un suministro accesible y fluido para el futuro".¹

La producción de bauxita creció casi un 20 % (de 112 a 134 millones de toneladas) entre

	Unidades	Gibbsita	Böhmita	Diásporo
Composición		$\text{Al}(\text{OH})_3$	$\text{AlO}(\text{OH})$	$\text{AlO}(\text{OH})$
Contenido máximo de alúmina	%	65,4	85,0	85,0
Sistema cristalino		Monoclínico	Ortorómbico	Ortorómbico
Densidad	$\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$	2,42	3,01	3,44
Temperatura para una deshidratación rápida	$^{\circ}\text{C}$	150	350	450

¹ U.S. Geological Survey (1996) "Bauxite and alumina".

1994 y 2004. Australia es el mayor productor (38 %) seguido por Guinea (12 %). La producción de Brasil creció, en ese período, del 7 al 10 % del total mundial, superando a Jamaica (9 %). La producción de bauxita está creciendo rápidamente en China y la India.

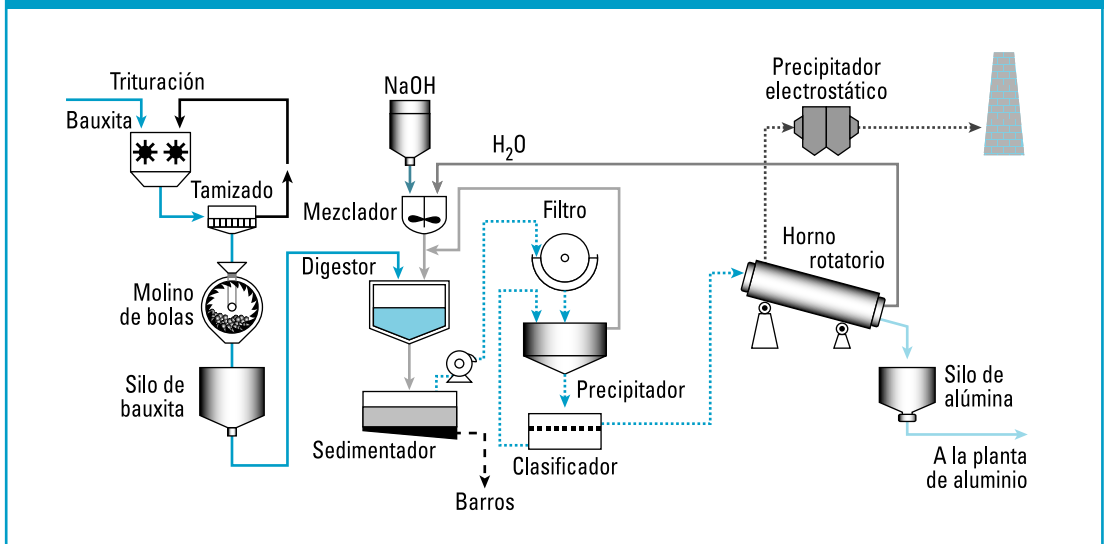
Según la *Africa Resources Corp.*, más de la mitad del costo de producción de bauxita se debe a las cargas laborales (34 %) y a la energía (21 %). Más del 85 % de la producción mundial de bauxita se destina a la producción de alúmina y aluminio. Las empresas internacionales dedicadas a la producción de aluminio participan en más del 62 % de la producción mundial de bauxita. *Alcoa World Alumina and Chemicals group (AWAC)*, un consorcio formado por Alcoa (60 %) y *Western Mining Corp.* (40 %), produce más alúmina que cualquier otra compañía en el mundo. Luego de su fusión con *Reynolds Metal Co.*, Alcoa controla el 38 % del mercado mundial de alúmina y aluminio.

Obtención de alúmina a partir de la bauxita. Proceso Bayer

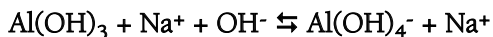
En 1889, Karl Josef Bayer, hijo del fundador de la empresa química del mismo apellido, desarrolló un método para la obtención de alúmina a partir de la bauxita, proceso que desde entonces ha sufrido muy pocas modificaciones.

En el proceso Bayer, el mineral se hace pasar por quebrantadoras de rodillos y, luego, es molido en molinos de bolas. La bauxita molida es dispersada en una lejía de soda cáustica para extraer la gibbsita, la böhmite o el diásporo presente y, así, separar selectivamente los compuestos de aluminio de los componentes insolubles (generalmente, óxidos). Para que la separación sea eficiente, se requiere que el mineral de partida contenga menos del 3 % de silicatos, ya que estos compuestos tienden a solubilizarse por reacción con hidróxido de sodio.

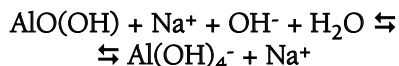
Esquema del proceso Bayer para la obtención de la alúmina



La reacción de la gibbsita con el hidróxido de sodio ocurre según:



La böhmita y diásporo reaccionan con el hidróxido de sodio formando, también, aluminato de sodio:



La solución de aluminatos, conjuntamente con los productos insolubles forma una lechada que se envía a un digestor. Las condiciones en el digestor (temperatura, presión y concentración) se fijan de acuerdo con las propiedades del mineral de partida. Minerales con un alto porcentaje de gibbsita pueden procesarse a 140 °C; en cambio, si la bauxita contiene porcentajes importantes de böhmita o diásporo requiere que el digestor opere entre 200 y 240 °C. La presión de trabajo es relativamente elevada y depende, también, de los porcentajes de los tres compuestos de aluminio. Para un mineral rico en böhmita –para el cual la temperatura en el digestor es de 240 °C–, la presión óptima es de unas 35 atmósferas.

Por consideraciones cinéticas sería provechoso efectuar el proceso a temperaturas elevadas. Sin embargo, en la práctica surgen algunos inconvenientes –corrosión en los aparatos, disolución de componentes del mineral que a temperatura ambiente son escasamente solubles, etc.–, lo que obliga a los elaboradores a ajustar muy bien la temperatura del digestor para obtener un rendimiento óptimo en la extracción de los compuestos de aluminio del mineral.

Después de la disolución, la lejía que contiene el aluminato de sodio se separa, por sedi-

mentación, del residuo insoluble presente en la bauxita. El barro depositado por sedimentación, llamado "barro rojo", contiene óxidos de hierro, silicato de aluminio y sodio, óxido de titanio y otras impurezas, principalmente óxidos. El tamaño de partícula del barro rojo es muy pequeño –en algunos casos, menor que 1 micrón–, por lo que deben regularse cuidadosamente las condiciones en que se produce su decantación y sedimentación. Una vez separado el barro rojo, el remanente se filtra y los sólidos que quedan en los filtros se lavan, para recuperar el hidróxido de sodio que se recicla al proceso principal.

Un problema bastante serio está constituido por la deposición del barro rojo. Generalmente, se lo deposita en zonas bajas y se lo cubre con agua, formando una suerte de laguna.

Una planta que procese 3 millones de toneladas de bauxita por año, requiere un área de 1 km² para el depósito del barro.

La lejía purificada contiene una relación molar Na₂O:Al₂O₃ que varía entre 1,5 y 1,8. Esta lejía se transfiere a precipitadores donde se enfría a temperaturas entre 47 y 62 °C, lo que induce una precipitación de alrededor del 50 % de su contenido en alúmina. Para que la precipitación se produzca, se requiere la hidrólisis del aluminato de sodio:



La hidrólisis del aluminato de sodio se logra mediante la siembra de cristales de hidróxido de aluminio. De esta manera, se produce una nucleación selectiva que permite la precipitación del hidróxido de aluminio. La proporción de cristales de hidróxido de aluminio debe ser 3 a 4 veces mayor que la que se encuentra disuelta. El proceso se lleva a cabo

agitando la mezcla en grandes tanques de acero, y dura entre 20 y 80 horas.

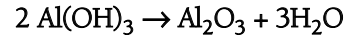
Las partículas de hidróxido de aluminio se depositan en el fondo del tanque, se remueven y son lavadas en filtros rotatorios.

La precipitación del hidróxido de aluminio es, esencialmente, el proceso inverso a la extracción con soda cáustica. En esta etapa deben regularse cuidadosamente las condiciones operativas, tanto la temperatura como la velocidad de enfriamiento.

Los cristales de hidróxido de aluminio –comúnmente, llamados "hidrato"– se clasifican por rangos de tamaño. Las partículas cuyos tamaños están por debajo de los valores requeridos se reenvían a los precipitadores.

Los cristales de "hidrato" de tamaño apropiado, se envían a un horno rotatorio o a un horno de lecho fluidizado para su calcinación.

En esta etapa, a unos 1100-1200 °C, se forma alúmina según:



El proceso de calcinación debe ser controlado cuidadosamente, ya que determina las propiedades del producto.

La alúmina obtenida es la materia prima para la obtención de aluminio.

A partir de la década de 1970, muchas refinarias de alúmina se han mudado de Europa y los Estados Unidos a las zonas donde están las minas de bauxita, especialmente a Australia, Brasil, Venezuela e India. Se ha encontrado que es más económico convertir la bauxita en alúmina *in situ* que afrontar los gastos de transporte de la bauxita. Cuatro países, Australia (32 %), Estados Unidos, China y Jaaica producen más del 55 % de la alúmina mundial.

Período	Grado de la alúmina	Producción ² mundial de alúmina ³ (Miles de toneladas métricas)							
		Área 14: África	Área 2: América del Norte	Área 3: América Latina	Área 4/5: Asia	Área 6A: Europa Occ.	Área 6B: Europa Oriental	Área 7: Oceanía	Total
2º trimestre 2004	Químico	0	236	58	239	354	156	61	1,104
	Meta-lúrgico	188	1.474	3.230	1.090	1.244	1.174	4.176	12.576
	Total	188	1.710	3.288	1.329	1.598	1.330	4.237	13.680
3º trimestre 2004	Químico	0	266	67	232	340	159	50	1.114
	Meta-lúrgico	198	1.486	3.052	1.098	1.252	1.189	4.175	12.450
	Total	198	1.752	3.119	1.330	1.592	1.348	4.225	13.564

² La producción total de alúmina es el peso del óxido de aluminio trihidrato expresado como 100 % de equivalente en Al₂O₃ antes de su posterior tratamiento. La producción total de alúmina se desagrega según se utilice para la producción de aluminio (alúmina de grado metalúrgico) o para otros procesos químicos.

³ International Aluminium Institute (2005) New Zealand House. Haymarket. United Kingdom.

⁴ Área 1 África: Guinea. Área 2 América del Norte: Canadá, Estados Unidos de América. Área 3 América Latina: Brasil, Guyana, Jamaica, Surinam, Venezuela. Área 4 Asia: China*, Japón, Corea del Sur*. Área 5 Asia (Sur): Azerbaijan*, India, Irán*, Kazakhsan, Turquía. Área 6A Europa Occidental: Francia, Alemania, Grecia, Irlanda, Italia, España. Área 6B Europa del Este: Bosnia & Herzegovina*, Hungría, Rumania*, Federación Rusa, Serbia & Montenegro, Ucrania. Área 7 Oceanía: Australia. Los asteriscos indican que la información no fue informada directamente a la IAI.

Período	Grado de la alúmina	Producción mundial de alúmina (Miles de toneladas métricas)							
		Área 1: África	Área 2: América del Norte	Área 3: América Latina	Área 4/5: Asia	Área 6A: Europa Occ.	Área 6B: Europa Oriental	Área 7: Oceanía	Total
4º trimestre 2004	Químico	0	251	75	239	364	155	60	1.144
	Meta-lúrgico	204	1.504	3.275	1.158	1.256	1.203	4.234	12.834
	Total	204	1.755	3.350	1.397	1.620	1.358	4.294	13.978
2004	Químico	0	992	252	937	1.395	610	229	4.415
	Meta-lúrgico	779	5.895	12.824	4.460	4.982	4.771	16.746	50.457
	Total	779	6.887	13.076	5.397	6.377	5.381	16.975	54.872
1º trimestre 2005	Químico	0	240	60	216	391	144	68	1.119
	Meta-lúrgico	160	1.509	3.239	1.136	1.195	1.203	4.311	12.753
	Total	160	1.749	3.299	1.352	1.586	1.347	4.379	13.872
2º trimestre 2004	Químico	0	277	65	218	401	155	60	1.176
	Meta-lúrgico	195	1.499	3.259	1.115	1.180	1.195	4.450	12.893
	Total	195	1.776	3.324	1.333	1.581	1.350	4.510	14.069

PROPIEDADES DE LA ALÚMINA

Fórmula	Al ₂ O ₃
Nº CAS	1344-28-1
Masa molar	101,96 uma
Densidad	3,97 g . cm ⁻³
Punto de fusión	2030 °C
Punto de ebullición	2977 °C
Solubilidad en agua	Insoluble
Color	Blanco
Calor estándar de formación	1675,69 kJ mol ⁻¹
Capacidad calorífica molar (a 25 °C)	78,766 J K ⁻¹ mol ⁻¹

El aluminio

Si bien el aluminio es el elemento metálico más abundante de la corteza terrestre, su producción industrial recién pudo llevarse a cabo hace apenas algo más de un siglo.

Varias civilizaciones utilizaron compuestos naturales de aluminio para diversos usos. Así, las arcillas con alto contenido de silicatos de aluminio hidratados se usaron para productos cerámicos y el sulfato de aluminio fue conocido por los egipcios, griegos y romanos, quienes lo emplearon como mordientes en los procesos de teñido de las telas.

Algunos estudiosos de la historia antigua han sugerido que hace más de 2.000 años hubo una pequeña producción de aluminio, sosteniendo que, en su enciclopedia *Historia Naturalis* Plinio el Viejo mencionó la existencia de un metal plateado particularmente sonoro:

"Un día, se le permitió a un joyero en Roma mostrar al Emperador Tiberio un plato hecho de un metal nuevo. El plato era muy liviano y, al menos, tan brillante como la plata. El joyero le dijo al Emperador que había obtenido el metal de arcilla común. También le aseguró al Emperador que sólo él y los Dioses sabían cómo producir ese metal a partir de arcilla. El Emperador se interesó mucho y como un experto en finanzas comenzó a preocuparse. El Emperador se dio cuenta que sus tesoros de oro y plata perderían bastante valor si la gente comenzaba a producir ese metal brillante a partir de la arcilla. Por eso, en lugar de darle al joyero la recompensa que aquél esperaba, ordenó decapitarlo."

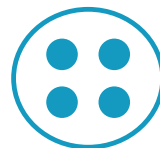
Obviamente, no hay manera de comprobar la veracidad de esta historia (la *Historia Naturalis* de Plinio el Viejo no se caracteriza por su rigor científico).

Los romanos llamaban *alumen* a toda sustancia de sabor astringente. Es por ello que, en la Edad Media, se le dio el nombre de alumen (también alumbre) a la sal doble $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot \text{K}_2\text{SO}_4 \cdot 24 \text{H}_2\text{O}$ obtenida de un mineral llamado alunita, que contiene porcentajes apreciables de este sulfato de aluminio y potasio.

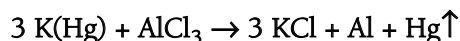
Con el desarrollo de la Química, y el entendimiento del proceso de neutralización se sospechó que la "tierra" que por neutralización con ácido sulfúrico formaba el sulfato de aluminio debería contener un elemento metálico aún no aislado. En 1761, el químico francés Louis-Bernard Guyton de

Morveau propuso que esa "tierra" debería llamarse *alumine*. Sir Humphry Davy, quien determinó que todas las "tierras" eran combinaciones de algún metal con oxígeno, intentó obtenerlo por destilación de una amalgama de cloruro de aluminio y potasio metálico. No logró aislar el metal; pero, a pesar de ello, propuso llamarlo *aluminium*.

John Dalton creía que el óxido de aluminio era una sustancia simple y, en su particular manera de representar a los elementos, le asignó el símbolo:



En 1825, el físico dinamarqués Hans Christian Ørsted perfeccionó la técnica de Davy y logró obtener pequeñas cantidades de aluminio haciendo reaccionar una amalgama diluida de potasio con cloruro de aluminio anhidro y separando el mercurio por destilación:



En 1827, Friedrich Wöhler mejoró el método de Ørsted de reacción de potasio con cloruro de aluminio anhidro, logrando obtener aluminio puro en polvo. Wöhler describió algunas de las propiedades físicas del aluminio: la densidad, la conductividad eléctrica, etc.

PROPIEDADES DEL ALUMINIO

Símbolo	Al	Calor de vaporización	293,4 kJ/mol
Número atómico	13	Calor de fusión (a 933,45 K)	10,56 kJ/mol
Familia	Elementos térreos	Presión de vapor	$2,42 \times 10^{-6}$ Pa a 933 K
Grupo y período	13 (IIIA), 3	Velocidad del sonido	5100 m/s a 933 K
Densidad	2700 kg/m ³	Electronegatividad	1,61 (Escala de Pauling)
Apariencia	Metálica, plateada	Calor específico a 25 °C	897,1 J/(kg K)
Masa atómica	26,981538 uma	Capacidad calorífica del Al sólido	$28,0892 - 5,414849 \theta + 8,560423\theta^2 + 3,42737\theta^3 - 0,277375/\theta^2$ ($\theta = K/1000$) en kJ/mol
Radio atómico (calc.)	125 pm (118 pm)	Capacidad calorífica del Al líquido	$31,751 + 3,936 \cdot 10^{-8} \theta - 1,7865 \cdot 10^{-8} \theta^2 + 2,6942 \cdot 10^{-9} \theta^3 + 5,480 \cdot 10^{-9}/\theta^2$ ($\theta = K/1000$) en kJ/mol
Radio iónico Al ³⁺	68 pm	Conductividad eléctrica	37,7 10 ⁶ /m ohm
Configuración	[Ne] 3 s ² 3 p ¹	Conductividad térmica	237 W/(m K)
Niveles electrónicos	2, 8, 3	Energía de 1ª ionización	577,5 kJ/mol
Estados de oxidación (Óxido)	3 (anfotéro)	Energía de 2ª ionización	1816,7 kJ/mol
Estructura cristalina	Cúbica centrada en las caras	Energía de 3ª ionización	2744,8 kJ/mol
Modo de agregación	Sólido		
Punto de fusión	933,45 K (1220,58 °F)		
Punto de ebullición	2792 K (4566 °F)		
Volumen molar	$10,00 \times 10^{-6}$ m ³ /mol		



Friedrich Wöhler
(1800-1882)

En 1852, Robert Wilhelm Bunsen había electrolizado cloruro de magnesio en un crisol de porcelana utilizando electrodos de grafito, obteniendo magnesio metálico en el cátodo. Henri Etienne Sainte-Claire Deville tomó la idea de Bunsen e intentó electrolizar cloruro de aluminio.

Pero, en esa época no había dispositivos eléctricos adecuados para ese proceso, de modo que comenzó a investigar si se podía mejorar el método de Wöhler. Para ello, luego de varios intentos, encontró que se podía obtener aluminio de buena pureza empleando cloruro doble de aluminio y sodio. El sodio no sólo era mucho más barato que el potasio sino que la sal doble es mucho menos volátil que el cloruro potasio. Presentó su memoria ante la Academia de Ciencias en marzo de 1854 y en la Exposición Universal de París de 1855 exhibió un lingote de aluminio de 7 kg. Su amistad con el Ministro de Educación de Francia le per-

► **¿Sabía usted que...**

a mediados del siglo XIX el aluminio era un metal más caro que el oro?

En 1853, el emperador Napoleón III usó platos y cubiertos de aluminio en un banquete ofrecido al rey de Siam. En esa época, el aluminio era un metal tan precioso que esa vajilla se utilizaba para recepciones a reyes, mientras que en las recepciones a dignatarios no tan importantes, la vajilla era de oro.

mitió interesar a Napoleón III en un proyecto para instalar la primera fábrica de aluminio. El emperador contribuyó con la financiación del proyecto y la planta de elaboración, inicialmente en Javel (París), se trasladó luego en Nanterre. En 1859, la fábrica produjo unos 500 kg de aluminio destinados, principalmente, a la fabricación de bijouterie. El proceso de Sante-Claire Deville provocó una caída del precio del aluminio que, antes de su obtención industrial, era mucho más caro que el oro o el platino, logrando que a fines de la década de 1860, costase una centésima parte que en la década anterior.



Henri Etienne Sante-Claire Deville (1818-1881)

Aún con métodos industriales de producción, el aluminio seguía siendo un metal caro. Así, por ejemplo, el ápice del obelisco de Washington, —que se representa en los billetes de un dólar— es una pirámide de aluminio de sólo 22 cm de alto y 13,9 cm

► **¿Sabía usted que...**

Jules Verne, en su *De la Tierra a la Luna* (1865), describió al aluminio como el metal ideal para el proyectil que los norteamericanos enviarían a la Luna?

Al respecto escribió:

"Este valioso metal posee la blancura de la plata, la indestructibilidad del oro, la tenacidad del hierro, la fusibilidad del cobre, la luminosidad del vidrio, se forja con facilidad, está distribuido ampliamente formando la base de la mayoría de las rocas, es tres veces más liviano que el hierro y parece haber sido creado para el expreso propósito de proveernos de material para nuestro proyectil."





**Charles Martin Hall
(1863-1914)**

Charles Martin Hall fue alumno de Frank F. Jewett en el *Oberlin College* de Ohio. Jewett, quien había sido discípulo de Wöhler en Gotinga,

solía describir a los alumnos los trabajos de Wöhler para obtener aluminio y las dificultades de su producción industrial. Este tema le interesó al joven Hall quien eligió la obtención de aluminio como trabajo final de su curso de Química. En el fondo de su casa montó un pequeño taller, armó una batería eléctrica y un horno, e intentó fundir bauxita para electrolizarla. Dada la alta temperatura de fusión del mineral, el resultado de su experimento fue negativo, por lo que se dedicó a buscar algún material que bajase la temperatura de fusión de la bauxita. Luego de varios intentos, encontró que disolviendo bauxita en criolita fundida que contenía algo de espato flúor se obtenía una masa pastosa susceptible de electrolizar. Variando el amperaje de la cuba en que se encontraba la masa fluida, el 23 de febrero de 1886, logró que se formaran unos glóbulos de aluminio en el cátodo. Ni bien el aluminio se enfrió, lo tomó y fue corriendo a mostrárselo a su maestro Jewett.

Hall patentó su invento; pero, inicialmente, no encontró quien financiase su producción industrial. Recién en 1888 se contactó con la *Pittsburgh Reduction Company* (que, más tarde, se convertiría en la *Aluminium Company of América* y es hoy el primer producto mundial de aluminio), de la que fue su vicepresidente hasta su muerte.

de lado de la base que pesa 2,85 kg. En 1884 costó 225 dólares, cuando el salario de un operario era de 1 dólar diario.

En 1885, Hamilton Y. Cassner mejoró el proceso de Sante-Claire Deville, logrando una producción anual de 15 toneladas.



**Paul Louis Toussaint Héroult
(1863-1914)**

Paul Louis Toussaint Héroult nació en 1863 en Thury-Harciurt, Normandía, en una pequeña curtiduría, propiedad de su padre, cerca de París, transformada en laboratorio de pruebas. Disponiendo de una máquina de vapor de débil potencia y de una pequeña dinamo Gramme, realizó los primeros ensayos de electrólisis de la alúmina, experimentando diversos fundentes, hasta llegar a la criolita.

El procedimiento electrolítico inventado por Héroult consiste en electrolizar la alúmina disuelta en la criolita fundida, con ánodo de carbono, para recolectar el aluminio fundido.

El procedimiento electrolítico inventado por Héroult consiste en electrolizar la alúmina disuelta en la criolita fundida, con ánodo de carbono, para recolectar el aluminio fundido.

Con Charles Hall entablaron una amistad que duró hasta la muerte. Curiosamente, ambos nacieron y murieron en los mismos años.

En 1886, dos jóvenes, Charles Martin Hall en los Estados Unidos y Paul Louis Toussaint Héroult en Francia, trabajando separadamente y sin conocer el uno el trabajo del otro, inventaron un nuevo proceso electrolítico, llamado hoy "Proceso Hall-Héroult", que es la base de toda la producción actual de aluminio.

Algunas nociones de electroquímica

La obtención del aluminio es uno de los procesos más representativos de la industria electroquímica. Por ello, en las páginas siguientes se presentan algunas nociones de electroquímica. El docente avezado en temas tales como la conducción por electrolitos, pilas químicas y

de concentración, pilas y electrodos reversibles, puede omitirlas y dirigirse, directamente, al título "Obtención de aluminio por el proceso Hall-Héroult".

ELECTROQUÍMICA

Las leyes de la electrólisis de Faraday

Conductividad molar

**Electrolitos débiles.
La teoría de Arrhenius**

FEM y su medición

**Pilas químicas
y de concentración**

Pilas reversibles

**Variaciones de energía libre
en pilas reversibles**

**Potenciales de electrodos
reversibles**

**Fenómenos eléctricos
en las interfases.
Doble capa eléctrica**

**Electrólisis y polarización.
Tensión de descomposición**

Las leyes de la electrólisis de Faraday

Hay sustancias, como la sacarosa, cuyas soluciones acuosas son tan malas conductoras de la electricidad como el agua pura. Tales sustancias reciben el nombre de *no electrolitos*. Otras sustancias, como el cloruro de sodio o el ácido acético, cuyas soluciones acuosas conducen mejor la corriente eléctrica que el agua pura, se llaman *electrolitos*. También, son electrolitos sustancias que al estado sólido no son conductoras de la corriente eléctrica –como los óxidos básicos, las sales, los hidróxidos metálicos, etc.–, pero que se vuelven conductoras cuando, por fusión, son llevadas al estado líquido.

La circulación de una corriente eléctrica a través de una solución de electrolito o de un electrolito fundido, suele provocar distintas transformaciones en ellos. En algunos casos, se deposita sobre alguno o ambos electrodos del generador de corriente eléctrica una sustancia simple que se encontraba formando parte del compuesto electrolítico. En otros casos, algún elemento presente en el electrolito se libera como sustancia simple gaseosa. Hay casos en que el electrodo se disuelve. También hay casos en que se descompone el solvente.

La comprensión de los procesos electroquímicos se inicia con los trabajos de Michael Faraday, quien encontró la relación entre la circulación de corriente en soluciones de sales, y las masas depositadas o liberadas en los electrodos.

El conjunto de las transformaciones químicas originadas por la circulación de una corriente eléctrica a través de un electrolito fundido o una solución de electrolito se llama *electrólisis*.



Michael Faraday (1791-1869)

En 1833, al estudiar los fenómenos de electrólisis, Michael Faraday encontró una relación entre la cantidad de electricidad que circula a través de la solución de electrolito y la masa de sustancia que reacciona en los electrodos por efecto de la corriente.

Sean w_1, w_2, \dots, w_n las masas que se depositan, liberan, disuelven, etc., por la acción de las respectivas cargas q_1, q_2, \dots, q_n . Experimentalmente, Faraday encontró que:

$$\frac{w_1}{q_1} = \frac{w_2}{q_2} = \dots = \frac{w_n}{q_n} = E_{EQ} \quad (1)$$

Ésta constituye la expresión matemática de la llamada *Primera Ley de Faraday*, cuyo enunciado es:

La masa de sustancia que sufre una transformación química por el paso de una corriente eléctrica a través de un electrolito es proporcional a la cantidad de electricidad que ha circulado.

E_{EQ} recibe el nombre de *equivalente electroquímico* del elemento que se transforma en el electrodo. Resulta evidente que el equivalente electroquímico de un elemento en un compuesto viene medido por la masa de dicho elemento que se transforma (en el electrodo) por la acción de la unidad de carga.

Si bien en el Sistema Internacional se lo expresa en $kg C^{-1}$ usualmente se usa $g C^{-1}$.

Posteriormente, Faraday hizo circular una corriente eléctrica a través de varias cubas conectadas en serie, conteniendo cada cuba un electrolito distinto, y encontró que las masas de las distintas sustancias simples que reaccionaban en los electrodos por el paso de esa corriente eran proporcionales a sus respectivos pesos equivalentes químicos⁵. Es decir, si por el paso de una corriente de q coulomb en la cuba 1 reacciona una masa w_1 de sustancia simple cuyo equivalente químico en el electrolito es Eq_1 , y en la cuba 2 reacciona una masa w_2 de sustancia simple cuyo equivalente químico en el electrolito es Eq_2, \dots , y en la cuba n reacciona una masa de sustancia simple w_n cuyo equivalente químico en el electrolito es Eq_n se verifica:

$$\frac{w_1}{Eq_1} = \frac{w_2}{Eq_2} = \dots = \frac{w_n}{Eq_n} \quad (2)$$

Ésta constituye la expresión matemática de la llamada *Segunda Ley de Faraday* cuyo enunciado es:

Las cantidades de sustancias distintas que se depositan, disuelven o liberan por el paso de la misma cantidad de electricidad son proporcionales a sus respectivos pesos equivalentes químicos.

En rigor, las dos leyes de Faraday se pueden compendiar en una sola. En efecto, si aplicamos la primera ley sucesivamente a dos elementos distintos cuando son producidos por dos cargas distintas q' y q'' tendremos:

$$w_{E1} = E_{EQ1} \cdot q' \quad \text{y} \quad w_{E2} = E_{EQ2} \cdot q''$$

⁵ El peso equivalente químico, también llamado "equivalente químico", "masa de combinación" o "equivalente gramo" de un elemento en un compuesto es una magnitud que viene dada por la relación entre el átomo-gramo de dicho elemento y la valencia con la que actúa en el compuesto.

y, cuando en ambas electrólisis la cantidad de electricidad es la misma $q' = q'' = q$, la segunda ley nos autoriza a escribir:

$$w_{E1} = Eq_1 \cdot q \quad \text{y} \quad w_{E2} = Eq_2 \cdot q$$

De esto:

$$\frac{Eq_1}{E_{EQ1}} = \frac{Eq_2}{E_{EQ2}} = \text{constante} \quad (3)$$

El equivalente químico de un elemento en un compuesto es una constante característica del elemento en ese compuesto. El equivalente electroquímico de un elemento, también lo es. Por lo tanto, el cociente entre ambos es una constante que tiene el mismo valor, cualquiera sea el electrolito; es decir, es una constante universal. Esa constante universal, que se ha determinado con bastante precisión, recibe el nombre de *constante de Faraday* y se indica con la letra \mathcal{F} . Su valor es:

$$\mathcal{F} = 96485,31 \text{ C / Eq} \quad (4)$$

Las unidades surgen del hecho que el equivalente químico se expresa en gramos/equivalente químico y el equivalente electroquímico se expresa en gramos/coulomb.

Para los cálculos comunes, se suele aproximar el valor de \mathcal{F} a 96500 C/Eq. En electricidad, a 96500 coulomb se lo llama "*faraday*".

Además de su valor práctico, las leyes de Faraday tienen un significado teórico de gran importancia. Por acción del campo

eléctrico, los cationes (iones con carga positiva) migran hacia el cátodo donde captan los electrones de la corriente eléctrica, mientras que los aniones (iones con carga negativa) se descargan en el ánodo. Si el proceso catódico o anódico de un equivalente gramo requiere el paso de un faraday de electricidad, es razonable suponer que esta cantidad de electricidad representa la carga que lleva un equivalente gramo de cualquier ión. Si el ión tiene valencia z , en un mol de iones habrá z equivalente-gramo y, por lo tanto, su carga total será $z \mathcal{F}$ coulomb. Como en un mol de iones hay el número de Avogadro (N_A) iones, la carga que transporta cada ión será $z \mathcal{F} / N_A$.

La valencia z es un número entero: 1 para un ión monovalente, 2 para un ión divalente, 3 para un ión trivalente, etc. Esto implica que la carga que transporta cualquier ión es un múltiplo de una unidad de carga eléctrica fundamental cuyo valor es \mathcal{F} / N_A . Mediante un gran número de experimentos independientes se logró identificar esta unidad de carga eléctrica con el valor absoluto de la carga del electrón.

La determinación más precisa del número de Avogadro (en la escala de masas atómicas relativas que establece un valor 12,00000 para el ^{12}C) arroja un valor:

$$N_A = 6,022137 \cdot 10^{23} \text{ mol}^{-1} \quad (5)$$

Por lo tanto, el valor absoluto de la carga del electrón es:

$$96485,31/6,022137 \cdot 10^{23} = 1.60217733 \cdot 10^{-19} \text{ C}$$



Actividad 1.1. Electrolizando la sal de mesa sobre una servilleta

Le proponemos realizar con sus alumnos el siguiente experimento que ejemplifica la ocurrencia de una reacción electroquímica y que puede servir como experiencia introductoria para desarrollar los conceptos vinculados con la electrólisis de la alúmina:

- Coloquen, aproximadamente, media cucharadita de sal de mesa (que contenga menos de 1 % de $MgCO_3$) sobre una servilleta de papel doblada por la mitad.
- Doblen suavemente la servilleta tapando la sal y cuidando que ésta no se desparrame.
- Mediante un gotero, humedezcan con agua la zona del papel debajo de la cual se encuentra la sal.
- Viertan una gota de solución de fenolftaleína sobre la zona humedecida que cubre a la sal. Si se forma una mancha rosada, esto se debe a que la sal contiene demasiado $MgCO_3$. Utilicen, entonces, otra marca de sal para la cual no se observen cambios de color por el agregado de fenolftaleína.
- Mediante pinzas de cocodrilo, sujeten dos cables a los bornes de una batería de 9 V y apoyen los otros terminales de estos cables sobre la zona húmeda de la servilleta que cubre a la sal.
- Observen el cambio de coloración y planteen las ecuaciones que correspondan a los procesos que, presumiblemente, han ocurrido.



Conductividad molar

Algunos electrolitos en soluciones acuosas de la misma molaridad conducen la corriente eléctrica mejor que otros; esto sugiere que, al disolverse, forman más partículas con carga eléctrica (iones) que otros, ya sea por disociación iónica o por ionización.

Los procesos electroquímicos no sólo dependen de la intensidad de corriente y de la concentración de electrolito disuelto sino que varían según la naturaleza del electrolito. Es por ello que se los clasifica en electrolitos fuertes y débiles.

- Aquellos electrolitos que en solución acuosa se consideran disociados o ionizados en su casi totalidad se llaman **electrolitos fuertes**. Son ejemplos de electrolitos fuertes las sales inorgánicas, los hidróxidos metálicos y algunos ácidos minerales como el sulfúrico, nítrico o clorhídrico.
- Otros electrolitos, como el amoníaco, los ácidos orgánicos, que se consideran parcialmente ionizados se dicen **electrolitos débiles**.

La resistencia de un conductor eléctrico depende no sólo de su naturaleza sino también de la temperatura, su longitud y su sección. A una temperatura dada, la resistencia eléctrica R de un conductor de longitud l y sección A se expresa como:

$$R = \rho \frac{l}{A} \quad (6)$$

Donde:

- ρ se denomina **resistividad** del conductor.

El recíproco de la resistencia eléctrica es la **conductancia eléctrica** (G), cuya unidad en el Sistema Internacional es el *siemens* ($S \equiv \Omega^{-1}$).

La inversa de la resistividad se llama **conductividad** (antes *conductividad específica*) y se simboliza con la letra griega κ . Es decir:

$$G = \kappa \frac{A}{l} \quad (7)$$

Para el caso particular en que el conductor eléctrico sea una solución de electrolito, κ se denomina conductividad electrolítica. Su unidad en el Sistema SI es $S \cdot m^{-1}$.

La conductividad electrolítica no es una magnitud apropiada para comparar las conductividades de diferentes soluciones. Si una solución de cierto electrolito está mucho más concentrada que otra, puede tener una conductividad electrolítica más alta –simplemente, por contener más iones–. Por ello, en 1883 Friedrich Wilhelm Georg Kohlrausch propuso usar una magnitud que hoy se denomina **conductividad molar** (anteriormente *conductividad equivalente*) que se representa mediante la letra griega mayúscula Λ y que se obtiene dividiendo la conductividad electrolítica por la concentración de electrolito.

$$\Lambda = \frac{\kappa}{c} \quad (8)$$

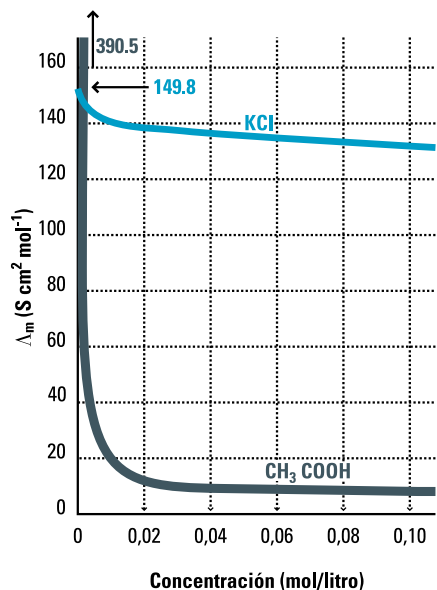
Donde:

- c es la concentración molar de electrolito.

Cualquiera sea el electrolito, su conductividad molar disminuye a medida que la concentración aumenta. Este descenso responde a dos patrones bien diferenciados: para los electrolitos fuertes, la conductividad molar desciende

muy poco a medida que la concentración aumenta; en cambio, para los electrolitos débiles, el descenso de la conductividad molar con el aumento de la concentración es marcado, especialmente en el rango de concentraciones bajas (0-0,5 M⁶).

La conductividad molar suministra información acerca de la conductividad de los iones presentes en una solución que contiene un mol de electrolito; su dependencia con la concentración es marcadamente diferente según el electrolito sea fuerte o débil.



Conductividad molar en función de las concentraciones, para el cloruro de potasio (electrolito fuerte) y para el ácido acético (electrolito débil)

⁶ M es el símbolo de la concentración molar en moles/litro. Hay otras formas de expresar la concentración.

Usualmente, se extrapolan los valores de conductividad molar de un electrolito para concentración igual a cero. El valor así hallado se denomina **conductividad molar a dilución infinita** (Λ^0). Sin embargo, para electrolitos débiles los valores de conductividad molar a dilución infinita calculados por extrapolación son poco confiables.

Para explicar las diferencias observadas entre las conductividades de electrolitos fuertes y débiles, Svante Arrhenius supuso que los electrolitos débiles no están completamente disociados en iones conductores de la electricidad.

Electrolitos débiles. La teoría de Arrhenius

Los datos de conductividades molares y el hecho de que, en la neutralización de ácidos fuertes con bases fuertes, el calor de neutralización por mol de agua formado es prácticamente el mismo (aproximadamente, 54,7 kJ/mol de agua), condujeron a Svante Arrhenius a proponer una nueva teoría sobre las soluciones electrolíticas. Según esta teoría, en las soluciones acuosas de electrolitos débiles existe equilibrio entre el electrolito sin disociar y los iones productos de su disociación. Así, para un electrolito AB en solución acuosa, se cumple:



- A concentraciones muy bajas, el estado del equilibrio está desplazado hacia los pro-

ductos y la conductividad molar se aproxima a Λ^0 .

- A medida que la concentración aumenta, el estado de equilibrio se desplaza hacia los reactantes y la conductividad molar disminuye a valores de Λ menores que Λ^0 .

El **grado de disociación** (es decir, la fracción de la concentración original de AB que se ha transformado en A^+ y B^-) viene medida por Λ/Λ^0 y se representa mediante la letra griega α :

$$\alpha = \frac{\Lambda}{\Lambda^0} \quad (9)$$

Cuando la concentración de electrolito es tan baja que su solución puede considerarse infinitamente diluida, puede presumirse que dicho electrolito está completamente disociado en sus iones y α tiende a 1.

La teoría de Arrhenius explica por qué el calor de neutralización por mol de agua producida es constante: los ácidos y bases fuertes en solución acuosa pueden considerarse casi completamente disociados, por lo que la neutralización consiste, simplemente, en la reacción de los iones H^+ con los iones HO^- para formar agua.

Jacobus Hendericus van't Hoff corroboró la teoría de Arrhenius mediante mediciones de presión osmótica de soluciones de electrolitos, las que son siempre mayores que las soluciones de no electrolitos de las mismas concentraciones y a las mismas temperaturas. Así, van't Hoff propuso la ecuación

$$\pi = icRT \quad (10)$$

para la relación entre la presión osmótica π , la concentración c y la temperatura T . El factor i se llama *factor de van't Hoff*.

Van't Hoff encontró que, para electrolitos fuertes, el factor i es prácticamente igual al número de iones que se forman por disociación total. Así, para el NaCl o el HCl, etc., $i = 2$; para el $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2$, H_2SO_4 , etc., $i = 3$; y, así, sucesivamente. En cambio, un electrolito débil que en el caso de estar totalmente disociado produjera v iones, al estar parcialmente disociado con un grado de disociación α , produciría $v\alpha$ iones por mol de electrolito original mientras que en la solución quedaría una fracción $1 - \alpha$ sin disociar. De modo que el número de partículas que se forman por unidad de electrolito original es:

$$i = 1 - \alpha + v\alpha$$

Por lo tanto:

$$\alpha = \frac{i - 1}{v - 1} \quad (11)$$

Esta expresión permite calcular el grado de disociación a partir de mediciones de presión osmótica.

En 1888, Friedrich Wilhelm Ostwald expresó de manera cuantitativa la concepción de Arrhenius. Si, en solución acuosa, un electrolito AB se disocia parcialmente en iones A^+ y B^- :



una vez que se alcanza el equilibrio, y suponiendo comportamiento ideal, la constante de equilibrio toma la forma:

$$K_c = \frac{[\text{A}^+][\text{B}^-]}{[\text{AB}]} \quad (12)$$

Si se disuelven n moles de electrolito AB en un volumen V y la fracción disociada es α , la fracción no disociada será $1 - \alpha$. Alcanzado el equilibrio, las concentraciones de las tres especies serán:

$$[\text{AB}] = n(1 - \alpha) / V$$

$$[\text{A}^+] = n\alpha / V$$

$$[\text{B}^-] = n\alpha / V$$

Por consiguiente, la constante de equilibrio estará dada por:

$$K_c = \frac{(n\alpha / V)^2}{[n(1 - \alpha) / V]} = \frac{n\alpha^2}{V(1 - \alpha)}$$

Siendo $n/V = c$, la concentración inicial de electrolito, la ecuación anterior puede escribirse:

$$K_c = \frac{c\alpha^2}{1 - \alpha} \quad (13)$$

Esta expresión permite calcular el grado de disociación de un electrolito en función de su concentración (a una temperatura dada).

Como $\alpha = \Lambda / \Lambda^0$, la ecuación anterior toma la forma

$$K_c = \frac{c(\Lambda / \Lambda^0)^2}{1 - (\Lambda / \Lambda^0)} \quad (14)$$

Siendo Λ^0 y K_c constantes para un electrolito dado, esta ecuación permitiría encontrar la

conductividad de una solución de un electrolito de concentración conocida; de hecho, los resultados experimentales muestran que esta relación entre κ y Λ es satisfactoria para electrolitos débiles. En cambio, para electrolitos fuertes se observan desviaciones importantes respecto de los valores calculados a partir de esta ecuación.

En 1923, Petrus Debye y Erich Hückel propusieron una ecuación teórica⁷ que es aplicable para soluciones diluidas de electrolitos tanto débiles como fuertes:

$$\Lambda = \Lambda^0 - (P + Q\Lambda^0) \sqrt{c} \quad (15)$$

Donde:

- P y Q pueden expresarse en términos de diversas constantes y propiedades de la solución.

En 1875, Kohlrausch efectuó un número considerable de determinaciones de conductividades molares a dilución infinita, encontrando que cada uno de los iones que produce un electrolito efectúa su propia contribución al valor de Λ^0 , sin importar la naturaleza del otro ión con el cual está asociado. Esto puede expresarse:

$$\Lambda = \lambda_+^0 + \lambda_-^0$$

Donde:

- λ_+^0 y λ_-^0 son, respectivamente, las conductividades iónicas a dilución infinita del catión y del anión.

Estos valores no pueden obtenerse solamente a partir de los valores de Λ^0 sino que se calculan a partir de las velocidades con que se desplazan los iones bajo condiciones estandarizadas.

Si bien los cationes y aniones se neutralizan en cantidades equivalentes en ambos electrodos, estos iones no se mueven con la misma velocidad bajo la acción de la FEM –fuerza electromotriz– aplicada. Esto se debe a que, en muchos casos, la carga que transporta cada ión es diferente a la que transporta el ión de carga opuesta o –como en el caso de ciertas sales fundidas– la corriente es transportada por un solo tipo de iones.

Consideremos el caso en que el electrolito está disuelto en agua y la carga de los cationes es diferente a los aniones –supongamos que la relación de cargas es 1 a 3–. Dado que se deben cumplir las leyes de Faraday, los cationes se deben mover más rápido por acción del campo eléctrico ya que por cada anión que se descarga en el ánodo se deben cargar 3 cationes en el cátodo, de manera de mantener una circulación uniforme de corriente. A partir de este caso –y de cualquier otro que se considere–, encontramos que el número total de iones descargados o cargados en cada electrodo en un intervalo de tiempo, depende de la velocidad que tenga cada especie iónica. O, en forma más general:

El número de equivalentes electroquímicos que reaccionan en cada electrodo por la circulación de la corriente eléctrica en la unidad de tiempo es proporcional a la velocidad de la especie iónica que interactúa con cada electrodo.

⁷ Si desea consultar la *Teoría de Debye-Hückel* sobre la conductividad de soluciones de electrolitos, puede recurrir a:

- Laidler, K. J.; Meiser, J. H. (1997) *Fisicoquímica*. CECSA. México.
- Castellán, G. W. (1987) *Fisicoquímica*. Addison-Wesley Iberoamericana. México.

Si llamamos n_- al número de equivalentes electroquímicos del anión que interactúa en el ánodo y n_+ al número de equivalentes electroquímicos del catión que interactúa en el cátodo:

$$n_- = k u_- \quad (16)$$

y

$$n_+ = k u_+ \quad (17)$$

Donde:

- u_- es la velocidad del anión.
- u_+ es la velocidad del catión.

Por lo tanto, el número total de equivalente electroquímicos n_{total} será:

$$n_{\text{total}} = k (u_- + u_+) \quad (18)$$

De las expresiones anteriores se deduce que la fracción de carga eléctrica que transportan los aniones en la unidad de tiempo será n_- / n_{total} y la fracción de carga eléctrica que transportan los cationes en el mismo intervalo será n_+ / n_{total} . Cada fracción de corriente total que transporta cada especie iónica se llama *número de*

Se llama número de transporte a la fracción de corriente eléctrica que transporta cada especie iónica en solución.

transporte y se los representa mediante los símbolos t_- y t_+ . Por lo tanto, el número de transporte del anión será:

$$t_- = \frac{u_-}{u_- + u_+} \quad (19)$$

y

$$t_+ = \frac{u_+}{u_- + u_+} \quad (20)$$

de modo que:

$$t_- + t_+ = 1$$

Se han desarrollado varios métodos para determinar el número de transporte. Uno de ellos fue ideado en 1853 por Johann Wilhelm Hittorf y consiste en medir los cambios de concentración en las proximidades de los electrodos. Otro, llamado *método de la frontera móvil*, analiza con qué velocidad se desplaza el límite entre dos soluciones por acción de una corriente eléctrica.

Como la velocidad de un ión es proporcional a su conductividad iónica, en el caso de una dilución infinita, las ecuaciones (19) y (20) pueden escribirse:

$$t_+ = \frac{\lambda_+^0}{\Lambda^0} \quad \text{y} \quad t_- = \frac{\lambda_-^0}{\Lambda^0} \quad (21)$$

Una vez que se establece alguno de los valores de λ_+^0 o λ_-^0 , se puede calcular todo el conjunto a partir de los valores disponibles de Λ^0 . Por otra parte, a partir de los datos tabu-

lados de conductividades iónicas a dilución infinita, se pueden obtener los valores de Λ^0 para electrolitos débiles, valores que cuando se extrapolan a partir de mediciones de concentraciones finitas no son muy confiables.

Los cálculos termodinámicos establecen que, en las condiciones de temperatura y concentración en que se produce industrialmente la electrólisis de la alúmina, si el proceso fuese reversible, se requeriría una diferencia de potencial de 1,222 V.

Sin embargo, en los procesos más modernos de obtención del aluminio por electrólisis se requieren diferencias de potencial de 4,1-4,3 volt.

En las secciones siguientes hacemos una reseña de los factores que inciden en esa diferencia.

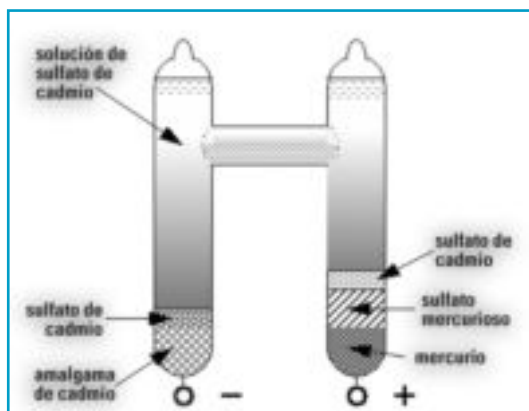
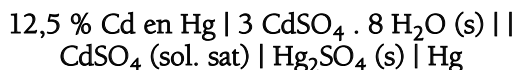
FEM y su medición

En las mediciones de FEM suele utilizarse una pila de referencia llamada *pila patrón*. La pila patrón que se utiliza con mayor frecuencia es una variante de la *pila de Weston* cuyas principales ventajas son que su FEM permanece constante durante mucho tiempo y que su coeficiente térmico es muy bajo.

El electrodo "negativo" de una pila de Weston consiste en una solución saturada de sulfato de cadmio $3 \text{ CdSO}_4 \cdot 8 \text{ H}_2\text{O}$ que contiene un 12,5 % de amalgama de cadmio; el electrodo "positivo" es mercurio, cubierto con sulfato mercurioso sólido (Hg_2SO_4) en la misma solución.

Convencionalmente, las características de una pila galvánica se expresan de la siguiente

manera: las fases o soluciones de diferentes composiciones concentraciones en contacto se separan mediante líneas verticales. Deben indicarse las concentraciones de las soluciones, pues éstas afectan la FEM. En nuestro caso, la pila de Weston se representa:



Esquema de la pila Weston; las conexiones a la amalgama de cadmio y al electrodo de mercurio son de platino. Su FEM es de 1,018636 volt absolutos a 0 °C y varía unos $4 \cdot 10^{-8}$ por cada grado de aumento de temperatura

Pilas químicas y de concentración

Cuando una pila galvánica funciona, genera energía. En muchos casos, la energía proviene de transformaciones químicas que se producen en los electrodos. Las pilas que suministran energía debido a transformaciones químicas en sus electrodos se llaman *pilas*

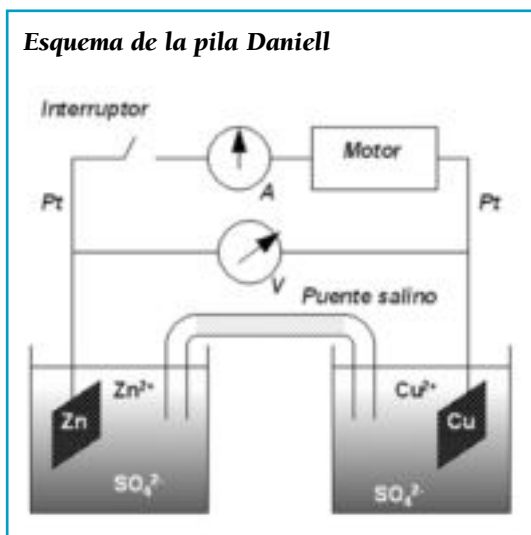
químicas. En otros casos, la energía suministrada se debe a una variación en la concentración de una solución; estas pilas se llaman *pilas de concentración*.

Pilas reversibles

Si el proceso que ocurre en una pila es reversible, la energía involucrada puede interpretarse en función de sus propiedades termodinámicas. Las pilas en las cuales el proceso de generación de energía es reversible se llaman *pilas reversibles*.

Para que una pila reversible tenga ese carácter, se requiere que al ser conectada a una fuente externa de la misma FEM no experimente cambio físico o químico alguno:

- Al disminuir la FEM externa en un infinitésimo, debe producirse en la pila un cambio proporcional a la carga que circuló.
- Al aumentar la FEM en un infinitésimo, debe producirse el cambio inverso.



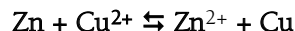
Entre las pilas reversibles se encuentra la *pila de Daniell*. Ésta consiste en un electrodo de cinc sumergido en una solución acuosa de sulfato de cinc y un electrodo de cobre sumergido en una solución acuosa de sulfato de cobre. Ambas soluciones están vinculadas por un puente salino que permite el pasaje de corriente pero no de los iones Zn^{2+} o Cu^{2+} . Las conexiones a los electrodos son de platino.

Los contactos en la pila de Daniell se representan:



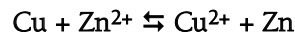
La doble barra vertical representa el puente salino.

Si se cierra el circuito por una FEM apenas menor que la de la pila, la reacción química que se produce en ella es:



Es decir, el cinc del electrodo de cinc se disuelve para formar iones Zn^{2+} , mientras que los iones Cu^{2+} se descargan y depositan en forma de Cu metálico sobre el otro electrodo.

Si, en cambio, se cierra el circuito por una FEM ligeramente mayor que la de la pila, se produce el proceso inverso: El electrodo de cobre se disuelve mientras que se deposita cinc metálico en el electrodo de cinc.

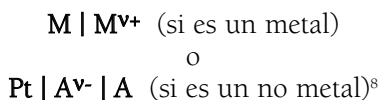


Los electrodos de una pila reversible son electrodos reversibles. Se conocen tres tipos de electrodos reversibles:

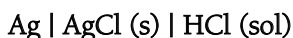
a. **Metal o no metal en contacto una solución de sus propios iones.** Por ejemplo, cinc en solución de sulfato de cinc, cobre en solución

de sulfato de cobre, cloro en solución de cloruro de sodio, etc.

Estos electrodos se representan por:

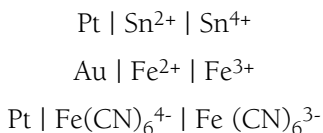


b. **Metal y una sal poco soluble de su catión en contacto con una sal soluble del mismo anión.** Por ejemplo:



c. **Metal inatacable sumergido en una solución que contiene tanto la forma oxidada como la forma reducida de un sistema redox.**

Por ejemplo



El metal inatacable actúa como conductor, para hacer contacto con la solución. Los estados oxidados y reducidos pueden, inclusive, no ser iónicos; por ejemplo, el electrodo de quinona | hidroquinona.

Los electrodos de esta clase se suelen llamar *electrodos de óxido-reducción*. La reacción que en ellos ocurre depende del sentido de la corriente.

Debemos remarcar que:

- Dos electrodos reversibles de cualquier clase constituyen una pila reversible.
- En todo electrodo reversible se incluye un estado oxidado y un estado reducido en su sentido más amplio.

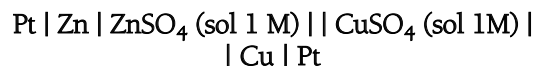


Como una pila reversible está formada por dos electrodos reversibles, sólo se establecerá una circulación de corriente si a través del *circuito externo* se produce una oxidación en un electrodo y una reducción en el otro.

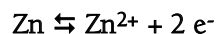
Es común el uso de la siguiente convención:

La FEM de una pila es positiva cuando la oxidación se produce en el electrodo que se representa a la izquierda de su esquema y negativo cuando la oxidación se produce en el electrodo que se representa a la derecha de su esquema.

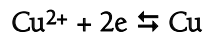
Así, por ejemplo, la pila de Daniell:



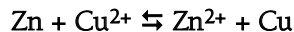
tiene una FEM de 1,10 volt y, por la convención anterior, su signo es positivo. Esto significa que cuando la pila funciona, se produce una oxidación en el electrodo de la izquierda:



y una reducción en el electrodo de la derecha:



Los electrones liberados en el proceso de oxidación se desplazan a través del circuito externo de conexión y son los que se utilizan para la reducción de los cationes Cu^{2+} . De modo que el proceso completo es:



⁸ Dado que los no metales, excepto el grafito, no son conductores de la electricidad, se usa un metal inerte como complemento del electrodo –generalmente, platino–.



Actividad 1.2. Reloj que funciona con jugo de naranja

Le recomendamos desarrollar esta experiencia con sus alumnos. Ésta va a permitirle ejemplificar una pila cuya diferencia de potencial es positiva y plantear que sólo en estos casos la generación de corriente es espontánea mientras que en la electrólisis –como en el caso de la alúmina se requiere el suministro de corriente eléctrica desde el exterior–.



Las acciones son:

- En un recipiente de boca ancha, coloquen jugo de naranja hasta la mitad.
- En el jugo de naranja, sumerjan una chapita de cobre y una cintita de magnesio (previamente pulida con lana de acero); cada uno de estos metales va a estar sujeto a un cable de cobre.
- Conecten los extremos libres de los cables a los bornes de un reloj, al que se le ha retirado la pila de 1,5 V.
- Observen el funcionamiento del reloj.
- Observen qué ocurre en los electrodos.
- Repitan el experimento empleando agua destilada en lugar de jugo de naranja.
- Escriban las ecuaciones correspondientes a los procesos que ocurren en cada electrodo
- Si el sistema funcionase reversiblemente, ¿cuál sería la diferencia de potencial mínima para producir la electrólisis?



Variaciones de energía libre en pilas reversibles

Cuando una pila reversible opera isotérmica e isobáricamente, el trabajo eléctrico –que es trabajo útil–, mide la variación de la energía libre del sistema (cambiada de signo). A su vez, el trabajo eléctrico viene dado por el producto la FEM por la carga eléctrica que circula.

Si la FEM de una pila es E volt y la transformación que se produce corresponde al pasa-

je de n faraday –es decir, $n\mathcal{F}$ coulomb–, el trabajo eléctrico es $n\mathcal{F}E$; y, por lo tanto, la variación de energía libre que acompaña al proceso:

$$\Delta G = -n \mathcal{F} E \quad (22)$$

Para que la reacción ocurra sin consumir trabajo del medio exterior, la variación de energía libre tiene que ser negativa.

Observando la ecuación (22) se nota que para que ello ocurra, la FEM de la pila debe ser positiva.

La variación de energía libre que acompaña a una reacción depende de las concentraciones –en rigor, de las actividades– de las sustancias actuantes. Por lo tanto, la FEM de una pila reversible también varía con las concentraciones de las sustancias actuantes.

Si en la pila se produce una reacción general del tipo;



la variación de energía libre, a presión y temperatura constante, que le acompaña viene dada por:

$$\Delta G_{P,T} = \Delta G^0 + RT \ln \frac{a_L^l \times a_M^m \times \dots}{a_A^a \times a_B^b \times \dots} \quad (23)$$

Donde:

- $a_A, a_B, \dots, a_L, a_M, \dots$, son las actividades de A, B, ..., L, M, ..., tal como se presentan en la pila reversible.

Si el cociente entre las actividades se representa mediante J_a el cociente entre las actividades, la (23) se puede escribir:

$$\Delta G_{P,T} = \Delta G^0 + RT \ln J_a \quad (24)$$

Donde:

- ΔG^0 es la variación de la energía libre que acompaña a la reacción que se produce en

la pila cuando todas las sustancias actuantes están en sus estados estándar.

En ese estado estándar, la FEM de la pila es E^0 y el trabajo útil es $n\mathcal{F} E^0$. Por lo tanto:

$$-n\mathcal{F} E = -n\mathcal{F} E^0 + RT \ln J_a \quad (25)$$

de donde

$$E = E^0 - \frac{RT}{n\mathcal{F}} \ln J_a \quad (26)$$

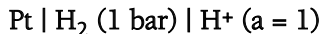
Esta expresión relaciona la FEM de una pila con las actividades de las sustancias actuantes. E^0 es una constante para la reacción dada, variando sólo con la temperatura a 1 bar de presión.

Potenciales de electrodos reversibles

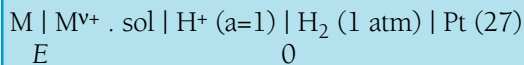
Hasta ahora no se ha podido diseñar un experimento que permita determinar el potencial de un solo electrodo; sólo se pueden determinar diferencias de potenciales. Sin embargo, adjudicándole arbitrariamente un valor cero a un electrodo en determinadas condiciones, queda asignado un valor a cada electrodo individual. Por convención:

Se asigna arbitrariamente potencial de electrodo cero al potencial de un electrodo reversible del gas hidrógeno con el gas a 1 bar en equilibrio con una solución de iones hidrógeno de actividad unitaria.

Ese electrodo se representa:



Y se llama *electrodo normal de hidrógeno*. Se dice que los potenciales de los demás electrodos que se determinan por interacción con él, están dados en la escala del hidrógeno. Para establecer el potencial de un electrodo cualquiera, por ejemplo $M \mid M^{v+} (\text{sol})$, se lo combina con un electrodo normal de hidrógeno para formar la pila:

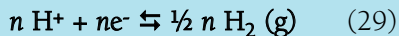


La FEM de esta pila, o sea E , es igual al potencial del electrodo $M \mid M^{v+} . \text{sol}$) en la escala del hidrógeno.

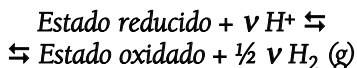
Hemos dicho que el electrodo que se escribe a la izquierda representa al proceso de oxidación; es decir



En este caso, el hidrógeno se reduce según la ecuación:



La reacción completa por el pasaje de v faraday será la suma de (28) y (29):



y la FEM de la pila será

$$E = E^0 - \frac{RT}{n\mathcal{F}} \ln \frac{a_{\text{estado oxidado}} \times a_{\text{H}_2}^{1/2v}}{a_{\text{estado reducido}} \times a_{\text{H}^+}^v} \quad (30)$$

Como, por la definición del electrodo normal de hidrógeno, tanto la actividad del gas hidrógeno como la de los iones hidrógeno es unitaria, (30) toma la forma:

$$E = E^0 - \frac{RT}{n\mathcal{F}} \ln \frac{a_{\text{estado oxidado}}}{a_{\text{estado reducido}}} \quad (31)$$

Donde:

- E recibe el nombre de *potencial de oxidación* del electrodo en cuestión.
- E^0 es el correspondiente *potencial de oxidación normal*, esto es, el potencial del electrodo cuando todas las sustancias actuantes están en sus estados normales de actividad unitaria.

La palabra "oxidación" se emplea porque describe el proceso que ocurre en ese electrodo.

De manera similar a la deducida para el potencial de oxidación, se puede deducir una expresión para el *potencial de reducción*.

Si la FEM de una pila constituida combinando un electrodo dado con uno normal de hidrógeno es positiva, entonces la reacción en el interior de la pila ocurre espontáneamente. Pero puede ocurrir que la FEM sea negativa; en ese caso, la reacción que ocurre espontáneamente es la inversa y el hidrógeno gaseoso es el que se oxida dando iones H^+ .

POTENCIALES NORMALES DE OXIDACIÓN A 25 °C EN LA ESCALA DEL HIDRÓGENO

Electrodo	Reacción	E ⁰ (volt)
Li Li ⁺	Li → Li ⁺ + e ⁻	+ 3,00
K K ⁺	K → K ⁺ + e ⁻	+ 2,925
Rb Rb ⁺	Rb → Rb ⁺ + e ⁻	+ 2,93
Cs Cs ⁺	Cs → Cs ⁺ + e ⁻	+ 2,92
Ba Ba ²⁺	Ba → Ba ²⁺ + 2e ⁻	+ 2,91
Sr Sr ²⁺	Sr → Sr ²⁺ + 2e ⁻	+ 2,89
Ca Ca ²⁺	Ca → Ca ²⁺ + 2e ⁻	+ 2,87
Na Na ⁺	Na → Na ⁺ + e ⁻	+ 2,714
La La ³⁺	La → La ³⁺ + 3e ⁻	+ 2,52
Ce Ce ³⁺	Ce → Ce ³⁺ + 3e ⁻	+ 2,48
Mg Mg ²⁺	Mg → Mg ²⁺ + 2e ⁻	+ 2,36
Pt H ⁻ H ₂	2H ⁻ → H ₂ + 2e ⁻	+ 2,25
Sc Sc ³⁺	Sc → Sc ³⁺ + 3e ⁻	+2,09
U U ³⁺	U → U ³⁺ + 3e ⁻	+1,79
Al Al ³⁺	Al → Al ³⁺ + 3e ⁻	+ 1,66
Ti Ti ²⁺	Ti → Ti ²⁺ + 2e ⁻	+ 1,63
Mn Mn ²⁺	Mn → Mn ²⁺ + 2e ⁻	+ 1,18
H ₂ H ₂ O	H ₂ + 2 HO ⁻ → 2H ₂ O + 2e ⁻	+ 0,83
Zn Zn ²⁺	Zn → Zn ²⁺ + 2e ⁻	+0,77
Fe Fe ²⁺	Fe → Fe ²⁺ + 2e ⁻	+0,440
Ni Ni ²⁺	Ni → Ni ²⁺ + 2e ⁻	+0,250
Sn Sn ²⁺	Sn → Sn ²⁺ + 2e ⁻	+0,136
Pb Pb ²⁺	Pb → Pb ²⁺ + 2e ⁻	+0,126
Pt H ₂ 2H ⁺	H ₂ → 2H ⁺ + 2e ⁻	0,000
Sn ²⁺ Sn ⁴⁺	Sn ²⁺ → Sn ⁴⁺ + 2e ⁻	-0,150
Cu Cu ²⁺	Cu → Cu ²⁺ + 2e	-0,337
MnO ₂ MnO ₄ ²⁻	MnO ₂ + 4 HO ⁻ → MnO ₄ ²⁻ + 2 H ₂ O + 2e ⁻	- 0,600

Fe ²⁺ Fe ³⁺	Fe ²⁺ → Fe ³⁺ + e ⁻	-0,771
Ag Ag ⁺	Ag → Ag ⁺ + e ⁻	- 0,799
Pt Hg ₂ ²⁺ Hg ²⁺	Hg ₂ ²⁺ → 2Hg ²⁺ + 2e ⁻	-0,789
NO NO ₃ ⁻	No + 3 H ₂ O → NO ₃ ⁻ + 4 H ⁺ + 3e ⁻	-0,960
Pt Br ⁻ ½Br ₂	Br ⁻ → ½ Br ₂ + e ⁻	-1,0052
Pt Cl ⁻ ½Cl ₂	Cl ⁻ → ½ Cl ₂ + e ⁻	-1,3595
Pt Br ₂ HBrO	Br ₂ + 2 H ₂ O → 2 HBrO + 2H ⁺ + 2e ⁻	-1,600
H ₂ O H ₂ O ₂	2 H ₂ O → 2 H ₂ O ₂ + 2 H ⁺ + 2e ⁻	-1,78
Pt F ⁻ ½F ₂	F ⁻ → ½ F ₂ + e ⁻	-2,87

Los respectivos potenciales de reducción se obtienen, simplemente, cambiando el signo del potencial de oxidación. De esta manera, teniendo tabulados los potenciales de oxidación de los electrodos, puede calcularse

la FEM de cualquier pila que se forme con esos electrodos. Recordemos que la pila funcionará espontáneamente si su FEM es mayor que cero.



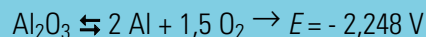
Actividad 1. 3. Una pila cítica

Proponga a sus alumnos que:

- Inserten un clavo de hierro y un alambre de cobre (desnudo) en dos lugares diferentes de un limón.
- Mediante un voltímetro, midan la diferencia de potencial entre los dos metales.
- Escriban las ecuaciones correspondientes a las hemirreacciones de oxidación y reducción.
- Comparen los valores de la diferencia de potencial medidos con los que obtendría a partir de la serie electromotriz.

- Estimen la resistencia interna de la pila cítica.

Sabiendo que para:



Y para:



Indiquen si un sistema formado por estos dos electrodos funcionará espontáneamente. ¿Cuál sería la FEM mínima a aplicar para que se deposite aluminio en el cátodo?



Para que un proceso electrolítico funcione reversiblemente, debe efectuarse a una velocidad tan lenta que, en cada instante, las diferencias entre las condiciones reales en que se encuentran los electrodos y las condiciones de equilibrio deben ser infinitesimales. De hecho, esto implica que no hay acumulación de partículas cargadas sobre los electrodos o en sus proximidades. En los procesos reales –como en el caso de la electrólisis de la alúmina– esto no ocurre así. La migración de los iones provoca una acumulación de especies cargadas en las proximidades de cada electrodo. Cuando, por ejemplo, los cationes se acercan al cátodo, se encuentran con una alta concentración de cationes que han llegado anteriormente, lo que provoca su repulsión electrostática. Por consiguiente, se requiere un sobrevoltaje para que la electrólisis continúe.

En las secciones siguientes hacemos una breve reseña de las distintas teorías que tratan de explicar los fenómenos que ocurren al nivel de los electrodos, lo que permitirá entender por qué en el proceso de electrólisis de la alúmina se requiere trabajar con 4,1-4,3 V, cuando la diferencia de potencial para el mismo proceso pero reversible, es de apenas 1,222 V.

Fenómenos eléctricos en las interfases. Doble capa eléctrica

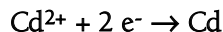
Cuando se establece un campo eléctrico en una solución de electrolito, se producen variaciones de concentración debido tanto a la migración de los iones como a que los electrodos están cediendo o captando electrones, modificando dicho campo. Como consecuencia, cuando se alcanza un régimen

de corriente estacionario, se forma una interfase en las proximidades de los electrodos que es considerada responsable de ciertos fenómenos eléctricos.

Consideremos, por ejemplo, al electrodo $\text{Cd} | \text{Cd}^{2+}$. La transferencia de cargas de una fase a la otra puede ocurrir mediante la reacción de disolución del metal:



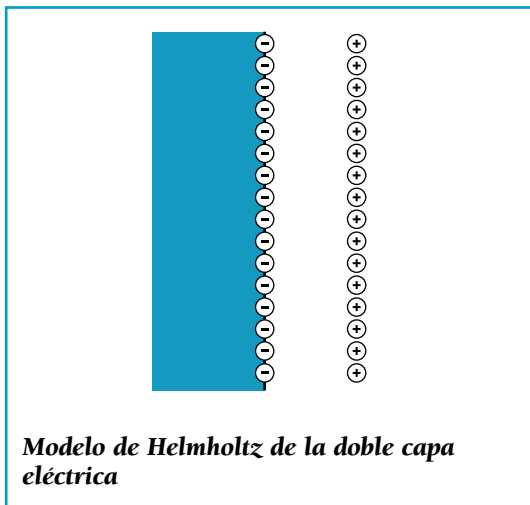
O mediante la reacción de deposición:



La electrización de la interfase puede ocurrir, también, debido a la disociación de los componentes de la solución con la consecuente adsorción de los iones sobre la superficie metálica. Debido a la interacción electrostática, habrá cargas de signo opuesto en las proximidades de la superficie. Estas cargas de signo opuesto pueden localizarse sobre la fase metálica en forma de exceso o defecto de electrones, o en la solución en forma de iones. El conjunto de cargas presentes en la interfase se llama *doble capa eléctrica*. La presencia de la doble capa eléctrica provoca la existencia de un campo eléctrico en la interfase y, por lo tanto, una diferencia de potencial eléctrico entre ambas fases. Esa diferencia de potencial se opone al proceso que le dio origen (por ejemplo, la disolución del metal), alcanzándose así un estado estacionario.

Se han propuesto varias distribuciones de cargas que corresponden a diferentes valores de potencial. Una de ellas fue sugerida por H. von Helmholtz en 1879. Según este modelo, una de las capas de carga está presente sobre la superficie del metal, y corresponde a un exceso o defecto de electrones; la

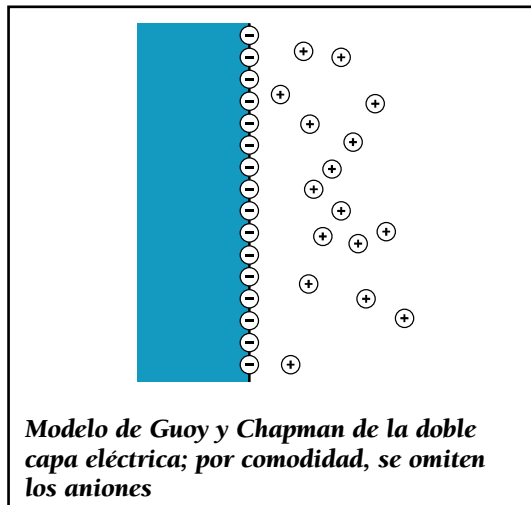
otra, presente en la solución de electrolito adyacente al metal, está formada por iones de igual carga pero de signo opuesto.



De acuerdo con el modelo de Helmholtz, la doble capa eléctrica debería comportarse como un capacitor plano de caras paralelas; la capacidad de un capacitor de este tipo no debería variar con el potencial. Pero, determinaciones experimentales demostraron que la capacidad de la doble capa eléctrica no es constante sino que depende del potencial. Por ese motivo, el modelo en cuestión fue posteriormente modificado.

Guoy y Chapman en 1909, trabajando independientemente, dedujeron que los iones no pueden permanecer en posiciones fijas ya que, si bien el campo eléctrico tiende a orientarlos en una posición determinada, la agitación térmica tiende a distribuirlos uniformemente a través de toda la solución. Por lo tanto, debería alcanzarse una solución de compromiso entre estas dos tenden-

cias cuyo resultado sería una capa difusa de iones en la fase líquida. En las proximidades del metal prevalecería la fuerza electrostática, la que disminuiría con la distancia. De esta manera, habría una alta concentración de iones con carga opuesta en las proximidades de la superficie metálica, la que iría disminuyendo a medida que la distancia a esa superficie aumenta hasta que, a partir de cierta distancia, la solución se hace perfectamente homogénea. Esta capa difusa de iones tiene cierta similitud con la atmósfera iónica de la teoría de Debye-Hückel, con la diferencia que presenta una distribución plana y no esférica.

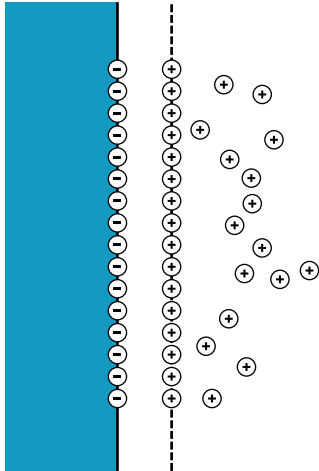


Guoy y Chapman consideraron a los iones como cargas puntuales y que la concentración de los iones de la *capa difusa* sigue una distribución de Boltzmann. Utilizando consideraciones electrostáticas que aquí no detallamos⁹, encontraron una expresión para la densidad de carga de la capa difusa que está más de acuerdo con los resultados experimentales.

⁹ Un desarrollo detallado de esta teoría puede verse en:

- Delahay, P. (1966) *Double Layer and electronic Kinetics*. Interscience. Nueva York.

Plano de Helmholtz externo



Modelo de Stern de la doble capa eléctrica; por comodidad se omiten los aniones

Otto Stern en 1924, abandonó la aproximación de cargas puntuales de Guoy y Chapman y consideró que, debido al tamaño de los iones, éstos no llegan nunca a la superficie sólida sino que permanecen a una cierta distancia de ella. Esa distancia caracteriza a un plano llamado *plano de mayor aproximación*. El modelo de Stern divide a la doble capa eléctrica en dos partes: (a) una doble capa compacta comprendida entre la superficie sólida y el plano de mayor aproximación, en el cual los iones se encuentran en posiciones fijas y (b) una doble capa difusa que se extiende desde el plano en cuestión hasta el interior de la solución, dentro de la cual los iones se distribuyen de acuerdo con la teoría de Guoy y Chapman, extendiéndose alguna distancia en el interior de la fase líquida –que, en esta región es difusa, debido a que la agitación térmica permite un movimiento más libre de las partículas–. Sin embargo la distribución de iones positivos y negativos no es uniforme, debido a que el campo electrostático en la superficie provocará una atracción preferente por los iones de signo opuesto.

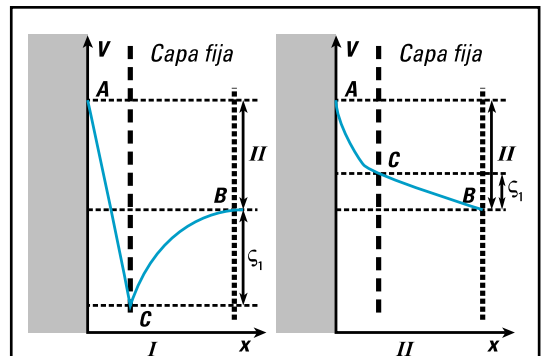
El modelo de Stern es, así, una asociación entre

el modelo de Helmholtz, y el de Guoy y Chapman. El plano de mayor aproximación se llama *plano de Helmholtz externo*. Formalmente, este modelo es equivalente a dos capacitores conectados en serie siendo su capacidad la equivalente a las que se obtienen por los modelos de Helmholtz, y de Guoy y Chapman:

$$\frac{1}{C} = \frac{1}{C_H} + \frac{1}{C_{GC}} \quad (32)$$

El resultado es una caída gradual de potencial en la masa del líquido, donde la distribución de la carga es estacionaria.

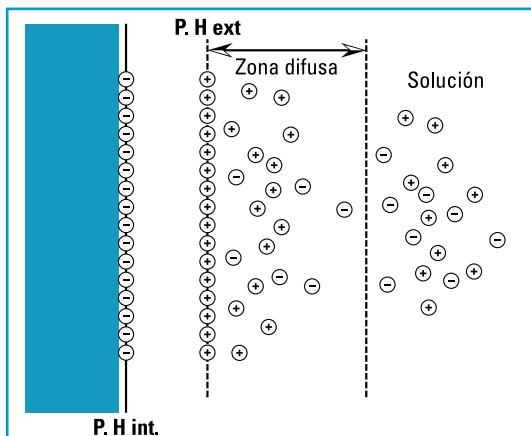
La caída de potencial puede verificarse de dos formas –que dependen de las características de las partículas disueltas que forman la porción exterior de la capa–.



Curvas de caída de potencial, según el modelo de Stern de la doble capa eléctrica. Tanto en el caso I como en el caso II, AC es la caída definida de potencial en la parte fija y CB es la variación gradual en la parte difusa de la doble capa. El potencial entre C y B se denomina potencial electrocinético o zeta (ζ).

El modelo de Stern fue modificado por Grahame, quien introdujo un segundo plano de mayor aproximación. Más cercano a la

superficie, se encuentra un plano formado por los aniones adsorbidos químicamente por el metal, llamado *plano interno de Helmholtz*. Algo más alejado está el plano exterior de Helmholtz —formado por los cationes hidratados y a partir de ese plano— comienza la capa difusa.



Representación esquemática de la estructura de la doble capa según Grahame; se ha omitido la representación de las moléculas de solvente, aunque éstos juegan un rol importante en el fenómeno. En general, los cationes son bastante más pequeños que los aniones y debido a la estructura polar del agua se encuentran solvatados en la solución acuosa. No ocurre lo mismo con los aniones; son muy pocos los que se hidratan. Las moléculas de agua que rodean a los cationes impiden el acercamiento con los aniones y amortiguan la repulsión de cationes entre sí.

Electrólisis y polarización. Tensión de descomposición

Cuando se tiene una pila reversible, la diferencia de potencial entre los electrodos puede calcularse a partir de los respectivos potencia-

les de electrodos y aplicando la ecuación de Nernst. Sin embargo, cuando se produce un proceso electrolítico, la fuerza electromotriz requerida para provocar una electrólisis continua difiere de la que correspondería a una pila reversible. El funcionamiento reversible de una pila se consigue compensando su FEM con una FEM externa, hasta lograr que tan sólo un flujo de corriente imperceptible atraviese la pila, de manera que las reacciones en su interior se efectúen con extrema lentitud. Resulta obvio que, en la casi totalidad de las aplicaciones de la electroquímica, se verifican velocidades de reacción mucho mayores. En estos casos, cuando el dispositivo funciona como pila generadora de corriente o si está sufriendo una electrólisis debido a una fuente externa, opera en forma termodinámicamente irreversible. En consecuencia, la diferencia de potencial entre los bornes de una pila irreversible será menor que la correspondiente a su funcionamiento reversible y para una electrólisis irreversible, el voltaje requerido será mayor que la diferencia entre sus potenciales de electrodo reversibles.

Se llama *voltaje de descomposición* de un electrolito a la FEM externa mínima que debe aplicarse entre los dos electrodos, para producir una descomposición electrolítica continua. La diferencia entre el voltaje de descomposición observado y el que es de esperar para una pila reversible se llama *voltaje de polarización*. Esta diferencia entre el voltaje de descomposición y el correspondiente a la pila reversible se debe a la doble capa eléctrica que, al obstaculizar la migración de los iones, requiere una diferencia de potencial mayor para que las especies lleguen, y se carguen o descarguen los electrodos.

Experimentalmente, se observa que antes de que se alcance el voltaje de descomposición, el aumento del voltaje produce una leve circula-

ción de corriente. La intensidad de corriente que se registra antes de alcanzar el voltaje de descomposición se denomina *corriente de difusión* y proviene de la lenta difusión de los iones en la llamada *zona difusa* existente en las proximidades de cada electrodo.

Entre los factores que contribuyen a un aumento en el voltaje requerido para se produzca la electrólisis se suelen distinguir la lla-

mada *polarización por concentración* y la llamada *sobretensión*. La polarización por concentración se debe a los gradientes de concentración en el seno de la solución electrolítica por acción de la diferencia de potencial entre los electrodos. La sobretensión se debe al retraso en tránsito de los electrones desde los electrodos hacia los iones o viceversa. La sobretensión depende de la densidad de corriente.

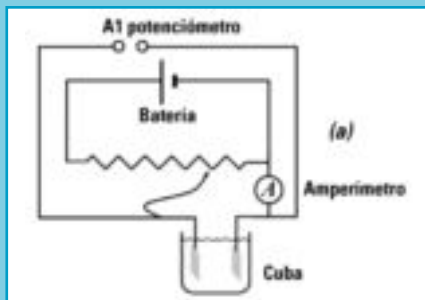


Actividad 1.4. Determinación del voltaje de descomposición de un electrolito

El voltaje de descomposición de un electrolito es la FEM externa mínima que debe aplicarse entre los dos electrodos para producir una descomposición electrolítica continua.

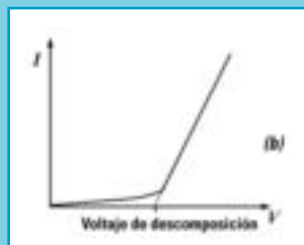
Le recomendamos desarrollar esta experiencia, que va a permitirles a sus alumnos entender por qué el voltaje requerido para la electrólisis de la alúmina es mucho mayor que el que bastaría si el proceso fuese reversible.

- Preparen una solución 0,5 N de HCl.
- Introdúzcanla en una cuba de electrólisis.



Para medir el voltaje, conecten los electrodos a un dispositivo como el que ilustramos.

- Mediante la resistencia variable, aumenten gradualmente la diferencia de potencial y registren la intensidad de corriente en función de la diferencia de potencial entre los electrodos. La intensidad de corriente es extremadamente baja, hasta que se alcanza un cierto voltaje definido. Para ese valor, se observa el desprendimiento de burbujas gaseosas que evidencian una reacción electrolítica. La intensidad de corriente aumenta sensiblemente a medida que la diferencia de potencial aumenta.
- Si representan gráficamente los valores de intensidad de corriente en función del voltaje, obtendrán una curva:



El voltaje de polarización es tanto mayor cuanto mayor es la densidad de corriente. En 1908, J. Tafel propuso una ecuación que, de manera aproximada, vincula la sobretensión en un electrodo (w) con la densidad de corriente (I)

$$w = a + b \log I$$

Los valores de a y b son constantes para un electrodo dado en condiciones establecidas.

De la página web:

http://chemmovies.unl.edu/chem_source_pdf/electrochem.pdf

Pueden bajarse trabajos de laboratorio de electroquímica.

En el título "Algunas nociones de electroquímica" hemos desarrollado brevemente los conceptos necesarios para el mejor entendimiento del proceso Hall-Héroult. Así, hemos mencionado las leyes de Faraday —que constituyen la base de la electroquímica moderna—, la diferencia de comportamiento de electrolitos fuertes y débiles, la teoría de Arrhenius para electrolitos débiles y la corroboración empírica hecha por van't Hoff, y las ecuaciones de Ostwald y Debye; y hemos presentado la ley de Kohlrausch de la independencia de las conductividades iónicas a dilución infinita; todos éstos, conceptos necesarios para entender el comportamiento de las soluciones de electrolitos. También hemos hecho una síntesis de los conceptos de pilas reversibles y electrodos reversibles; y, para una cabal comprensión de por qué, en los procesos electroquímicos irreversibles, la diferencia de potencial es siempre mayor que la correspondiente

a los mismos procesos pero realizados en forma reversible, hemos planteado una descripción somera de las distintas teorías sobre la interfase a nivel de los electrodos, a la vez que hemos definido los voltajes de polarización y de descomposición.

Con estos conceptos estamos en condiciones de desarrollar, en las secciones siguientes, el proceso industrial de electrólisis de la alúmina.

Obtención de aluminio por el proceso Hall-Héroult

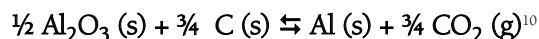
Las plantas de producción de aluminio primario están localizadas por todo el mundo; por lo general, en áreas donde hay abundantes recursos de energía eléctrica barata.

Se requieren dos a tres toneladas de bauxita para producir una tonelada de alúmina.

Se necesitan, aproximadamente, dos toneladas de alúmina para producir una tonelada de aluminio.

El proceso industrial Hall-Héroult de obtención de aluminio, consiste en electrolizar alúmina (óxido de aluminio) disuelta en una mezcla de sales fundidas o baño electrolítico.

El proceso puede representarse:



La alúmina funde a 2030 °C, por lo que lle-

¹⁰ También pueden formarse pequeñas cantidades de CO según $\frac{1}{2} \text{Al}_2\text{O}_3 + \frac{3}{2} \text{C} \rightleftharpoons \text{Al} + \frac{3}{2} \text{CO}$, reacción indeseable porque consume el doble de carbono que cuando se forma CO_2 .

varla al estado líquido insumiría una cantidad apreciable de energía. El hallazgo de Hall y de Héroult fue utilizar criolita fundida como medio para disolverla. La criolita funde a 1012 °C y los aditivos que se emplean provocan un descenso crioscópico que permite mantener la solución al estado líquido a temperaturas inferiores. En diversos procesos se han agregado a la criolita otros fundentes, como el fluoruro de sodio (NaF), el fluoruro de calcio (CaF₂) y el fluoruro de aluminio (AlF₃). La adición de AlF₃ baja la temperatura de fusión del electrolito a unos 850 °C, lo que permitiría operar con hasta un 30 % de alúmina. El NaCl reduce la temperatura de fusión a unos 700 °C; pero, los problemas técnicos que ocasiona el agregado de esta sal hacen que sólo se utilice para poner en marcha rápidamente la cuba electrolítica.

Generalmente, en las distintas plantas se regulan las condiciones de la corriente y la composición para que el proceso se efectúe entre 940 y 960 °C.

El reactor donde se desarrolla el proceso, usualmente conocido como **celda o cuba de electrólisis**, es un recipiente de, aproximadamente, 4.5 m de ancho por 8.5 m de largo por 1.5 m de altura, conformado por carbón y material refractario, soportados externamente por una rígida estructura de acero. En dicho reactor pueden distinguirse –desde arriba hacia abajo– cuatro elementos constitutivos bien diferenciados:

- ánodos de carbón (electrodo positivo),
- mezcla de sales fundidas,
- aluminio líquido y
- cátodos de carbón (electrodo negativo).

En este sistema, la corriente eléctrica continua circula desde el ánodo hacia el cátodo. Al atravesar el baño electrolítico, la corriente

produce la descomposición de la alúmina disuelta dando lugar a la formación de aluminio metálico y oxígeno. El aluminio así reducido se deposita en el fondo de la cuba, mientras que el oxígeno generado consume el carbón de los ánodos, produciendo dióxido de carbono.

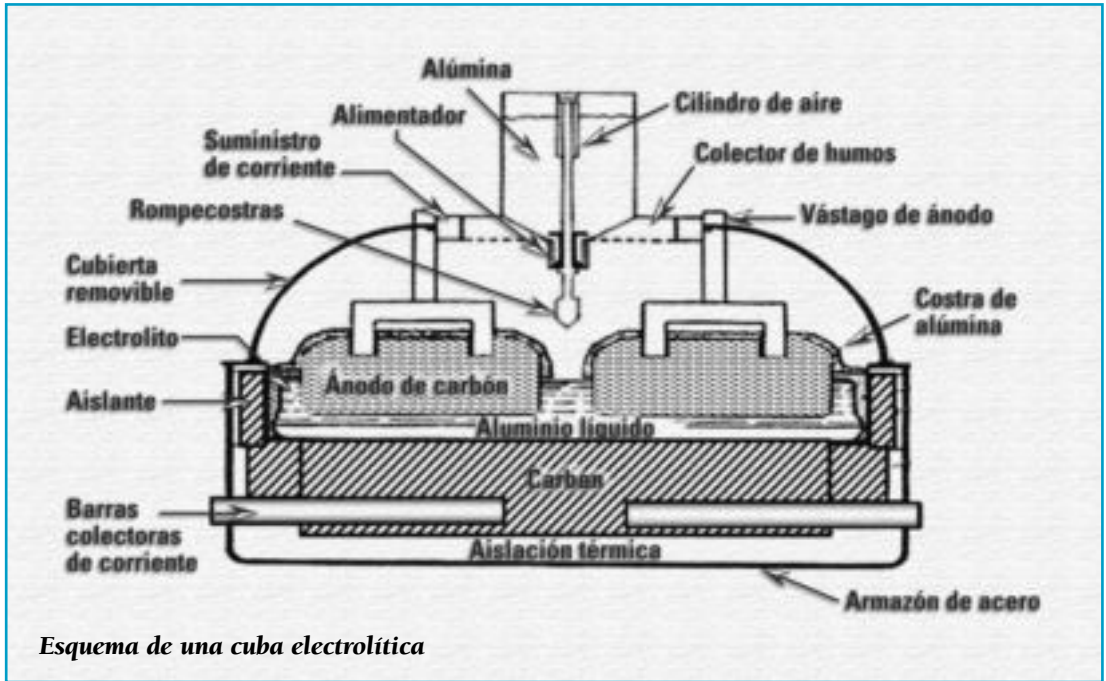
Periódicamente, el aluminio obtenido en cada celda de electrólisis se extrae de ésta por succión, utilizando para el transporte recipientes térmicamente aislados de 6 toneladas de capacidad. Estos recipientes se trasladan a la fundición, próxima a las salas de electrólisis, donde el metal líquido se solidifica en diferentes aleaciones y formatos que constituyen los productos finales del proceso.

Las series de cubas en el proceso Hall-Héroult.

Dentro de la planta de producción de aluminio, las cubas están organizadas en series. Las series de cubas más modernas tienden a ubicar a las cubas "lado a lado", por lo que la mayoría de las tareas de mantenimiento se llevan a cabo usando puentes grúas multiuso. Algunas tareas deben regularse como, por ejemplo, el cambio de los ánodos, la remoción del producto terminado, etc.

Los electrodos de la celda electrolítica están formados por:

- Un bloque de carbono que se ha obtenido a partir de una mezcla de coque y brea; este bloque actúa como ánodo (o electrodo positivo).
- El cátodo (o electrodo negativo) que comprende un cajón de acero rectangular asentado sobre hormigón, que contiene un crisol carbonoso sobre el cual descansa el aluminio líquido.



Entre el ánodo y el cátodo hay un espacio donde se encuentra el electrolito. Éste está en estado líquido a 960 °C. A medida que transcurre la electrólisis, se va agregando alúmina refinada para mantener una composición constante del electrolito fundido.

Con el fin de mejorar el rendimiento de la corriente eléctrica se han desarrollado distintas variantes de cubas electrolíticas:

Reynolds Metal Company (actualmente, fusionada con *ALCOA*) ha patentado, entre otras, la cuba P-19[®] que incluye: compensación de campo magnético, alimentación puntual de alúmina y sistema de control adaptativo. El sistema de alimentación de alúmina está compuesto por 4 alimentadores con sus respectivos rompecostras, los cuales operan independientemente. La temperatura de operación de las celdas es de 960 °C. La adición de fluoruro de aluminio es realizada utilizando

un alimentador localizado en el centro de la celda. El amperaje de operación es 162 kA. La frecuencia de trasegado del aluminio es cada 24 horas.

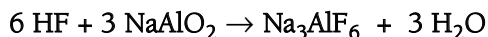
Hydro Aluminium Inc. ha instalado, en varias plantas, la tecnología HAL-230 side by side[®], en la que cada cuba tiene 5 alimentadores de alúmina y uno de fluoruro de aluminio; usa 26 ánodos, los cuales tienen una vida útil de 22 días. La producción diaria de la celda es 1,6 toneladas, la temperatura de operación es 960 °C y el amperaje de operación es 223 kA. El alimentador de fluoruro de aluminio está localizado en el centro de la celda. La frecuencia de trasegado es cada 24 horas. La alimentación de alúmina es controlada por un sistema de control adaptativo.

CVG Venalum desarrolló la tecnología V-350 side by side[®], que tiene 6 alimentadores de alúmina, uno de fluoruro de aluminio, y un

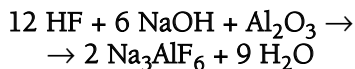
sistema de control automático de alimentación. Cada celda usa 36 ánodos con una vida útil de 22 días y una producción de 2,5 toneladas diarias. La temperatura de operación es 958 °C, la adición de fluoruro es realizada con un alimentador localizado en el centro de la celda y el amperaje de operación es de 320 kA. La frecuencia de trasegado es cada 48 horas.

El electrolito. El electrolito usado es la criolita, Na_3AlF_6 , que es el mejor solvente para la alúmina. Para mejorar el rendimiento de las cubas, se agregan otros componentes como el fluoruro de aluminio y el fluoruro de calcio (utilizados para bajar el punto de solidificación del electrolito).

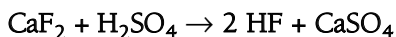
Si bien la criolita se encuentra en yacimientos de Groenlandia con un grado de pureza bastante aceptable, es una sustancia relativamente escasa para abastecer una producción mundial de aluminio de 25 millones de toneladas. Es por ello que se la obtiene sintéticamente por reacción de fluoruro de hidrógeno con aluminato de sodio formado en una de las etapas del proceso Bayer. La reacción puede representarse:



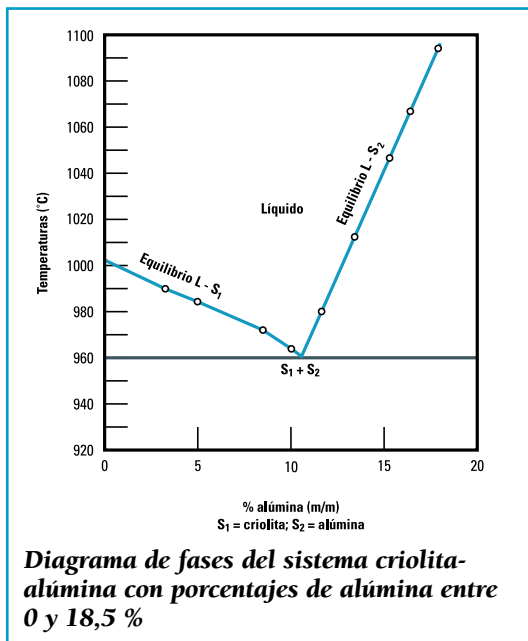
También se puede obtener por reacción del fluoruro de hidrógeno con hidróxido de sodio y óxido de aluminio:



El fluoruro de hidrógeno gaseoso para estas reacciones se obtiene a partir de espato flúor y ácido sulfúrico:



La criolita funde a 1012 °C; pero, el agregado de aditivos –como 5-7 % de fluoruro de calcio, 5-7 % de fluoruro de aluminio y 0,7 % de fluoruro de litio– provocan su descenso crioscópico, el que permite operar al estado líquido entre 920 y 980 °C. El sistema forma un eutéctico a 960 °C cuando la concentración en peso de la alúmina es de 10,5 %.



El ánodo. Los ánodos se diseñan para estar "colgados" sobre las cubas electrolíticas, de modo de transportar la corriente eléctrica. Se elaboran a partir de una mezcla de coque y alquitrán de petróleo. El coque, triturado hasta una granulometría muy precisa, se mezcla con alquitrán para formar una pasta que es moldeada en compactadores vibratorios. Se obtienen, así, los llamados *ánodos crudos* o *ánodos green*. Estos materiales son transferidos a hornos de gas o de fuel oil donde son calcinados durante varios días a alta temperatura (alrededor de los 1100 °C). Una vez horneados, los ánodos son fijados a

vástagos de aluminio que permiten que cuelguen sobre las cubas electrolíticas.

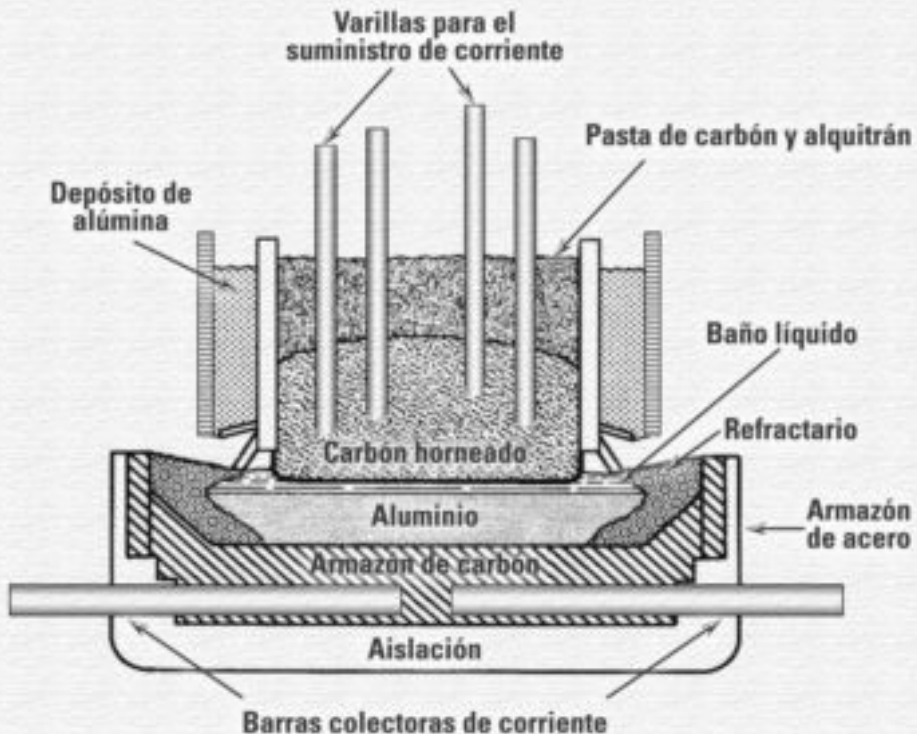
Los ánodos se "queman" al formar CO_2 y, cuando se consumen hasta cierta altura –generalmente, esto ocurre cada 20-22 días– deben ser reemplazados. Tanto los restos del ánodo como las varas de aluminio a las que están fijados se reciclan.

A partir de 1920, comenzó a utilizarse la llamada tecnología Soderberg. En esta tecnología una pasta formada por coque de petróleo pulverizado y alquitrán ingresa continuamente a una envoltura de acero calentada por el contacto con la celda electrolítica. A medida que atraviesa la envoltura, la mezcla se va

horneando y sale como ánodo al entrar en contacto con el electrolito de la celda. La velocidad de flujo de la mezcla se regula de manera tal que el ánodo cocido que ingresa a la celda reemplaza continuamente al ánodo consumido por la formación de CO_2 . Se han diseñado ánodos Soderberg verticales y horizontales.

Si bien esta tecnología disminuye el costo de la producción de ánodos, debido al aprovechamiento del calor de la celda electrolítica, presenta algunas desventajas respecto de los ánodos prehornados; especialmente, en plantas que operan con intensidades de corriente muy altas. Así, por ejemplo, las celdas más eficientes que funcionan con ánodos

Esquema de una celda con ánodo Soderberg



prehorneados consumen 13 kWh por kilogramo de aluminio, mientras que las mejores celdas con ánodos verticales Soderberg –cuya resistividad es casi un 30 % mayor y trabajan con densidades de corrientes menores (0,65-0,9 A.cm⁻²)– requieren 14 kWh por kilogramo de aluminio producido. Además, los ánodos Soderberg generan un porcentaje mayor de perfluorocarbonos que los ánodos prehorneados. Por todo esto, en la actualidad, sólo un 17-18 % de la producción mundial de aluminio se realiza con esta tecnología y son muchas las plantas que la están cambiando por las celdas con ánodos precocidos.

El efecto anódico y la formación de PFC. Si las condiciones operativas no están bien reguladas, las celdas pueden producir pequeñas cantidades de perfluorocarbonos (PFC) –especialmente, tetrafluorometano (CF₄) y hexafluoroetano (C₂F₆)– por reacción del fluoruro de aluminio con el carbono del ánodo. Estos PFC contribuyen marcadamente al "efecto invernadero". La producción de estas sustancias contaminantes sólo ocurre durante el llamado *efecto anódico*, cuando la concentración de la alúmina en el baño electrolítico cae por debajo de cierto umbral.

Durante el efecto anódico el voltaje de la celda trepa de 4,2-4,6 a más de 40 volt. Es por ello que, en las cubas electrolíticas modernas, los sistemas neumáticos de transporte y alimentación de alúmina son ejecutados mediante microprocesadores, los que se monitorean desde el control de la sala de cubas. De este modo, se mantiene la concentración de la alúmina en el electrolito en un valor prácticamente constante. No obstante, siempre hay una pequeña producción de PFC que se estima entre 0,3-0,5 kg de CF₄ y 0,03-0,05 kg de C₂F₆ por tonelada de aluminio. Las proporciones de PFC son mayores

en las cubas Soderberg debido a que, por la forma en que se producen, los ánodos no son tan homogéneos.

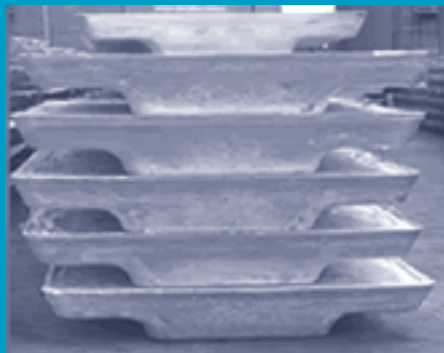
El fluoruro de hidrógeno que puede formarse se separa por reacción con álcali y los materiales particulados son dirigidos a través de campanas que están sobre las cubas, hacia precipitadores electrostáticos o hacia dispositivos de scrubbing seco donde los fluoruros se "fijan" a alúmina en polvo mediante una agitación intensa. Esta mezcla de fluoruros y alúmina va a un separador de polvos para recuperar la alúmina y reciclarla a la cuba. Lo que queda, libre de fluoruros, se ventea a la atmósfera.

El cátodo. El cátodo consiste en un armazón de grafito que tiene incrustadas barras de acero que colectan la corriente eléctrica. Esta suerte de crisol de grafito está soportado por una estructura de acero. Entre el grafito y el armazón de acero hay material aislante eléctrico. Durante el proceso, el aluminio líquido funciona como cátodo. Generalmente, la vida útil de un cátodo es de 2.000 a 3.000 días.

El producto de la electrólisis. Diariamente, el aluminio líquido producido en las cubas es retirado de éstas por succión y volcado a crisoles que admiten 6 y más toneladas de metal. Manteniendo una temperatura de 700 °C, el aluminio líquido es llevado a la sección de colada.

Generalmente, la pureza del aluminio que ingresa a la sala de fundición es de 99,5 a 99,9 %. Las impurezas más comunes son Fe, Si, Ti, V y Mn que, en su mayor parte, provienen del ánodo; pero, también suelen provenir de las impurezas de la alúmina. En la sección de colada, el aluminio líquido es vertido en hornos de retención donde se le agre-

gan metales como titanio, magnesio, hierro y cobre, para preparar las aleaciones requeridas por los clientes. Cada horno de retención determina la colada de una forma específica:



Lingotes de aluminio de 680 kg (1500 lbs)

lingotes de 10 kg, 22 kg y 680 kg, cilindros para extrusión, planchones para laminación y metal líquido. Una vez que el proceso es completado, el aluminio está listo para la venta en los mercados nacional e internacional.



Actividad 1.4

En la página web www.alcoa.com/global/en/about_alcoa/dirt_video.asp, sus alumnos pueden ver un video de 3 minutos sobre la obtención de aluminio de ALCOA, la empresa productora de este metal más grande del mundo.



Consumo de energía en la fabricación de aluminio

La industria del aluminio es una industria electrointensiva. Consume energía para mantener los electrolitos a temperaturas de 940-960 °C, para producir la electrólisis mediante diferencias de potencial de 4,1 a 4,5 V con intensidades de corriente de hasta 500.000 A, para refinar electrolíticamente el aluminio primario, para la fabricación de electrodos, para los procesos de laminado, para la extrusión de barras y perfiles, etc. Este consumo hace que la energía se constituya en el componente principal del costo del producto terminado y, en muchos casos, hace que sea más económico traer las materias primas desde miles de kilómetros –y llevar los productos terminados a distancias parecidas– que instalar la fábrica en los centros de consumo de los productos.

En 1888, las celdas de la *Pittsburg Reduction Company* operaban con diferencias de poten-

cial de 15 volt e intensidades de corriente de 5.000 A. En estas condiciones, el consumo de energía eléctrica representaba más del 75 % del costo. Las mejoras tecnológicas incorporadas al proceso han reducido sensiblemente ese porcentaje; pero, aún hoy, la energía es el insumo más caro del proceso.

En este título analizamos el consumo de energía teórico que resultaría de considerar que la reducción de la alúmina en carbono es un proceso termodinámico reversible y comparamos este resultado con los valores reales de consumo de energía.

Las entalpías estándar del Al_2O_3 y el CO_2 (g) son -1675,69 y -393,52 kJ/mol, respectivamente. De modo que el calor estándar de reacción sería:

$$\Delta H^0 = (-393,52 \times \frac{3}{4}) - (-1675,69 \times \frac{1}{2})$$

$$\Delta H^0 = +542,70 \text{ kJ/mol}$$

Es decir, si la reacción pudiese ocurrir en condiciones estándar sería fuertemente endotérmica.

Las entropías molares estándar de Al_2O_3 , C, Al y CO_2 son, respectivamente: 50,92; 5,6; 28,27 y 213,79 J/(K mol). Por lo tanto, la entropía estándar de reacción sería:

$$\Delta S^0 = (28,27 + \frac{3}{4} \times 213,79) - (\frac{1}{2} 50,92 + \frac{3}{4} \times 5,6)$$

$$\Delta S^0 = 158,95 \text{ J/(K mol)}$$

Entonces, la variación de energía libre estándar asociada a la producción de un mol de aluminio resulta:

$$\Delta G^0 = \Delta H^0 - T \Delta S^0$$

$$\Delta G^0 = 542,70 - 298,15 \times 158,95 / 1000$$

$$\Delta G^0 = 495,31 \text{ kJ/mol}$$

Esto indica que, en las condiciones estándar, la reacción es fuertemente endergónica. En condiciones estándar, obtener un mol de aluminio, mediante una transformación reversible, requeriría absorber una energía de 495,31 kJ; pero, en condiciones estándar -25°C y 1 bar-es fácticamente imposible hacer reaccionar dos sólidos.

Se han hecho los cálculos termodinámicos¹¹ para la variación de energía libre asociada al proceso en las condiciones en que se opera en las fábricas, encontrándose que a temperatura de 960°C y en una solución al 10 % de α -alúmina (33 % de saturación) el potencial de reducción reversible ($\text{Al}_2\text{O}_3 \rightleftharpoons 2\text{Al} + 1,5 \text{O}_2$) es de $-2,248 \text{ V}$ y el correspondiente a la oxidación del carbono ($\text{C} + \text{O}_2 \rightleftharpoons \text{CO}_2$) es de $+1,026 \text{ V}$. De modo que, si el proceso fuese reversible, la

electrólisis de la alúmina requeriría una diferencia de potencial de 1,222 V. En la práctica se observan diversos sobrevoltajes anódicos y catódicos, polarizaciones por concentración anódica y catódica, corrientes parásitas, etc., —a los que hicimos referencia al hablar de fenómenos eléctricos en las interfases— que elevan el potencial a 4-4,1 V.

Desde su puesta en funcionamiento, en 1889, hasta nuestros días todos los esfuerzos en el proceso Hall-Héroult están destinados a la optimización del consumo de energía. De los 19-20 kWh por kilogramo de aluminio que se requerían a principios del siglo XX, el consumo de energía se ha reducido a 13-15 kWh/kg, con hasta un 95 % de eficiencia en la corriente. La meta propuesta por las principales fábricas del mundo es llegar a 2020 con un rendimiento energético de 11 kWh/kg, para lo cual la mayoría de las investigaciones están orientadas hacia el logro de una disminución de la distancia entre cátodo y ánodo (que es la principal componente de la resistencia óhmica). También se estudia mejorar los sistemas de control de los efectos electromagnéticos y de la agitación del metal, lo que permitirá mejorar el sistema *just in time* de alimentación de alúmina.

Con el transcurso de los años se ha ido incrementado la intensidad de corriente usada en el proceso. De los 5000 ampere con que trabajaban las celdas de fines del siglo XIX, hoy en día hay celdas que operan bajo intensidades de corriente del orden de los 500.000 A.

El reemplazo promedio de los cátodos es, en la actualidad, de 2000 a 3000 días, lo que potencia la productividad, reduciendo los costos de parada de la cuba.

Ya están en uso cátodos que contienen TiB_2

¹¹ Kvande, H.; Haupin, W. (2001) "Inert Anodes for Al Smelters: Energy Balances and Environmental Impact." *The Journal of The Minerals, Metals & Materials Society*.



¿Sabía usted que...

el costo de la electricidad es un factor tan dominante en la obtención de aluminio por electrólisis que supera los costos de transporte tanto del mineral como del producto terminado? Esto queda ilustrado por el proyecto de ALCOA de construir una planta de fundición de aluminio en Islandia, a miles de kilómetros de los yacimientos de su propiedad en Kwinana, Pinjarra y Wagerup, (Western Australia), y en Poços de Caldas, Brasil, a miles de kilómetros de los EE.UU., adonde será exportado. El gobierno de Islandia ha ratificado la propuesta de ALCOA en Islandia oriental y la construcción se está llevando a cabo. Se espera que el proyecto Fjardaal, traducido como "aluminio de los fiordos," cueste u\$s 1.100 millones y que la planta de fundición de aluminio –que tendrá una capacidad anual de 322.000 toneladas

métricas– quede finalizada en 2007.

La instalación primaria de producción de aluminio estará apoyada por la construcción de la Central Energética Karahnjukar, de 500 MW, por parte de la compañía nacional de energía. El *Fjardabyggd Harbor Fund* construirá un puerto en Mjoeysri para recibir los cargamentos de bauxita.

La central es un diseño hidroeléctrico que consiste en una represa principal de 190 metros de alto por 730 metros de ancho, dos presas de collado más pequeñas y túneles de toma, a ser pagada por Landsvikjun, la compañía nacional de energía.

Una vez finalizado, el proyecto Fjardaal representará una de las mayores inversiones privadas en Islandia.

combinados con ánodos inertes que suponen una mejora en la eficiencia de la corriente del orden del 22 %, a la vez que reducen la emisión de CO₂.

Si bien las celdas más modernas y eficientes logran reducir el consumo de energía eléctrica a valores próximos a los 13 kWh por kilogramo de aluminio, en el mundo existen muchas

instalaciones que consumen mucha más energía, por lo que el consumo promedio global de la industria está alrededor de 14,2 kWh/kg. Si se toman en cuenta los consumos de energía debidos a la rectificación de la corriente y a los sistemas de control de emisiones, los valores son próximos a los 15,2 kWh/kg. En la tabla se da el detalle, al año 2003, del consumo de energía por tonelada de aluminio producido.

ENERGÍA ELÉCTRICA CONSUMIDA POR TONELADA MÉTRICA DE ALUMINIO PRIMARIO PRODUCIDO EN EL MUNDO DURANTE 2003¹²

Área 1: África	Área 2: América del Norte	Área 3: América Latina	Área 4/5: Asia	Área 6A: Europa Occ.	Área 6B: Europa Oriental	Promedio ponderado
14.321	15.529	15.359	15.413	15.139	14.782	15.202

¹² Incluye los valores de la energía eléctrica usada para la electrólisis de los procesos Hall-Héroult, con los correspondientes a la rectificación de AC en DC y todo otro consumo –incluyendo los de los equipos de control de polución–, hasta el punto en que el aluminio líquido es succionado de la celda. Excluye la energía consumida en la fundición y en la fabricación de ánodos. Fuente: International Aluminium Institute New Zealand House Haymarket (2004) London.

En la búsqueda de fuentes de energía eléctrica, los productores recurren siempre a las que, de acuerdo con las condiciones económicas imperantes a la época de poner en ejecución la construcción de la planta, suministran energía más barata. Es por ello que, aún en plantas pertenecientes a la misma empresa, se utiliza energía proveniente de distintas fuentes: hidroeléctrica, carbón, gas natural,

etc. Más aún, con el objeto de asegurarse un suministro continuo y barato de energía eléctrica, hay productores que tienen todo o parte de control accionario de las centrales que los abastecen. Así, al año 2003, el 27,3 % de la energía eléctrica usada en los procesos Hall-Héroult es generado por los propios productores.

FUENTES DE ENERGÍA ELÉCTRICA INFORMADA (GIGAWATT-HORA)¹³

Fuente de energía	Área 1: África	Área 2: América del Norte	Área 3: América Latina	Área 4/5: Asia	Área 6A: Europa Occid.	Área 6B: Europa Oriental	Área 7: Oceanía	Porcentaje del total general
Hidro-eléctrica	4.881	52.843	33.254	958	31.704	7.382	131.022	49,2
Carbón	15.432	27.545	0	11.610	16.645	25.058	96.290	36,1
Petróleo	0	5	0	106	1.123	2	1.236	0,5
Gas natural	57	318	1.415	16.974	6.183	0	24.947	9,4
Nuclear	280	437	0	0	12.110	0	12.827	4,8
Total	20.650	81.148	34.669	29.648	67.765	32.442	266.322	100,0

Productos comerciales

El aluminio para uso eléctrico no debe contener porcentajes elevados de impurezas que afecten sus propiedades eléctricas. Como las impurezas de titanio, vanadio, manganeso y cromo reducen considerablemente su conductividad eléctrica, el aluminio destinado a la fabricación de conductores eléctricos se obtiene seleccionando el metal más puro disponible de las mejores celdas. Si aún así, el porcentaje de impurezas es muy grande, se añade boro, que pre-

cipita las impurezas como boruros insolubles, los que tienen un efecto mínimo sobre la conductividad eléctrica.

Los estándares internacionales distinguen dos tipos de aluminio no aleado:

- aluminio puro –de 99,0 a 99,9 % de Al– y
- aluminio de alta pureza –de, al menos 99,97 % de Al–, que se produce por una posterior refinación.

¹¹ International Aluminium Institute New Zealand House Haymarket. (2004) Op. Cit.

COMPOSICIÓN (EN % M/M) DE LOS LINGOTES DE ALUMINIO NO ALEADO ¹⁴

Código	Si	Fe	Cu	Mn	Mg	Cr	Ni	Zn	Ti	Otros		Al (mín)
										c/u	Total	
1050	0,025	0,40	0,05	0,05	0,05	-	-	0,05	0,03	0,03		99,50
1060	0,025	0,35	0,05	0,03	0,03	-	-	0,05	0,03	0,03	-	99,60
1100	0,095 Si + Fe		0,05-0,20	0,05	-	-	-	0,10	-	0,05	0,15	99,00
1145	0,055 Si + Fe		0,05	0,05	0,05	-	-	0,05	0,03	0,03	-	99,45
1175	0,015 Si + Fe		0,10	0,02	0,02	-	-	0,04	0,02	0,02	-	99,75
1200	1,00 Si + Fe		0,05	0,05	-	-	-	0,10	0,05	0,05	0,15	99,00
1230	0,70 Si + Fe		0,10	0,05	0,05	-	-	0,10	0,03	0,03	-	99,30
1235	0,65 Si + Fe		0,05	0,05	0,05	-	-	0,10	0,06	0,03	-	99,35
1345	0,30	0,10	0,10	0,05	0,05	-	-	0,05	0,03	0,03	-	99,45
1350	0,10	0,40	0,05	0,01	-	0,01	-	0,05	-	0,03	0,10	99,50

ALUMINIO

Aluminio de alta pureza

Aleaciones de aluminio

Aluminio laminado,
moldeado y extruido

Aluminio anodizado

Aluminio de alta pureza

Para la mayoría de las aplicaciones, la pureza del aluminio que proviene de las cubas (por ejemplo, hasta 99,9 %) es adecuada. Cuando se requiere aluminio de alta pureza (como mínimo 99,97 %) para propósitos especiales –como, por ejemplo, capacitores electrolíticos o conductores de alta tensión–, el metal que viene de las cubas debe ser refinado mediante un proceso adicional.

El aluminio de alta pureza se produce mediante la llamada *electrólisis de tres capas* o

¹⁴ The Aluminum Association (1997) *Aluminium Standards & Data*. Tabla 6.2.

electrólisis en celdas Hoopes. Estas celdas –a diferencia de las celdas del proceso Hall-Héroult que tienen dos capas– operan con tres capas líquidas:

- La más baja, llamada "ánodo metal" recibe un aluminio primario al que se le ha adicionado alrededor de un 30 % de cobre, para incrementar su densidad hasta 3,4-3,7 g. cm⁻³.
- La segunda capa es el electrolito fundido de densidad 2,7-2,8 g.cm⁻³.
- La capa superior es el aluminio de alta pureza a separar, cuya densidad es de 2,3 g,cm⁻³.

La celda tiene una cámara que, mediante sifonado, permite el manejo del ánodo metal.

El aluminio producido mediante una electrólisis de este tipo tiene una pureza del 99,99 %. Se puede obtener aluminio de hasta 99,9999 % (*aluminio seis nueves*) mediante operaciones de fusión por zonas.

La **fusión por zonas** permite separar las impurezas en una zona fundida que se mueve gradualmente, de un extremo a otro de un lingote especialmente preparado.

El aluminio de 99,97-99,98 % se obtiene en pequeñas cantidades mediante cristalización fraccionada en la que las impurezas que forman un eutéctico con el aluminio quedan concentradas en la fase líquida.

También se obtiene aluminio de 99,97-99,98 % fundiendo, en proporciones adecuadas, aluminio de menor pureza con aluminio de pureza mayor.

Aleaciones de aluminio

Hoy en día, más de la mitad de la producción de aluminio semielaborado corresponde a aleaciones. Los elementos más comunes que se le añaden al aluminio son (en orden alfabético): bismuto, boro, cinc, cobre, cromo, hierro, magnesio, manganeso, níquel, plomo, silicio, titanio y zirconio. De entre todos ellos, el más frecuente es el magnesio. En algunas aleaciones se le agregan al aluminio dos o más elementos –por ejemplo, magnesio junto con silicio y manganeso–.

Las aleaciones de aluminio pueden ser divididas principalmente en dos grupos, según el tipo de proceso en que son utilizadas: las aleaciones para trabajado mecánico (extrusión, forja, laminación, etc.) y las aleaciones de moldeo (colada de piezas). Además, ambos grupos contienen ciertas aleaciones que pueden endurecerse mediante tratamientos térmicos y otras que no son susceptibles de endurecimiento al tratarlas térmicamente.

Aluminio laminado, moldeado y extruído

El aluminio puede ser laminado en chapas, laminados finos y *foil* hasta espesores menores al del cabello humano. El proceso de laminación cambia las características del metal, haciéndolo menos frágil y más dúctil.

En primera instancia, el aluminio se procesa en laminadores *en caliente* para, luego, ser transferido a laminadores *en frío*. En el proceso de laminación en caliente, el lingote o placa de aluminio es calentado hasta unos 500 °C y pasado repetidas veces por este pri-

FORMAS ESTÁNDAR DE DESIGNACIÓN DE ALEACIONES DE ALUMINIO

Aleaciones para trabajado mecánico	Series	Aleaciones para moldeo	Series
Al (mín 99,00 %)	1xxx	Al (mín 99,00 %)	1xx.x
Aleaciones agrupadas por los aleantes más frecuentes			
Cu	2xxx	Cu	2xx.x
Mn	3xxx	Si + (Cu o Mg)	3xx.x
Si	4xxx	Si	4xx.x
Mg	5xxx	Mg	5xx.x
Mg + Si	6xxx	Zn	6xx.x
Zn	7xxx	Sn	7xx.x
Otros elementos	8xxx	Otros elementos	8xx.x
Series no usadas	9xxx	Series no usadas	9xx.x

La designación de **aleaciones para trabajado mecánico** usa 4 dígitos para identificar aluminio en bruto y aleaciones de aluminio en bruto:

- El primer dígito indica el principal aleante al aluminio.
- Las modificaciones hechas a la aleación original y los límites de impurezas se indican mediante el segundo dígito.
- En el caso de 1xxx, los últimos dos dígitos indican el porcentaje mínimo de aluminio.
- En los grupos 2xxx a 8xxx, los últimos dos dígitos sirven para identificar los demás aleantes individuales.
- Para aleaciones experimentales, se añade una X al número de 4 dígitos (por ejemplo, X2037).
- Cuando la aleación deja de ser experimental para ser comercializada regularmente, se elimina el prefijo X.

El sistema de designación de aleaciones para moldeo es similar:

- El primer dígito indica el elemento principal.
- El segundo y el tercer dígito indican la pureza.
- El dígito después del punto indica la forma del producto –por ejemplo, planchón, lingote, etc.–.
- Las modificaciones a la aleación original se indican mediante una letra mayúscula antes de la designación numérica –por ejemplo, A356.0 o B413.0–.

mer tipo de laminadores. Este proceso reduce, gradualmente, el espesor del lingote hasta unos 6 mm. Una vez finalizado el laminado en caliente, el aluminio es enfriado y transportado a los laminadores en frío, para su posterior tratamiento.

Hay una gran diversidad de laminadores en frío. Grande también es la gama de productos que se obtienen –que llegan hasta espesores de 0,05 mm–. En general, el tipo de producto depende de la aleación utilizada, del proceso de deformación vía laminación y del tratamiento térmico aplicado al producto, ajustando así sus propiedades mecánicas y físicas.

Los productos de los procesos de laminación pueden ser agrupados en grandes categorías:

- laminados finos y
- laminados gruesos.

Entre los *laminados finos* se puede distinguir el *foil* del resto. El *foil* tiene un espesor menor a los 0.2 mm y es utilizado, por lo general, en la industria de *packaging*, en envases o coberturas. También se lo utiliza en aplicaciones eléctricas y como componente en aislamientos térmicos. El resto de los laminados finos, con espesores entre 0.2 mm y 6 mm se aplica de manera muy diversa en el sector de la construcción (ya sea en revestimientos o techos) y también tiene como destino el sector de transporte (paneles laterales y estructuras de automotores, barcos y aviones).

Los *laminados gruesos* tienen un espesor superior a los 6 mm. Suelen ser utilizados en estructuras de aviones, componentes estructurales de puentes y edificios, y vehículos militares.

Los productos fundidos y moldeados tienen una amplia variedad de aplicaciones:

- componentes livianos para vehículos, aeronaves, barcos y naves espaciales,
- componentes de máquinas productivas en las que el peso reducido y la resistencia a la corrosión son condiciones indispensables,
- bienes de alta tecnología para la oficina y el hogar.

Se reconocen dos métodos básicos de fundición: moldeo en arena –consistente en introducir aluminio líquido en un molde formado por arena y arcilla, y en comprimirlo mediante prensas neumáticas– y moldeo en coquilla –en el que el aluminio líquido se introduce en un molde de fundición de hierro–.

Los productos extruídos de aluminio –conocidos como "perfiles"– son confeccionados a partir de cilindros de aluminio primario llamados barrotes. Los barrotes se encuentran disponibles en variados tamaños, aleaciones, tratamientos térmicos y dimensiones, y se ajustan a los múltiples requerimientos del usuario.

El proceso de extrusión se caracteriza por hacer pasar a presión el aluminio a través de una matriz, para obtener el perfil deseado. Esto es posible tras haber calentado los barrotes a utilizar a una temperatura cercana a los 450-500 °C y haberles aplicado una presión de 500 a 700 MPa. El metal precalentado es impulsado dentro de la prensa y forzado a salir por la matriz, obteniéndose así, el perfil extruído.

El proceso de extrusión lleva la temperatura de las prensas a unos 500 °C; la temperatura de salida es cuidadosamente controlada para conservar las propiedades mecánicas, una alta calidad en la superficie de los productos terminados y una elevada productividad.

Los productos extruidos son de uso generalizado en el sector de la construcción, particularmente en ventanas y marcos de puertas, en casas prefabricadas y estructuras de edificios, en techos y cortinas. También son utilizados en automotores, trenes y aviones, y en el sector de la náutica

Aluminio anodizado

Por la mera exposición al aire, el aluminio se recubre de una delgadísima capa de óxido de aluminio

En la jerga metalúrgica, se dice que el metal "se pasiva".

que se adhiere con bastante firmeza a la superficie del metal y que impide que la oxidación continúe. La película de óxido de aluminio suele ser de alrededor de $0,01 \mu$ de espesor y puede ser removida por alguna sustancia ácida o alcalina, o por frotación con un material abrasivo. Mediante procedimientos químicos y electrolíticos se pueden obtener, artificialmente, películas de óxido

mucho más gruesas, más protectoras y de características distintas a las de la capa natural. Uno de esos procedimientos es la "oxidación anódica" del aluminio, que consiste en electrolizar una solución acuosa débilmente acidulada con H_2SO_4 , empleando un cátodo inerte (como níquel o platino) y, como ánodo, el objeto de aluminio a tratar.

Cuando se trata de decorar o proteger al objeto de aluminio, la electrólisis se realiza de manera de formar una capa de óxido de $10-30 \mu$ de espesor. El objeto así tratado se caracteriza como "anodizado".

Si lo que se desea es un endurecimiento del objeto, se regulan las condiciones de la electrólisis para que se forme una capa de óxido de un espesor superior a los 100μ . En algunos casos, se agregan colorantes orgánicos o pigmentos minerales al baño electrolítico, para que el aluminio anodizado tome coloración.

No sólo se puede anodizar el aluminio puro sino también sus aleaciones, excepto las de cobre –ya que este metal tiende a disolverse–.

PRODUCCIÓN DE ALUMINIO PRIMARIO¹⁵ (MILES DE TONELADAS MÉTRICAS)

Periodo	Área 1: África	Área 2: América del Norte	Área 3: América Latina	Área 4/5: Asia	Área 6A: Europa Occ.	Área 6B: Europa del este	Área 7: Oceanía	Total	Promedio diario
2001	1,369	5,222	1,991	2,234	3,885	3,728	2,122	20,551	56.3
2002	1,372	5,413	2,230	2,261	3,928	3,825	2,170	21,199	58.1
2003	1,428	5,495	2,275	2,475	4,068	3,996	2,198	21,935	60,1
2004	1,711	5,110	2,356	2,735	4,295	4,139	2,246	22,592	61.7

¹⁵ International Aluminium Institute New Zealand House Haymarket (2005) London. Producción mundial de aluminio informada a IAI por los productores; no incluye a China –que fabrica unos 3 millones de toneladas/año–.

INVENTARIOS DE ALUMINIO INFORMADOS POR LOS PRODUCTORES¹⁶ (EN MILES DE TONELADAS MÉTRICAS)

Tipo de inventarios	A finales de:	Área 1: África	Área 2: América del Norte	Área 3: América Latina	Área 4/5: Asia	Área 6A/6B: Europa	Área 7: Oceanía	Total
Bruto	Abril 2004	18	441	115	196	703	97	1,570
	Mayo 2004	11	466	111	198	858	95	1,739
	Junio 2004	21	468	85	201	777	88	1,640
	Julio 2004	18	459	102	207	780	101	1,667
	Agosto 2004	15	460	110	211	820	94	1,710
	Setiembre 2004	30	441	108	192	794	93	1,658
	Octubre 2004	20	442	129	225	789	96	1,701
	Noviembre 2004	30	455	121	203	774	94	1,677
	Diciembre 2004	48	466	109	196	863	106	1,788
	Enero 2005	31	498	117	218	866	124	1,854
	Febrero 2005	35	466	108	212	828	122	1,771
	Marzo 2005	25	476	121	217	874	116	1,829
	Abril 2005	39	484	113	176	806	120	1,738
Total	Abril 2004	37	900	194	303	1.357	125	2.916
	Mayo 2004	30	923	194	303	1.520	122	3.092
	Junio 2004	39	919	163	303	1.438	114	2.976
	Julio 2004	37	896	173	314	1.456	128	3.004
	Agosto 2004	36	893	186	326	1.520	122	3.083
	Setiembre 2004	52	863	182	304	1.478	120	2.999
	Octubre 2004	40	869	208	344	1.473	124	3.058
	Noviembre 2004	52	876	201	324	1.464	122	3.039
	Diciembre 2004	69	899	192	320	1.567	135	3.182
	Enero 2005	54	915	198	339	1.569	149	3.224
	Febrero 2005	58	907	190	337	1.532	144	3.168
	Marzo 2005	47	936	208	329	1.589	141	3.250
	Abril 2005	65	944	200	289	1.520	145	3.163

¹⁶ International Aluminium Institute New Zealand House Haymarket (2005) London.

La producción de aluminio primario en la Argentina

La producción de aluminio primario en la Argentina se inició a comienzos de la década del '70, dentro de un programa público-privado de desarrollo de la industria del aluminio. A tal fin se crea la empresa Aluar SA.

La localidad seleccionada para la instalación de la planta de aluminio primario fue la ciudad de Puerto Madryn, en la provincia del Chubut, 1.400 km al sur de la Ciudad Autónoma de Buenos Aires. La capacidad productiva inicial de la planta se estableció en 140.000 toneladas anuales.

En forma simultánea a la construcción de la planta de aluminio primario se llevaron a cabo:

- un puerto de aguas profundas en Puerto Madryn; su objetivo inicial fue facilitar la importación de materias primas para la producción, así como la exportación de metal producido;
- la central hidroeléctrica Futaleufú, en Trevelin –a 500 km al oeste de Puerto Madryn, sobre la Cordillera de los Andes–, para abastecer de energía eléctrica a la planta de aluminio.

Este conjunto de emprendimientos constituyó un importante polo de desarrollo regional en la provincia del Chubut. En efecto, la ciudad de Puerto Madryn, con sólo 4.000 habitantes a comienzos de los '70, supera en la actualidad los 65.000 habitantes.

A meses de la puesta en marcha de la fábrica de aluminio primario, ocurrida en 1974, Aluar comenzó a abastecer totalmente la demanda doméstica de aluminio primario.

Desde el inicio de sus operaciones y con el objetivo de mejorar su posición competitiva, Aluar procuró y alcanzó mejoras productivas de forma permanente y gradual.

En lo que refiere al mercado local de productos elaborados de aluminio, el mismo estuvo liderado durante muchos años por Kicsa, del Grupo Aluar, y por Camea, una empresa de la multinacional canadiense Alcan. En 1993 ambos líderes se fusionaron para formar C&K Aluminio S.A., participando en partes iguales en la nueva sociedad. En 1996 Aluar adquirió la totalidad de las acciones de C&K, constituyendo así la "División Elaborados" de la empresa.

Hacia 1998, las instalaciones para solidificación del aluminio líquido en Puerto Madryn fueron ampliadas mediante la compra y posterior fusión por absorción de la empresa Refinería Metales Uboldi, próxima a la planta de aluminio primario. Adicionalmente, se realizaron inversiones de actualización tecnológica y de ampliación productiva en la empresa así adquirida.

En 1999, con la puesta en marcha de nuevas instalaciones, se verificó un salto en sus economías de escala, ampliando un 40 % su capacidad productiva de aluminio primario. Las obras requirieron una inversión superior a los 340 millones de dólares. Esta ampliación respondió a una estrategia de reducción del costo de producción y continua actualización tecnológica. En la actualidad la producción de la planta de aluminio en Puerto Madryn supera las 275.000 toneladas anuales, destinándose a mercados externos cerca del 75 % de ésta.

Hoy, la planta productora de aluminio primario consta de 6 salas que albergan, en total, 544 cubas electrolíticas. El consumo de

energía eléctrica es de, aproximadamente, 3.980.000 MWh anuales, equivalente al consumo medio anual de una ciudad de un millón de habitantes. La energía es provista por la central hidroeléctrica Futaleufú –con una capacidad instalada de 472 MW y una generación media anual de 2.600.000 MWh– y por una central térmica de ciclo combinado de 120 MW de potencia y seis turbinas de gas, con una potencia total de 164 MW.

Además de aluminio primario, Aluar produce unas 35.000 toneladas de aluminio elaborado –perfiles, barras, tubos, laminados gruesos y foil– en su planta de Abasto (Provincia de Buenos Aires).

Una información detallada de las actividades industriales y comerciales de Aluar SACI puede obtenerse de su página web: www.aluar.com.ar.

Reciclaje del aluminio

El alto costo de producir aluminio a partir del mineral hace muy atractivo el reciclaje. La energía necesaria para reciclar –por ejemplo, latas de bebidas– es sólo de alrededor del 5 % de la requerida para producir una cantidad equivalente de metal a partir del mineral. La energía ahorrada al reciclar una tonelada de aluminio es, entonces, suficiente para proveer energía a una casa de tamaño promedio durante 10 años.

El aluminio producido a partir de chatarra, se denomina **aluminio secundario**.

La industria del reciclado del aluminio comenzó a desarrollarse al finalizar la Segunda Guerra Mundial. La expansión de la industria automotriz generaba chatarra de hierro y aluminio a partir de los automóviles fuera de uso, lo que contribuyó al mejoramiento de la tecnología del reciclado. La obtención del aluminio secundario experimentó una formidable expansión a partir de la década de 1970 en que comenzaron a reciclarse las latas de bebidas. A partir de entonces y alentada por las políticas gubernamentales, la producción de aluminio secundario ha crecido constantemente. Así, en el 2002, se reciclaron alrededor de 53 millones de latas de bebidas sólo en los Estados Unidos.

Los desechos de aluminio a reciclar reciben el nombre de *scrap* –trozo– y se clasifican según sean recortes o residuos de la fabricación de piezas nuevas de aluminio, del desguace de automóviles u otros objetos viejos, o de las latas de bebidas.

Las tecnologías modernas tienden a reciclar material según su origen; así, las fundiciones de las plantas de extrusión recuperan *scrap* proveniente de aluminio extruído. Los productores de latas de bebidas usan *scrap UBC* –*used beverage cans*; latas de bebida usadas–, etc.

En el reciclado de las latas, las principales etapas del proceso son:

- *deballer*, operación mecánica para desemballar las latas de aluminio prensadas;
- *shreding*, operación mecánica de picar latas, reduciéndolas a pequeñas dimensiones (10 x 40-70 mm);
- *decoating*, pasado de los fragmentos de las latas por un horno continuo, para quemar

la capa de barniz y tinta; los compuestos volátiles son incinerados;

- *refundición*, fundición de los trozos del aluminio en hornos rotativos o en hornos de inducción.

El rendimiento del proceso es del 88-90 %; o sea, por cada tonelada de latas se obtienen 880 kg de lingote de aluminio.

ALUMINIO RECUPERADO A PARTIR DE CHATARRA DURANTE 2003¹⁷

Aluminio recuperado como	Toneladas métricas
Fundición de aleaciones	415.717
Aleaciones en bruto	2.159.626
Total	2.575.343

Usos y aplicaciones del aluminio

Los principales usos del aluminio laminado en caliente se encuentran en la industria aeronáutica y en la fabricación de utensilios domésticos. Los laminados finos se usan en el envasado de diversos productos, en la industria de la construcción —ya sea como membranas o como revestimientos— etc. El aluminio extruído se emplea en la construcción, en

marcos de puertas y ventanas. El aluminio moldeado, en la industria automotriz.

Otra aplicación importante del aluminio es la fabricación de cables de alta tensión; porque, el aluminio combina una buena conductividad eléctrica con una densidad que es una tercera parte de la densidad del cobre.



Actividad 1.5. Aluminotermia

Una de las maneras de comprobar el carácter fuertemente reductor del aluminio es mediante el llamado *proceso Goldschmidt de aluminotermia*, consistente en reducir óxidos de metales de transición por aluminio en polvo.

Así como en la reducción de la alúmina se consume una cantidad considerable de energía, la oxidación del aluminio libera una cantidad

muy grande de energía. Esto se aprovecha, en la práctica, para producir temperaturas elevadas en zonas relativamente pequeñas. El proceso Goldschmidt se emplea para producir industrialmente varios metales, como el manganeso y el cromo, en estados de elevadísima pureza, para reparar maquinaria pesada, como carriles y cigüeñales, y para soldar rieles ferroviarios (*proceso de la termita*). En estos dos últimos casos, empleando magnesio como iniciador, se hace reaccionar en un crisol



¹⁷ International Aluminium Institute New Zealand House Haymarket (2004) London.



aluminio en polvo con óxido de hierro (III) (*termita*). La reacción $2 \text{Al} + \text{Fe}_2\text{O}_3 \rightleftharpoons 2 \text{Fe} + \text{Al}_2\text{O}_3$ libera unos 840 kJ por mol de alúmina formada.

La reacción ocurre rápidamente, elevando la temperatura a unos 3000 °C. El hierro fundido se recoge en el fondo del crisol. De la parte superior del crisol se retira la alúmina líquida y el hierro fundido se vierte en un molde de arena en el que se encuentra el material a soldar o reparar.

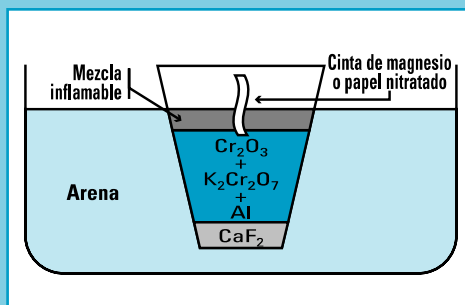
En esta actividad se obtiene cromo, según la reacción:



La técnica a desarrollar por sus alumnos es:

- En un crisol de tierra refractaria de unos 10 cm de alto, introducen 10 gramos de fluoruro de calcio en polvo.
- Sobre el fluoruro de calcio, agregan una mezcla formada por 17,5 g de óxido de cromo (III), 12,5 g de dicromato de potasio y 20 g de aluminio en polvo (finísimo).
- Cubren la mezcla con una delgada capa de material inflamable formada por 5 g de aluminio en polvo y 15 g de peróxido de sodio.
- En la mezcla, insertan una cinta de magnesio o una tira de papel nitrado seco (preparado mediante la impregnación de papel de filtro con solución de KNO_3 al 10 %).

- Colocan el crisol en un baño de arena y disponen el conjunto de modo que las chispas que eventualmente se desprendan no causen daño en un radio de 1 m.
- Retiran de los alrededores todo material inflamable, se resguardan los ojos con gafas y, mediante una cerilla, encienden la cinta de magnesio (o la tira de papel nitrado).



Según la forma y las dimensiones del crisol, podría ocurrir que sólo arda la mezcla inflamable sin que se inicie la combustión en el resto de la masa. En este caso, se repite la operación agregando el doble de mezcla inflamable.

La reducción del óxido de cromo por el aluminio es fuertemente exotérmica, al punto que la temperatura en el crisol puede alcanzar los 3000 °C.

Una vez completada la reacción, se deja enfriar el crisol y se lo rompe para separar el régulo de cromo de la ganga. Luego, se pesa el régulo de cromo y se calcula el rendimiento.





Para identificar el cromo, se disuelve el régulo en ácido clorhídrico y se efectúan las reacciones:

- con solución de NaOH,
- con solución de NaOH y unos gramos de peróxido de sodio.

A la solución amarilla que se obtiene se le agregan unas gotas de solución de cloruro de bario.



Aspectos ambientales derivados de la producción de aluminio

La fabricación de aluminio produce varios efectos ambientales no deseados. Los más importantes son la emisión de CO_2 y la formación de perfluorocarbonos; por la naturaleza misma del proceso, cada mol de aluminio producido por electrólisis genera, teóricamente, $\frac{3}{4}$ de mol de CO_2 . A estas cantidades hay que sumarle las emisiones de contaminantes que se producen en el proceso de fabricación de los ánodos y en los tratamientos posteriores a la electrólisis. Además, como casi el 50 % de la fabricación del aluminio usa electricidad generada por centrales térmicas debe computarse también el CO_2 producido en la generación eléctrica.

La organización que agrupa al 89 % de los productores, el *International Aluminium Institute*, ha estimado, cautelosamente, que en la electrólisis, con un consumo de 15,95 kWh por tonelada de aluminio líquido, se producen 1,6 toneladas de CO_2 por tonelada de aluminio y 5,8 toneladas métricas de CO_2 por tonelada de aluminio debido al combustible empleado en las centrales térmicas.

En cuanto a las emisiones de perfluorocarbonos, el IAI calculó 0,30 kg de tetrafluorometano y 0,03 kg de hexafluoroetano por tonelada métrica de aluminio. Aplicando los valores de la *Tabla de factores potenciales de calentamiento global* recomendada por la Comisión Intergubernamental sobre el Cambio Climático de las Naciones Unidas (1 kg $\text{CF}_4 \equiv 6500$ kg CO_2 ; 1 kg $\text{C}_2\text{F}_6 \equiv 9200$ kg CO_2), las emisiones de PFC generan un equivalente de 2,23 toneladas de CO_2 por tonelada de aluminio primario.

Aún con estos cálculos conservadores, estimando la producción mundial por electrólisis en 25 millones de toneladas/año y considerando que el 47 % de la electricidad es suministrada por centrales térmicas, la contaminación ambiental generada por los

Por su parte, las organizaciones ecologistas sostienen que la contaminación generada por estos procesos ronda las 8 toneladas de CO_2 /tonelada de aluminio, lo que elevaría la cifra a unos 200 millones de toneladas de CO_2 /año.

procesos Hall-Hérault es equivalente a casi 164 millones de toneladas de CO₂ por año.

Conservadores o exagerados, los distintos cálculos han puesto en evidencia no sólo el problema sino la necesidad de resolverlo o, al menos, de paliarlo; y esto ha sido tratado en diversos ámbitos internacionales. En 1992, se firmó el Convenio Marco de las Naciones Unidas sobre Cambio Climático y, en 1997, los representantes de más de 150 países suscribieron el Protocolo de Kyoto, proponiendo disminuciones obligatorias en las emisiones de gases de invernadero por parte de los 39 países más industrializados.

La *Iniciativa mundial de desarrollo sostenible del aluminio*, publicada por el IAI aborda los asuntos de sustentabilidad de la industria del aluminio en una escala internacional. El informe destaca los objetivos comunes que la industria del aluminio aspira alcanzar:

- Reducción del 80 % de las emisiones de gases de efecto invernadero de los compuestos perfluorcarbonados para la industria en su conjunto, para 2010 en relación con 1990.
- Reducción de las emisiones de fluoruros por tonelada de aluminio producido en un mínimo del 33 % para la industria en su conjunto para 2010, en comparación con las cifras de 1990. La meta a cumplir se revisará en 2006.
- Reducción del 10 % del consumo de la energía de fundición de la industria para 2010 en relación con 1990.
- Para 2010, el 95 % de todas las fábricas miembros del *International Aluminium Institute (IAI)* implementarán Sistemas de Gestión para el Medio Ambiente (incluyen-

do normas ISO 14000 o certificaciones equivalentes), y para la Salud y la Seguridad.

- Control del rendimiento global del reciclado y uso de los datos para establecer objetivos voluntarios. Se desarrollará un programa de acción global para alentar un incremento en el volumen de metal de aluminio recuperado de la chatarra.
- Supervisión anual de los cargamentos de aluminio destinados al sector transporte, para rastrear la contribución del aluminio (debido a su baja densidad) en la reducción de las emisiones de gases de efecto invernadero del transporte carretero, ferroviario y marítimo.

Los temas ambientales asociados con la producción de aluminio entran en dos categorías principales:

- Necesidad de abordar los requisitos de alta energía del proceso Hall (y del proceso Bayer, que calcina los minerales de aluminio para producir la alúmina de alta pureza requerida por el proceso Hall). Hoy en día, el porcentaje mayor de la energía eléctrica consumida en la producción electrolítica del aluminio proviene de centrales hidroeléctricas, de manera que los costos y las emisiones son relativamente bajos; sin embargo, hay una presión continua para reducir los costos y mejorar la eficiencia de la producción, esfuerzos que contribuirán a reducir el impacto ambiental de la producción.
- Control de la emisión de gases de efecto invernadero. En el proceso Hall, el oxígeno producido por la reducción de la alúmina oxida y consume el ánodo de carbono; el mejoramiento de la eficiencia de la producción de aluminio puede reducir sustancialmente la emisión de CO₂.

Recordemos que cada tonelada de aluminio que se obtiene electrolíticamente produce un mínimo teórico de 1,23 toneladas de CO₂ por oxidación anódica. Pero, el promedio real es del orden de 1,7 toneladas de CO₂ por tonelada de aluminio. A esto hay que sumarle la emisión de CO₂ producida por la combustión de materiales fósiles en las centrales térmicas y la formación de compuestos perfluorocarbonados. Todo esto hace que la contribución a la contaminación ambiental de la industria del aluminio por el proceso Hall-Héroult ronde las 164 millones de toneladas anuales de CO₂ o su equivalente.

Desde el año 2003, la Asociación del Aluminio y el Departamento de Energía de los EE.UU. vienen desarrollando un plan de trabajo tecnológico para la industria del aluminio. Entre los objetivos principales se encuentran los siguientes:

- Superar la tasa de reciclado de cualquier otro material reciclable, de modo de convertir a la industria del aluminio en líder de la sustentabilidad. El objetivo de máxima incluye alcanzar un 100 % de reciclado de aluminio para 2020 y cerrar la brecha de valor entre los materiales vírgenes y reciclados.
- Producir un impacto positivo neto sobre el medio ambiente a lo largo del ciclo de vida de los productos de aluminio que sustituyen al acero. Así, se ha estudiado que, en un automóvil, la sustitución del acero por el aluminio –menos denso– reduce la emisión de CO₂ debido al mejor aprovechamiento del combustible. Los cálculos indican que, a lo largo del ciclo de vida de un automóvil, cada kilogramo de aluminio sustituyente reduce la emisión de CO₂ en 20 kilogramos.
- Reducir significativamente las emisiones de gases de efecto invernadero.
- Cumplir o superar un objetivo de consumo energético máximo de 11 kWh/kg de aluminio, así como lograr otros objetivos de eficiencia energética establecidos por la industria. Este objetivo incluye la definición de una generación de procesos (no Bayer y no Hall-Héroult) de eficiencia energética.
- Reducir el costo de la producción y productos de metal en un 25 % para 2020, reducir el uso de la energía en la fundición en un 25 % para 2020 y reducir el consumo de carbono a 0,4 kg por kg de aluminio.

El plan de trabajo también incluye un resumen de las necesidades prioritarias de desarrollo tecnológico:

- Sustituir los electrodos de carbono consumibles por ánodos inertes o refractarios. Reducir los costos, mejorar la productividad, reducir el uso de energía y eliminar los gases de efecto invernadero (tanto el CO₂ como los compuestos perfluorocarbonados). El plan de trabajo define un conjunto de características de rendimiento que debe tener un ánodo inerte, incluyendo el comportamiento electroquímico, la conductividad eléctrica, la tasa de erosión, las propiedades mecánicas, la resistencia a la oxidación y los beneficios económicos. Actualmente, no hay materiales que satisfagan todos o, al menos, la mayoría de estos requisitos. Sin embargo, el plan de trabajo define los pasos críticos en el proceso de desarrollo tecnológico, desde la definición de los apuntalamientos químico y termodinámico de un proceso exitoso, estudios teóricos de tecnologías candidatas, hasta demostraciones piloto y totales.

- Las brechas de conocimiento en el procesamiento de aluminio van desde la necesidad de información fundamental sobre solidificación, hasta predicciones sobre las relaciones entre la calidad del metal y la economía, optimización de los procesos de fabricación de aleaciones, etc. Los temas a investigar incluyen el desarrollo de modelos con capacidad de predicción para todos los aspectos del procesamiento del aluminio, incluyendo fundición, solidificación y reciclado. Un segundo tema prioritario de investigación es el desarrollo de tecnologías de colada de cintas y planchones para producir un producto más uniforme con un mejor acabado de la superficie y una reducida segregación. Otro tema de investigación es la integración de una variedad de conceptos que permitan la optimización de la planta de colada y fundición del futuro.

Otros aspectos importantes a investigar son el uso de modelos computarizados, como herramientas para evaluar las nuevas tecnologías, y la necesidad de desarrollar mejores sensores para mejorar el control y la verificación de los procesos de producción y fabricación de aluminio.

El Plan de Trabajo de Tecnología para la Industria del Aluminio del IAI, iniciado en 2003 se centra, principalmente, en tres áreas:

- Productos y mercados.
- Desarrollo sustentable y energía.
- Recursos.

El Plan de Trabajo define los objetivos de rendimiento en la totalidad de la industria para rastrear los avances y lograr los objetivos estratégicos que involucran las soluciones técnicas en estas áreas. El plan presenta objetivos detallados específicos de cada sector, barreras tecnológicas, y prioridades de I+D. También pro-

vee líneas de tiempo y clasifica las necesidades de I+D, basándose sobre diferentes procesos:

- Producción primaria.
- Fundición, solidificación y reciclado.
- Fabricación.
- Desarrollo de aleaciones y productos terminados.

Los objetivos estratégicos se alinean con los objetivos de rendimiento de la totalidad de la industria, para asegurar el oportuno cumplimiento de los objetivos. Los objetivos estratégicos se prevén a fin de establecer a la industria del aluminio como líder en la economía mundial. El objetivo de desarrollo sustentable es superar la tasa de reciclado de todos los otros materiales y establecerse como líder en sustentabilidad. La industria del aluminio apunta a generar un impacto positivo sobre el medio ambiente a lo largo del ciclo de vida de los productos y, también, desea producir cero emisiones de gases de efecto invernadero sobre una base del ciclo de vida.

Para alcanzar los objetivos de sustentabilidad, la industria ha definido ciertos objetivos de rendimiento:

- Reciclado del 100 % del aluminio para 2020.
- Cierre de la brecha de valor entre los materiales nuevos y los reciclados, a fin de optimizar el valor de los productos reciclados.
- Uso del sistema establecido de registro de resultados en el ciclo de vida en todas las industrias, para evaluar los avances
- Producción de cero emisiones peligrosas para 2020.

Sin embargo, el proyecto tiene sus detractores. Grupos ambientalistas y otros grupos han criticado el proyecto por razones económicas, ambientales y de sustentabilidad a largo plazo. Entre las preocupaciones se encuentran:

- Emisiones de gases de efecto invernadero, debido a que sólo la combustión de los ánodos genera más de 50 millones de toneladas/año de CO₂.
- Emisiones de SO₂, subproducto de los procesos de fundición de aluminio.
- Asuntos ambientales locales, tales como la turbidez del agua en el depósito, y los ríos y lagos afectados.
- Soplado de polvo del barro rojo que queda al descubierto cuando el depósito está bajo.

El Protocolo de Kyoto y la reducción de emisión de contaminantes

Con el objetivo de reducir el "efecto invernadero" y promover el desarrollo sustentable, los países miembros de las Naciones Unidas sancionaron la *Convención de Cambio Climático*. Bajo el paraguas de dicha Convención, en 1997 sancionaron el *Protocolo de Kyoto* donde los países industrializados (definidos en su Anexo 1) se comprometieron a reducir sus emisiones de gases de efecto invernadero en un promedio de 5,2 % respecto del año 1990, en un período de compromiso que abarca los años 2008 a 2012. Los gases de efecto invernadero definidos en dicho Protocolo son: dióxido de carbono (CO₂), metano (CH₄), óxido nítrico (N₂O), CFC-HFC-PFC, y el hexafluoruro de azufre (SF₆).

Mecanismos de mercado del Protocolo de Kyoto

Debido a que los gases de efecto invernadero se mezclan en la atmósfera, la solución más económica es reducirlos donde el costo marginal de reducción sea más bajo. A tal efecto, el Protocolo de Kyoto introduce tres *mecanismos de mercado flexibilizadores*:

- **Implementación conjunta (Art. 6):** Sólo pueden hacerla los países incluidos en el Anexo 1 (los más industrializados). Un país desarrollado puede hacer inversiones para reducir la emisión, tanto en otro país desarrollado como en un país en vías de desarrollo, donde los costos de reducción sean menores, y computar dicha reducción como crédito para cumplir su meta interna de reducción.
- **Venta de permisos de emisiones (Art. 17):** Sólo pueden hacerla los países incluidos en el Anexo 1; posibilita la venta de cupos de emisión. Los países que excedan sus metas de reducción podrán vender sus excedentes a los países deficitarios.
- **Mecanismo de desarrollo limpio (Art. 12):** A diferencia de los anteriores, no está limitado a los países del Anexo 1. Según este mecanismo, un país más desarrollado puede efectuar inversiones en países menos desarrollados y usar la reducción de

emisiones como crédito para cumplir su meta doméstica. El *Mecanismo de Desarrollo Limpio y la Implementación Conjunta* funcionan sobre la base de proyectos específicos, mientras que el Comercio de Emisiones opera contra la meta general que debe cumplir un país o una empresa.

El Protocolo de Kyoto entró en vigencia el 16 de febrero de 2005.

Los países que no están incluidos entre los más industrializados, es decir, los países en vías de desarrollo, no están obligados a cumplir metas de reducción de emisiones, en virtud del principio de *responsabilidades comunes pero diferenciadas*; pero, pueden aprovechar sus ventajas comparativas de costos a través del Mecanismo de Desarrollo Limpio. El objetivo es que los países más industrializados hagan sus reducciones de emisiones donde el costo marginal sea más bajo.

Los proyectos de Mecanismo de Desarrollo Limpio otorgan créditos computables contra las cuotas de emisión asignadas a los países más industrializados. Estos créditos se denominan *unidades de reducción de emisión certificadas*. Estos certificados también son llamados *bonos de carbono*.

Toda reducción de emisiones debe ser verificada por una *"Entidad Operacional"*. Para que un proyecto califique para obtener los bonos de carbono, debe demostrar: a) una reducción real, medible y a largo plazo de las emisiones, b) que la reducción es adicional a la que se produciría en ausencia del proyecto. Para demostrar la adicionalidad se requiere construir una *línea de base*, que representa la situación de desarrollo más probable en ausencia del proyecto. Estas disposiciones han dado lugar a la creación de un incipiente mercado de bonos de carbono. El Banco Mundial ha sido uno de los impulsores de este mercado al constituir, en el 2000, un fideicomiso denominado *"Fondo Prototipo Carbono"* destinado a invertir en proyectos de Implementación Conjunta y de Mecanismo de Desarrollo Limpio.

A los efectos de reducir el impacto ambiental que genera la producción electrolítica de aluminio, se han propuesto diversos paliativos. El de mayor viabilidad en el corto plazo es incentivar el reciclado; esto produce un doble efecto: por un lado, reduce el consumo de electricidad en un 95 % y, por otro, no genera CO₂. Otra de las herramientas viables en el corto plazo es mejorar los métodos de controlar la concentración óptima de la alumina en el baño electrolítico, para minimizar la producción de PFC cuando esa concentración cae por debajo del umbral del "efecto anódico".

Para el corto y mediano plazo, quizás estén disponibles a escala industrial los llamados "cátodos humectables". En el baño electrolítico, el aluminio líquido que se deposita en el fondo de la celda no "moja" al cátodo de carbón. Se están experimentando materiales que permiten un mejor contacto; entre ellos, el TiB. Este material tiene excelente conductividad eléctrica, es "mojable" por el aluminio líquido y, cuando funciona como cátodo, es muy resistente a la corrosión, tanto por el aluminio como por los demás componentes del baño electrolítico. Cubriendo el fondo ligeramente inclinado del carbón de la celda con una capa de boruro de titanio y proveyendo de un sumidero apropiado para colectar el aluminio líquido, se reduce sensiblemente la distancia ánodo-cátodo (ACD) que es la principal causa del sobrevoltaje que se produce en la celda. La ACD de las celdas más modernas es de unos 5 cm; pero, mediante los cátodos humectables podría reducirse esa distancia a menos de 4 cm, con lo que el voltaje requerido para la electrólisis podría bajar de 4,1-5,2 V a menos de 3,5 V.

Otra manera de reducir la contaminación sería emplear ánodos inertes. Se han ensaya-

do diversos materiales para que funcionen como ánodos inertes —entre ellos, la hematita, el óxido de estaño (IV), aleaciones de ferrita de níquel y cobre, etc.—.

Tanto los cátodos humectables como los ánodos inertes están en etapa de experimentación y aún no se aplican industrialmente.

Se han propuesto algunos métodos alternativos al proceso Hall-Héroult. Algunos hasta se han aplicado a escala industrial. Así, en la década de 1960, Alcan desarrolló el *proceso catotérmico subhaluro o proceso de monocloruro de aluminio*, mediante el cual se reducía la bauxita con carbón, y el aluminio así obtenido se purificaba mediante un método en el que se empleaba monocloruro de aluminio. Pero, se encontró que el consumo de energía era mayor que el proceso Hall-Héroult y que, además, presentaba muchos problemas debido a la corrosión, por lo que fue abandonado.

Para la misma época en que Alcan ponía en funcionamiento su proceso, la *Toth Company* puso en funcionamiento una planta en la que se trataba, a alta temperatura, arcilla con carbón y cloro para obtener cloruro de aluminio. Esta sal era tratada con manganeso con lo que se formaba cloruro de manganeso y aluminio. Mediante la acción del aire sobre el cloruro de manganeso se regeneraba el cloro y el óxido de manganeso formado era, luego, reducido a manganeso por calentamiento con carbón. Alcoa —Aluminum Company of América— intentó, también, un método alternativo mediante el cual se calentaba alumina con carbón y cloro para producir cloruro de aluminio anhidro. Del cloruro de aluminio se obtenía el aluminio por electrólisis en celdas con electrodos de grafito. Los problemas técnicos que presentaba el proceso

hicieron que la empresa discontinuase esta manera de producir aluminio.

La *Office of Energy Efficiency and Renewable Energy* es una dependencia del Departamento de Energía de los EE.UU. De su página web:

www.eere.energy.gov/industry/aluminum/completed_rd.html

pueden bajarse diversos archivos en formato pdf sobre los diversos aspectos de los procesos de elaboración del aluminio que pueden reducir el consumo de energía y la emisión de contaminantes.

2. LOS MINERALES DE HIERRO COMO MATERIA PRIMA

El hierro

El hierro constituye cerca del 1,51 % en peso de la corteza terrestre. Es uno de los siete metales conocidos desde la antigüedad. Aunque muy raramente se encuentra libre en la naturaleza, la facilidad con que sus óxidos son reducidos por el carbón y la abundancia de éstos en la superficie terrestre, hicieron posible su descubrimiento y aplicación a la fabricación de utensilios y armas.

El hierro se encuentra en numerosos minerales y mineraloides: magnetita (Fe_3O_4), hematitas (Fe_2O_3), limonita ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$), siderita (FeCO_3), pirita (FeS_2), etc. Si bien hay una diversidad de minerales de hierro distribuidos sobre la corteza terrestre (óxidos, carbonatos, sulfuros, sulfatos, silicatos, etc.), son pocos los minerales usados comercialmente como fuente de hierro. La razón estriba en el porcentaje de metal –o ley– que el mineral contenga. Para ser utilizados en la industria siderúrgica, estos materiales deben contener un mínimo de 40 % de hierro; las impurezas (ganga) que siempre acompañan a los minerales, disminuyen este porcentaje de hierro.

La magnetita contiene, teóricamente 72,3 % de hierro, la hematita 69,9 %. En cambio, el contenido teórico de hierro en la pirita es de apenas 46,6 %. Los porcentajes reales disminuyen debido a la ganga.

Otro factor que puede condicionar el uso de un mineral de hierro como materia prima para la obtención de

acero es la presencia de ciertos elementos que puedan dificultar el proceso o que le comuniquen al producto características indeseadas.

En la Argentina hay yacimientos de minerales de hierro en la región Noroeste (Jujuy, Salta, Catamarca y La Rioja), en la región cuyana (Mendoza, San Juan y San Luis) y en ciertas zonas de la Patagonia. Sin embargo, hoy en día, no se cuenta con ningún yacimiento ferrífero en funcionamiento en escala de explotación industrial. De hecho, la industria siderúrgica se provee íntegramente de mineral de hierro importado –especialmente, desde Brasil–.

Hasta mediados de la década de los '90 funcionó el yacimiento de Sierra Grande, en la provincia de Río Negro, explotado por HIPARSA, Hierro Patagónico Rionegrino SA, que proveía de mineral a los establecimientos siderúrgicos más importantes, ubicados sobre la ribera del Paraná. El yacimiento se encuentra en la cuenca ferrífera de Sierra Grande, en las proximidades de la localidad del mismo nombre, a 130 kilómetros de la localidad de San Antonio Oeste. La estructura dominante de este yacimiento es un anticlinal, cuyo núcleo ha sufrido un proceso intrusivo que transformó la hematita original (Fe_2O_3) en magnetita (Fe_3O_4). Tiene la forma de un manto de dirección general N-S y aflora a lo largo de más de 3 km. El espesor medio es de 10 m, en tanto la profundidad alcanzada hasta el presente con conocimiento de las

Un grupo inversor chino arribará hoy a Sierra Grande para efectuar un estudio técnico del complejo de Hiparsa. La comitiva es especialmente técnica y la integran una docena de profesionales, la mayoría con especialidades en los procesos y áreas mineras instaladas en la localidad rionegrina. El gobierno provincial tiene marcadas expectativas pero, públicamente, aparece como moderado en sus actitudes. Los responsables de la comitiva china se reunirán esta semana -seguramente, el martes- con el ministro Juan Accatino. Pero, el gobernador Miguel Saiz recién tendrá contactos cuando concurren a Río Negro con "el proyecto de iniciativa privada", comentó una fuente gubernamental, expresando así que la administración no quiere alentar mayores expectativas públicas en los primeros contactos. En total reserva, una delegación mínima visitó Sierra Grande hace algunos días. Ahora, el grupo lo componen técnicos para profundizar así cualquier alternativa productiva¹⁸.

características del mineral, es de 800 m. La mineralización se compone, principalmente, de magnetita, con turingitas y hematitas como minerales secundarios.

Las reservas comprobadas del yacimiento son cercanas a los 90 millones de toneladas, mientras que las probables alcanzarían los 200 millones de toneladas.

El complejo minero industrial de *Hiparsa* está integrado por la mina subterránea propiamente dicha, plantas de beneficio –magnética y por flotación–, transporte del concentrado, pelletización, playa de productos terminados y embarcadero. Se ha llamado a licitación internacional, lo que ha concitado el interés de algunos empresarios, entre ellos inversores chinos.

El mayor productor mundial de mineral de hierro es Brasil, seguido de Australia. En la tabla se dan los tonelajes brutos de la producción de los principales países productores. Si se considera el contenido en hierro metal, en 2001, Brasil alcanzó los 125 millones de toneladas, Australia 113 millones y China –que, en mineral, supera a ambos países–, dado el bajo contenido en hierro de sus menas, produjo unos 73 millones.

Según información suministrada por FIMESA¹⁹, la producción de mineral de hierro latinoamericana, en 2004, se desarrolla en niveles similares a 2003. Los incrementos no resultan significativos en términos comparativos. Sin embargo, la CVRD (la principal empresa minera brasileña) tiene previstas fuertes inversiones a corto plazo. Por una parte, construirá un nuevo muelle en el puerto de Ponta de Madeira, a fin de elevar su capacidad hasta los 56 millones de toneladas anuales, permitiendo la entrada a barcos de hasta 2.000.000 toneladas de porte bruto. También pretende ampliar sus instalaciones, tanto de minería como de beneficio en Carajás, tras el desarrollo de un nuevo depósito que elevará la producción de Carajás en un 30 %. Estas expansiones son necesarias para suministrar mineral a la planta de pelletización, con capacidad para 6 millones de toneladas por año, que se terminó de construir en 2002. Por otra parte, CVRD firmó un acuerdo con el mayor fabricante de acero de China, *Shanghai Baosteel Group Corp.*, para crear una *joint-venture*²⁰ al 50 %, *Baovale Mineração SA*, a fin de explotar una mina en Agua Limpia (Minas Gerais, Brasil) para producir 8 millones de toneladas de mineral de hierro por año.

MBR, otra empresa brasileña, está ampliando su capacidad de producción en las minas de

¹⁸ *La Nación* (06/06/2004).

¹⁹ FIMESA, Financiera Metropolitana SA (2004) Estadísticas mineras.

²⁰ Es una asociación circunstancial entre dos o más empresas para encarar una actividad de resultado incierto.

PRODUCCIÓN DE MINERAL DE HIERRO EN BRUTO²¹ —EN MILES DE TONELADAS—

Países	1999	2000	2001	2002	2003 ^e
Argelia	1.336	1.645	1.291 ^r	1.202 ^r	1.378 ³
Australia	154.268	167.935	181.553	182.704	187.219
Austria ^e	1.752 ⁵	1.800	1.800	1.900	1.800
Azerbaijan ^e	--	NA	NA	NA	NA
Bosnia & Herzegovina ^e	150	150	150	150	150
Brasil	194.000	212.576 ^r	210.000	212.000 ^r	212.000
Bulgaria	699	559	464 ^r	373 ^r	375
Canadá ⁴	33.900	35.427 ^r	26.981 ^r	30.969	31.000
Chile	8.345	8.729	8.834	7.269 ^r	7.300
China ^{e, 5}	237.000	223.000	220.000	231.000	261.000
Colombia	576	660	637	688 ^r	625 ^p
Egipto	2.700 ^e	1.900	2.600	2.300	2.900
Francia ^e	250	--	--	--	--
Alemania	100	--	--	--	--
Grecia ^{e, 6}	1.600	1.500	1.500	1.500	1.500
Guatemala	11	16	15	15 ^e	15
India	70.220	75.950	79.200	94.300 ^{r, e}	105.500
Indonesia	584	489 ^r	469 ^r	379 ^r	245 ⁵
Irán	10.776	12.370	10.300	11.300	16.000
Japón	1	1	1	1	1
Kazakhstan ²	9.091	16.160	14.140	15.423	17.311 ⁵
Kenya	NA	1	1	1	1
Corea del Norte ^e	3.800	3.800	4.200	4.100 ^r	4.300
República de Corea	410	336	195	157 ^r	150
Macedonia ^e	15	15	15	15	15
Malasia	337	259	376	404	597 ⁵
Mauritania	10.400	11.345 ^r	10.302 ^r	9.600 ^e	10.100
México	11.475	11.325	8.783	9.900 ^r	11.200
Marruecos	7	6 ^r	8	9 ^r	4 ⁵
Nueva Zelanda ⁷	2.303	2.692	1.636	1.700 ^{r, e}	1.900
Nigeria	--	25	25	25	--

²¹ British Geological Survey, *Index Mundi* y United States Geological Survey Mineral Resources Program y World Mineral Statistics 1997-2001.

Noruega	520	543 ^e	500	515	515
Perú	3.949 ^r	4.144 ^r	4.564	5.494	5.229 ⁵
Portugal ⁸	16	15 ^e	15	15 ^e	15
Rumania ^e	131	116 ^r	292 ^r	341 ^r	315
Rusia	81.311	86.630	82.500	84.236	91.760 ⁵
Serbia & Montenegro ^e	50	50	--	--	--
Eslovaquia	479	477	435 ^r	326 ^r	325
Sudáfrica ⁸	29.508	33.707	34.757	36.484	38.086 ⁵
Suecia	18.558	20.557	19.486	20.300 ^{r, e}	21.500
Tailandia	123	(10)	(10)	570	10 ⁵
Túnez	219	182	204	198	164
Turquía	4.846	4.076	3.932	4.500	3.700
Uganda:					
Limonite	3	2	--	--	--
Other	(10)	2	1	-- ^r	--
Ucrania	47.769	55.883	54.650	58.900	62.498
Reino Unido	1	1	1	1	1
U.S.A.	57.749	63.089	46.192	51.570	46.447
Venezuela	14.051	17.353	16.902	16.684 ^r	17.954
Vietnam	300	300	300	300	300
Zimbabwe	599	451	361	272	367
Total	1.016.289^r	1.078.251^r	1.050.568^r	1.100.089^r	1.163.770

^e estimado; p: preliminar; r: revisado; NA: no disponible, cero.

¹ La tabla incluye datos disponibles hasta el 16 de julio de 2004.

² Los datos de Azerbaijan, Kazakhstan, Corea del Norte, y Ucrania fueron informados por el U. S. Geological Survey

³ Informado.

⁴ Incluye algunos subproductos.

⁵ Los valores de la producción china son excesivamente altos porque este país informa la producción con un contenido promedio de hierro del 33 %, mientras que los demás países informan sólo las cantidades de mineral usable.

⁶ Mineral de níquel-hierro.

⁷ El cálculo de mineral en bruto parte de una estimación del 60 % de hierro en él.

⁸ Concentrados de arenas con magnetita y mineral de titanio.

⁹ Incluye minerales de hierro y manganeso.

Tamandú y Capitaio de Mato, que reemplazarán a las de Aguas Claras y Matuca. Una primera línea de su planta de beneficio en Capitaio de Mato se amplió en 2001; la segunda línea se completó en 2003. Cada línea tiene una capacidad de producción de 8 millones de toneladas de mineral por año.

China, primer productor mundial de acero, seguirá incrementando su producción en los próximos años. Aunque cuenta con grandes recursos propios de mineral de hierro, su contenido en Fe es bajo (aproximadamente,

32 %), por lo cual el país está invirtiendo en minas en otros países, a través de *joint-ventures*, como la ya citada en Brasil y también en Australia. Así, Shanghai Baosteel Group Corp. firmó un acuerdo con Hamersley Iron Ore Pty Ltd. (100 % de Río Tinto), para formar una *joint-venture* y explotar mineral de hierro en el oeste de Australia. La nueva mina se sitúa 10 km al este de la mina Paraburdoo, en la región de Pilbara. Hamersley suministrará a Baosteel 200 Mt/año durante los 20 años de duración del *joint-venture*.

PROPIEDADES FÍSICAS DEL HIERRO²²

Símbolo	Fe
Número de registro CAS	7439-89-6
Masa atómica promedio (u.m.a.)	55,847
Masas isotópicas (u.m.a.) y abundancia relativa :	
⁵⁴ Fe	53,939612 . (5,82 %)
⁵⁶ Fe	55,934939 . (91,18 %)
⁵⁷ Fe	56,935396 . (2,1 %)
⁵⁸ Fe	57,933277 . (0,28 %)
Densidad a 20 °C (g. cm ⁻³)	7,869
Punto de fusión (K)	1809
Punto de ebullición (K)	3273
Calor específico 0 - 100 °C (cal g ⁻¹ °C ⁻¹)	0,111
Capacidad calorífica molar a presión constante entre 298 y 1809 K en J. K ⁻¹ mol ⁻¹	23,97449 + 8,67750t + 0,000277t ² - 0,000086 t ³ - 0,000005/t ² (t =K/1000)
Capacidad calorífica molar del líquido a presión constante entre 1809 y 3133 K en J. K ⁻¹ mol ⁻¹	46,02400 - 1,884667×10 ⁻⁸ t + 6,094750 × 10 ⁻⁹ t ² - 6 ,640301×10 ⁻¹⁰ /t ³ - 8,246121 × 10 ⁻⁹ /t ² (t =K/1000)
Calor molar de fusión (a 1809 K y 1 bar)	12,40 kJ.mol ⁻¹
Conductibilidad térmica a 18 °C (cal.cm ⁻¹ . °C ⁻¹ .s ⁻¹)	0,16
Coefficiente de dilatación lineal (°C ⁻¹)	1,3 x 10 ⁻⁵
Módulo de elasticidad longitudinal (kg. mm ⁻²)	21.070
Resistencia a la tracción (kg. mm ⁻²)	22,0
Alargamiento a rotura (L = 5D)	50,0 %
Dureza Brinell (H _d)	60

²² National Institute of Standards and Technology.

El hierro cristaliza en el sistema cúbico.

- Por debajo de los 910 °C, la celdilla elemental es cúbica intracentrada.
- Hasta los 768 °C tiene propiedades magnéticas (hierro α); a esta temperatura, desaparecen las propiedades magnéticas (hierro β) y la arista de la celdilla elemental aumenta ligeramente de 2,86 a 2,90 ångstrom.
- A los 910 °C se produce la transformación a hierro γ , en el cual la celdilla es cúbica de caras centradas.
- A partir de los 1401°C es cúbica intracentrada (hierro δ) estructura que se mantiene hasta los 1530 °C –temperatura a la cual el hierro funde–.

Por lo tanto –en sentido estricto–, el hierro tiene sólo dos formas alotrópicas:

- la α , estable hasta 910 °C y desde 1401 hasta 1530 °C, y
- la γ que sólo es estable entre 910 y 1401 °C.

Sin embargo, los cambios de estado son relativamente lentos; especialmente, a medida que disminuye la temperatura del metal. Así, es bastante frecuente encontrar ambas formas fuera de sus límites de temperatura.

Se puede obtener hierro de elevada pureza electrolizando soluciones de sus sales (cloruros, sulfatos, etc.). En este proceso se utiliza chatarra de hierro como ánodo. El hierro puro así obtenido es muy frágil; sin embargo, al ser sometido al proceso de recocido, se vuelve dúctil, adquiriendo buenas propiedades eléctricas y magnéticas. Pero, en la industria no se utiliza el hierro puro sino aleado con otros elementos entre los cuales el más importante es el carbono.

El sistema hierro-carbono

El valor de la temperatura de transición de la forma α a la forma β del hierro se modifica por la presencia de otros elementos. Al agregar otros elementos al hierro, se produce un cambio en el intervalo de temperaturas dentro del cual la forma γ es estable. Además, como efecto secundario, se produce una variación de la velocidad del cambio de fase.

Entre los elementos que se agregan al hierro, el carbono es el que más influye en sus propiedades, pudiendo formar con aquel tanto mezclas como compuestos definidos. Los distintos cambios que provoca la presencia de carbono en el hierro, se suelen representar en un diagrama llamado *diagrama hierro-carbono*. En este diagrama se consideran todas las variantes de composición y sus respectivas temperaturas de equilibrio para mezclas de hierro con hasta un 6,67 % de carbono. Se han estudiado aleaciones con contenidos de hasta 12 % de carbono; pero, como carecen de valor industrial, la parte correspondiente del diagrama suele despreciarse.

El diagrama es de solubilidad parcial en el estado sólido y puede presentarse en dos tipos:

- estable, cuando considera las mezclas de hierro con carbono grafitico;
- metaestable, cuando considera al carbono formando parte de la cementita.

Las temperaturas a las cuales tienen lugar las transiciones se suelen indicar con la letra A seguidas de una c –del francés *chauffage*– si se verifican al calentar, y con la letra A seguida de una r –del francés, *refroidissement*– si se registran al enfriar. Para una transformación dada Ac y Ar pueden diferir en varios grados debi-

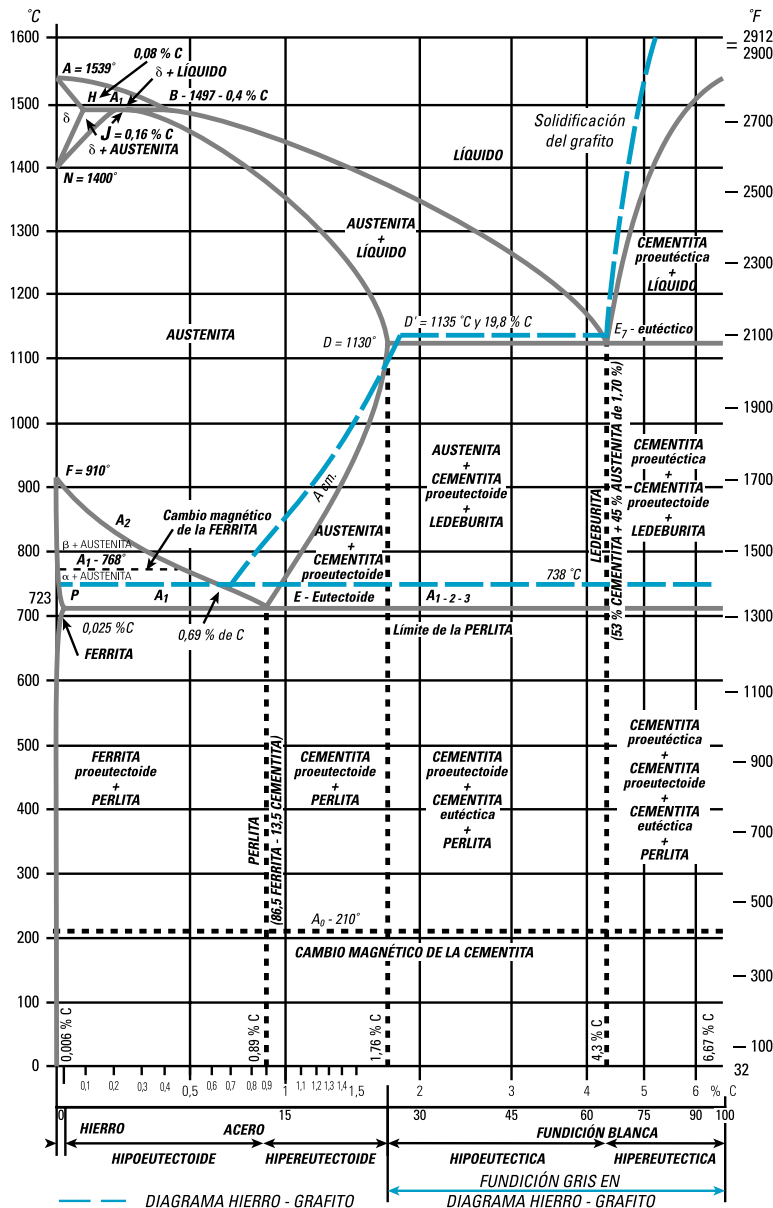


Diagrama hierro-carbono. Se representan las temperaturas en ordenadas y los porcentajes de carbono en el hierro en abscisas. Las líneas continuas representan el sistema metaestable hierro-cementita, mientras que las líneas punteadas representan el sistema estable hierro-grafito. La cementita es una sustancia que contiene 6,67 % de carbono y que responde a la fórmula Fe_3C . Es estable a altas temperaturas pero al enfriarse tiende a descomponerse con separación de grafito. Para las aplicaciones industriales es más importante el diagrama, metaestable ya que a las velocidades a las que se enfrían en el proceso las aleaciones forman cementita.

do a fenómenos de histéresis térmica. Así para el equilibrio $Fe(\alpha) \rightleftharpoons Fe(\gamma)$, A_c es $910\text{ }^\circ\text{C}$ y A_r es $899\text{ }^\circ\text{C}$.

Todas las mezclas líquidas que contengan entre 4,3 y 6,67 % de carbono depositan cementita sólida al ser enfriadas. Por lo tanto, al disminuir la temperatura, la composición de la fase líquida se empobrece en carbono aproximándose a la señalada por el punto E_1 .

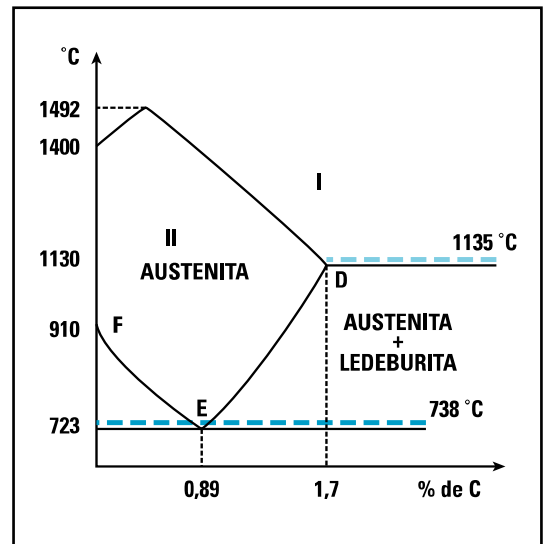
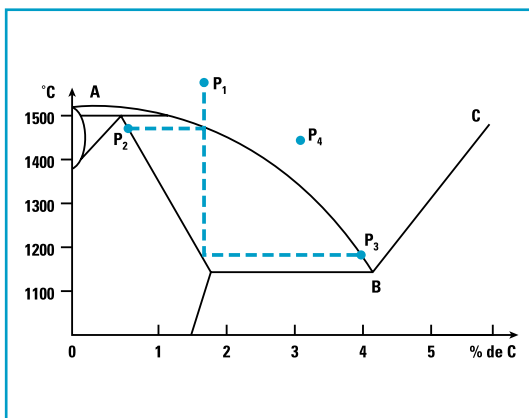
Al enfriar mezclas líquidas que contengan entre 0,5 y 4,3% de carbono, estas depositan austenita –una solución sólida de carbono en hierro– y, a medida que disminuye la temperatura, la composición del líquido se aproxima a la indicada por el punto E_1 .

El punto E_1 corresponde a una mezcla eutéctica en la cual el sólido tiene 52 % de cementita y 48 % de austenita. Esta mezcla eutéctica se conoce como ledeburita y funde a $1145\text{ }^\circ\text{C}$.

Las mezclas líquidas que tienen menos de 0,5 % de carbono depositan, por enfriamiento, una fase transitoria de hierro α .

Si se tiene, por ejemplo, un líquido con 1,5 % de carbono – P_1 en el diagrama– y se lo enfría hasta $1420\text{ }^\circ\text{C}$, comenzará a separarse un sólido austenítico cuya composición estará dada por P_2 . Como este sólido sólo contiene 0,5 % de carbono, el líquido se enriquece en carbono y su composición se mueve a lo largo de la curva AB. A temperaturas elevadas, los fenómenos de difusión son rápidos, de modo que, a medida que se produce el enfriamiento, la composición de la austenita varía según la línea P_2D . Cuando el líquido alcanza la composición dada por el punto P_3 , la austenita depositada tiene el 1,5 % de carbono.

Si el líquido contiene más de 1,7 % de carbono –por ejemplo, un líquido cuya composición y temperatura estén dadas por el punto P_4 del diagrama– irá depositando austenita a medida que se enfría y, al alcanzar la composición del eutéctico, solidificará sin cambios posteriores, con lo cual el sólido estará formado por ledeburita y austenita primaria.



En el gráfico anterior, la región I corresponde a composiciones y temperaturas a las cuales la austenita es estable en solución. En la región II, la austenita es estable como fase sólida homogénea. Como se puede apreciar en el diagrama, el contenido máximo de carbono en esta región es 1,7 %.

El porcentaje de carbono en la aleación permite definir:

- como **aceros**, todas las aleaciones de hierro que contienen menos de 1,7 % de carbono,
- como **fundiciones** a todas aquellas aleaciones que contienen más de 1,7 % de carbono.

La austenita sólida que se encuentre a temperaturas superiores a los 723 °C y que contenga entre 0,89 y 1,7 % de carbono, al alcanzar por enfriamiento la curva DE, sufre un proceso de disyunción, en el cual se separa cementita. Mediante este proceso, la austenita se empobrece en carbono hasta que, al alcanzar el punto E con un 0,89 % de carbono, se transforma en una mezcla eutectoidea especial. Esta mezcla eutectoidea tiene una estructura cristalina característica llamada **perlita**. La perlita está formada por ferrita –hierro α con trazas de carbono– y cementita.

Las aleaciones austeníticas que contengan menos de 0,89 % de carbono, liberarán ferrita a lo largo de la curva FE, hasta alcanzar la composición eutectoidea.

A los aceros que contienen menos de 0,89 % de carbono se los suele llamar **hipoeutectoideos** y a los que tienen entre 0,89 y 1,7 % de carbono, **hipereutectoideos**.

Análogamente, las aleaciones que contienen entre 1,7 y 4,3 % se dicen **hipereutéticas** y

las que contienen más de 4,3 % se dicen **hipereutéticas**.

Asimismo, las fases sólidas que se forman antes de alcanzar la composición eutética o eutectoidea se denominan, respectivamente, proeutética y proeutectoidea. Un acero que contenga 0,5 % de carbono formará ferrita proeutectoidea y perlita, mientras que una mezcla que contenga 3 % de carbono separará inicialmente austenita proeutética y ledeburita.

La solubilidad del carbono en la austenita disminuye de un 1,7 % a 1135 °C hasta el 0,89 % a 723. Por ese motivo, a medida que disminuye la temperatura, la austenita libera carbono como cementita. Cuando el enfriamiento alcanza los 723 °C, la austenita se vuelve inestable y se transforma en perlita.

La cementita es inestable a bajas temperaturas y se descompone en carbono y ferrita. La grafitación de aceros y fundiciones puede ser acelerada por otros elementos. Todas las fundiciones comerciales tienen grafito libre, ya sea como copos gruesos, como partículas finas o como nódulos.

Fundiciones; clasificación y propiedades

Las fundiciones tienen innumerables usos; sus ventajas más importantes:

- Son más fáciles de maquinar que los aceros.
- Se pueden fabricar piezas de diferente tamaño y complejidad.
- En su fabricación no se necesitan equipos ni hornos muy costosos.

- Absorben las vibraciones mecánicas y actúan como autolubrificantes.
- Son resistentes al choque térmico, a la corrosión y tienen buena resistencia al desgaste.

El carbono presente en las fundiciones, puede encontrarse como grafito, como cementita y en solución sólida, asociado tanto a la forma α como a la forma γ . El silicio, producido por reducción parcial de la escoria, promueve la formación de grafito. Por el contrario, un enfriamiento rápido de la aleación fundida puede mantener al carbono combinado en el sólido. De allí que las cantidades relativas de carbono libre y combinado están determinadas por la historia térmica previa, por el contenido de silicio y –en menor medida– por otros elementos.

La llamada **fundición blanca** presenta formas estructurales inestables a temperatura ambiente, ya que consiste, fundamentalmente, en perlita y cementita. La llamada **fundición gris** presenta formas estructurales con equilibrio estable a temperatura ambiente, conteniendo, principalmente, ferrita y grafito.

Se suele distinguir otra variedad de fundición, la llamada **atruchada**. Su característica es que presenta puntos claros sobre fondo oscuro, o viceversa, debido a que tiene una matriz de fundición blanca combinada parcialmente con fundición gris. El carbono se encuentra libre y combinado, siendo difícilmente maquinable.

El color de la fundición no está determinado por el porcentaje de carbono –que, generalmente, no supera el 4,3 %– sino por el estado en que éste se encuentre: combinado o como grafito. Generalmente, la fundición gris tiene un porcentaje de carbono inferior a la blanca. La temperatura de fusión varía entre 1100 °C para la fundición blanca y 1200 °C para la fundición gris.

La fundición blanca, perlítica, es de una dureza muy elevada, pero es frágil. Su dureza y fragilidad hacen que sea muy difícil mecanizarla en máquinas-herramientas normales. La fundición gris, ferrítica, es lo suficientemente tenaz para los usos comunes y puede mecanizarse con relativa facilidad.

La fundición gris ideal debe tener el grafito disperso regularmente en nódulos o flóculos pequeños, ya que las láminas de grafito actúan como núcleos de corrosión.

Se puede obtener una buena fundición gris a partir de un metal fundido con 3,5 % de carbono y 1 % de silicio. Justo antes de producirse la fusión, se le agrega un 2 % de silicio como ferro-silicio o siliciuro de calcio, y alrededor de 0,1 % de cerio o magnesio. A veces, se prefiere agregar níquel en vez de silicio, ya que el níquel no afecta la estructura perlítica y descompone a la cementita, dando grafito en copos pequeños. Las fundiciones con base de níquel tienen la ventaja de presentar una estructura consistente, aunque varíe el tiempo de enfriado. Si se aumenta el contenido de níquel hasta un 4-5 %, se estabiliza la forma austenítica de hierro γ formada en la solidificación inicial.

Uno de los elementos que afectan el proceso de obtención de una fundición es el azufre. La presencia de azufre aumenta la viscosidad de la fase líquida, dificultando la colada. Si bien estabiliza a la cementita, el azufre forma un sulfuro ferroso de bajo punto de fusión que torna quebradizas a las fundiciones y facilita el agrietamiento del material al solidificar.

Mientras que el silicio favorece la separación del grafito, el manganeso, en pequeños porcentajes, favorece la permanencia del carbono combinado como cementita.

El fósforo forma un eutéctico de bajo punto de fusión que contiene Fe_3P . La adición de 0,1 % de fósforo da mayor fluidez a la colada pero disminuye la carga de ruptura de la fundición resultante.

Al solidificar, las fundiciones sufren una contracción de volumen, con la consiguiente formación de tensiones internas. Después de solidificar, la fundición blanca continúa su contracción a medida que se enfría. Su contracción es casi igual a la del acero (16 a 18 por 1000). En la fundición gris se observa un aumento de volumen, debido a la separación de grafito cuya densidad es considerablemente más baja que la de la fundición o del hierro.

Por calentamiento prolongado a 300-400 °C y, especialmente, por calentamientos repetidos, las fundiciones experimentan un aumento irreversible de volumen que, en algunos casos, puede llegar hasta un 30 %. Este aumento de volumen se debe tanto a la descomposición de la cementita como a la oxidación del hierro y del silicio. Esta característica hace inadecuado el uso de la fundición a temperaturas superiores a los 400 °C.

Según el tipo de fundición, la carga de ruptura varía entre 1750 y 4400 kg/cm²; la densidad oscila entre 7,1 y 7,2 g/cm³ y la conductibilidad térmica entre 0,11 y 0,12 cal.s⁻¹.cm⁻¹ °C⁻¹.

Generalmente, a la fundición blanca no se le realizan tratamientos térmicos, excepto cuando se emplea para obtener fundición maleable. En cambio, la fundición gris se somete al tratamiento de recocido para eliminar las tensiones internas producidas durante la colada, para mejorar las propiedades mecánicas transformando la perlita laminar en globular o para descomponer la cementita que pudiera hallarse presente.

El **peso específico** varía con la composición y, por consiguiente, con el aspecto de la fundición; se puede admitir, por término medio:

- Fundición gris: 7 a 7.2
- Fundición atruchada: 7.3 a 7.4
- Fundición blanca: 7.4 a 7.6

La **temperatura de fusión** varía con la composición y el aspecto de la fundición. En promedio es:

- Fundición negra gris: 1200 °C
- Fundición blanca: 1100 °C

La **dureza** de las fundiciones es relativamente elevada. La fundición gris tiene una dureza de 140 a 250 Brinell y se puede mecanizar fácilmente, porque la viruta se desprende mejor y por la presencia de grafito liberado, que lubrica el paso de la viruta sobre el corte de la herramienta.

La dureza de una fundición blanca puede tomar valores superiores a los 350-400 Brinell.

Las **fundiciones especiales** se producen para obtener materiales con alta resistencia mecánica, para aumentar la resistencia a la corrosión, para poder trabajar a altas temperaturas o para conferirles determinadas propiedades magnéticas, eléctricas, químicas, etc.

Fundición maleable. Se obtiene empaquetando fundición blanca en recipientes cerrados fabricados de una aleación de hierro resistente a la temperatura y calentando esa fundición en un horno hasta 900 °C durante tres o cuatro días. Durante el calentamiento, la cementita se descompone gradualmente en grafito y ferrita, mientras que la perlita se transforma en austenita. Al enfriar lentamente, se deposita más grafito que cementita, de modo que el material frío contiene, princi-

palmente, ferrita y grafito; este último, bien disperso como flóculos o nódulos pequeños.

Debido a la manera de enfriarse, el interior de la fundición tiene mayor porcentaje de carbón libre, de allí que se la llame *fundición maleable de núcleo negro*. Se puede obtener una fundición maleable de núcleo blanco recubriendo la fundición primaria con Fe_2O_3 y Fe_3O_4 molidos antes de recocer. De esta manera se oxida el carbono, obteniéndose una ferrita residual casi completamente libre de grafito o cementita muy parecida al hierro batido pero sin las inclusiones laminares de escoria que presenta este último. Una forma menos común de fundición maleable se obtiene aumentando la velocidad de enfriamiento después que se ha estabilizado la forma austenítica. De esta manera se logra una estructura perlítica. Las fundiciones maleables constituyen materiales tenaces y fácilmente deformables en frío; tienen una carga de ruptura del orden de los 3180 kg/cm^2 y su contenido de fósforo suele ser de 0,1 %, para las de núcleo blanco, y de 0,2 %, para las de núcleo negro. Se las utiliza, principalmente, en las juntas de cañerías y en el asiento de válvulas.

Fundiciones resistentes a la temperatura. Generalmente, contienen de 5 a 10 % de silicio. Estas fundiciones pueden ser utilizadas sin peligro hasta $850 \text{ }^\circ\text{C}$, sin que sean atacadas seriamente por el aire. Poseen una matriz de ferrita-silicio y grafito finamente dividido. Pueden ser maquinadas; pero, la presencia de silicio hace algo más quebradiza a la base ferrítica.

Fundición acicular. Es una fundición que contiene 4 % de níquel, 1 % de manganeso y 1 % de molibdeno. Tiene una estructura intermedia entre la perlita y la martensita –solución sólida de carbono en hierro que cristaliza en

agujas– y una resistencia a la tracción de 4000 a 5000 kg/cm^2 , una elevada resistencia al impacto y una dureza Brinell de 300 a 350, lo que permite que sea maquinada.

Fundición especular. Es una aleación de hierro con hasta un 20 % de manganeso que se utiliza para fabricar aceros especiales.

A través de la página web www.acerosarequipa.com, *Corporación Aceros Arequipa SA* pone a disposición, en formato digital (archivos PDF), el libro "El acero. Lo que hay que saber" que abarca los interesantes y didácticos temas de la historia del acero, la caracterización de su microestructura, su proceso de fabricación y de laminación, que se pueden bajar a la computadora.

Obtención del hierro a partir de los minerales

La historia del hierro es la historia del hombre. Desde su descubrimiento, en tiempos primitivos, el hombre con su inventiva ha logrado convertirlo en acero y adecuarlo a los múltiples usos que hoy tiene. Desde una aguja hasta un buque, desde un delicado instrumento hasta la Torre Eiffel.

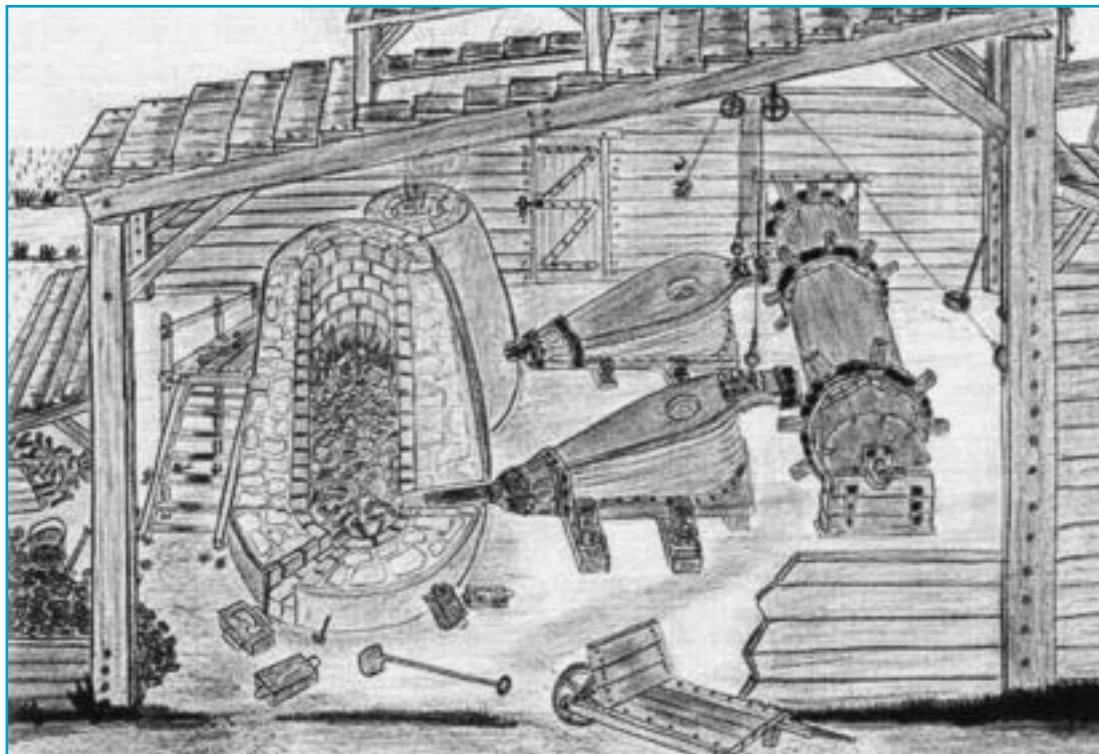
Si bien el hierro es conocido por el hombre desde hace más de 6000 años, se tienen muy pocos datos sobre su modo de obtención en la antigüedad. En los Pirineos tuvo origen un procedimiento de obtención denominado **forja catalana**, el cual se utilizó hasta el siglo XIV. Las forjas catalanas consistían en peque-

ños pozos o en crisoles, con las paredes revestidas de arcilla, dentro de los cuales se introducía el mineral junto con una gran cantidad de carbón vegetal. El fuego era atizado con fuelles manuales o accionados a pedal. En estos hornos no se alcanzaba la temperatura de fusión del hierro, sino que se obtenía una masa metálica esponjosa impregnada en escorias, las cuales se separaban mediante un batido enérgico. Operando de esta manera, apenas si se obtenía un tercio del hierro, el resto se perdía con la escoria.

A partir del siglo XIV comenzó a utilizarse un horno llamado **alto fuego**, precursor de los actuales hornos de cuba. En estos hornos se alcanzaba una temperatura más elevada, lo que

provocaba una fusión parcial del hierro. Según las técnicas de trabajo, se podía obtener hierro dulce, hierro duro y un material duro pero frágil llamado *arrabio*. Todos los procedimientos citados eran directos, es decir, se obtenía el hierro a partir del mineral. Posteriormente fueron sustituidos por el proceso indirecto, mediante el cual, a partir del mineral, se obtiene primero el arrabio y de este, por un tratamiento posterior, la aleación de hierro con el contenido de carbono deseado.

El arrabio se consideraba un producto desechable debido a su fragilidad; más tarde comenzó a ser aprovechado, fundiéndolo y colándolo en moldes.



Los primeros hornos alto fuego accionados por fuelles manuales -siglos XIV o XV-, ilustrados por J.P. Guichard d'Arenc

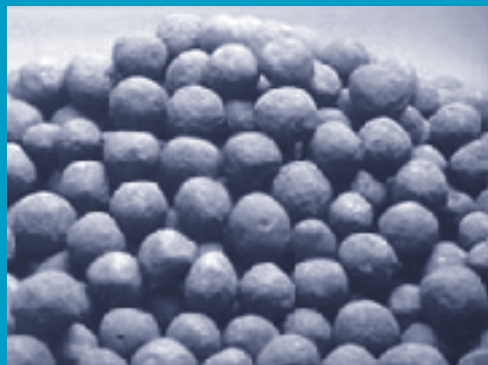
Obtención de arrabio en el alto horno

El mineral de hierro se calcina –para eliminar el agua, descomponer los carbonatos, y oxidar los sulfuros y la materia orgánica que pudiera contener– y luego debe, someterse a un proceso de reducción de tamaño, para que la reacción química ocurra eficientemente. Para eso se puede triturar el material o pelletizarlo. Mediante la trituración se obtienen granzas, que es la forma más común de hierro comercializable. Generalmente, se lo somete a un proceso de beneficio, para separarlo de la ganga, con lo que aumenta su ley de hierro al 60-63 %. Sus dimensiones son de 10 a 30 mm.

Un porcentaje cada vez más importante del mineral de hierro que se emplea para la obtención del acero viene en forma de pellets.

Los pellets son preconcentrados de hierro aglomerado en forma de nódulos. Se manufacturan con un aditivo especial alcalino, como caliza o dolomita, en plantas de pelletización. Sus dimensiones son de 9 a 16 mm.

Las materias primas que se emplean en el proceso de obtención de aceros y fundiciones son, además del mineral de hierro, el carbón –ya sea coque o carbón vegetal– y fundentes.



Pellets de mineral de hierro

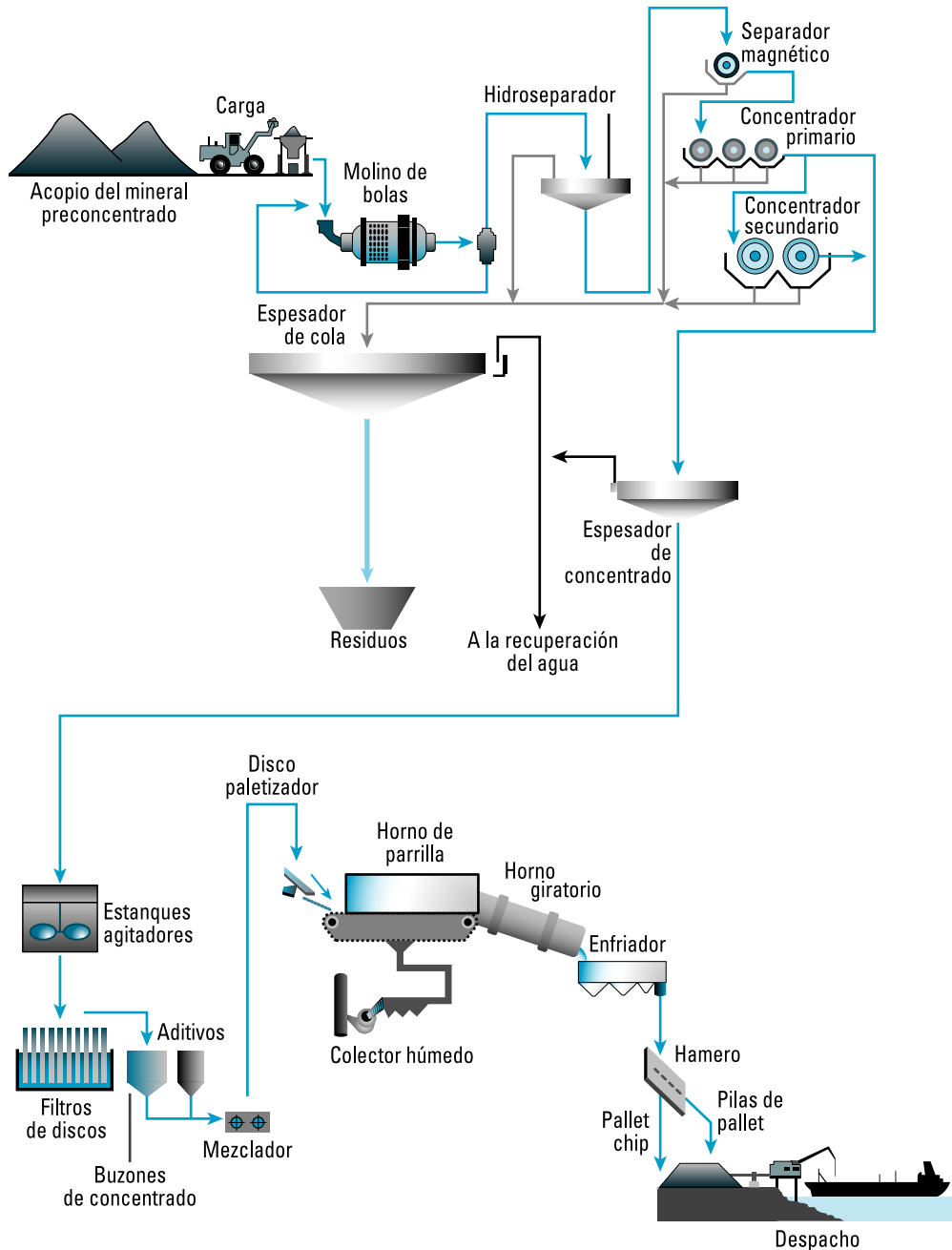


Granzas de mineral de hierro



Planta de arrabio en Hattinge, cuadro pintado en 1954 por Josef Steib (1883-1957)

Esquema del proceso de pelletización del mineral de hierro



Cuando el coque –o el carbón vegetal– es de tamaño grueso, se lo tritura hasta un tamaño adecuado, y las partículas pequeñas y el polvo se separan por cribado.

En el interior del horno alto, los distintos componentes del mineral de hierro deben ser transformados en productos fusibles, susceptibles de ser separados. Para ello se utilizan distintos fundentes; si el mineral contiene gangas calcáreas, se usa un fundente ácido, tal como arena o arcilla, cuya combinación con el material alcalino forma una escoria fusible; en cambio, si las gangas son silíceas, se utiliza caliza o dolomita como fundentes. Para minerales con gangas silíceas y calcáreas, se emplea bauxita.

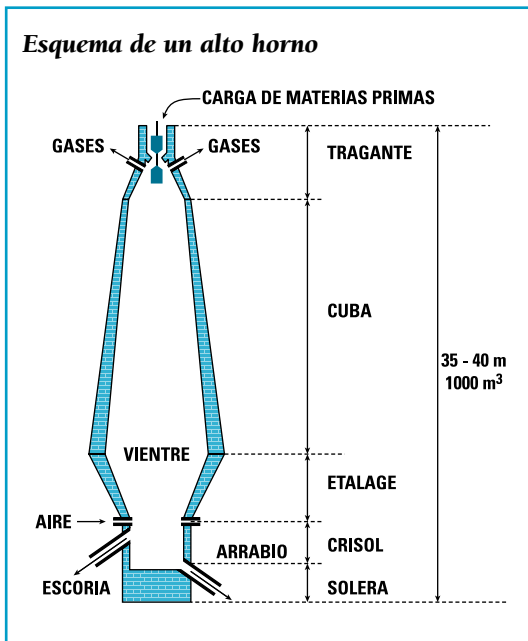
Los materiales de partida, previamente pesados en carros-balanza, se vuelcan en vagones que llevan esta carga hasta la boca del horno.

El alto horno está constituido por dos troncos de cono de distintas longitudes, unidos por sus bases más anchas. El superior recibe el nombre de *cuba* y el inferior se denomina *etalage*. La parte superior de la cuba, llamada *tragante*, lleva un doble cierre para impedir que escapen los gases. La parte más ancha del horno se llama *vientre*. Debajo del *etalage* se halla el *crisol*, en el cual se recogen el hierro fundido y la escoria. Cerca del fondo hay varios tubos de bronce llamados *toberas*, a través de los cuales se introduce aire caliente a presión. La escoria y el hierro se extraen por diferencia de densidad a través de dos orificios llamados *escoriero* –o "bigotera"– y *piquera*, respectivamente.

El alto horno se construye en acero revestido interiormente de ladrillos refractarios arcillosos o sílico-aluminosos, los cuales deben resistir, además del calor, la erosión producida por el descenso de las cargas y por las reacciones químicas que se producen en su interior.

La obtención del arrabio –hierro de primera fusión– en el horno alto insume grandes cantidades de aire (de 4 a 5 m³ por kilogramo de carbón); para su obtención se utilizan turbosoplantes accionados por el vapor que producen las calderas de una central termoeléctrica. El aire procedente de los turbosoplantes ingresa a un sistema de estufas en las cuales se calienta a 600-800 °C. Como combustible, las estufas utilizan gas proveniente del horno alto, que ha sido convenientemente depurado. El aire caliente es inyectado al horno a través de las toberas, las cuales son refrigeradas exteriormente con agua.

En la zona de introducción de la carga, la temperatura es de unos 150 °C y, a medida que la carga desciende por la cuba, encuentra temperaturas cada vez mayores.



Cuando se alcanzan los 400 °C se produce la desecación de los materiales y los óxidos hidratados se transforman en anhídros.

Alrededor de los 450 °C se produce una reducción parcial del dióxido de carbono proveniente de la combustión del coque en las capas inferiores y se forma carbón, que favorece la carburación del hierro.

Cuando la temperatura alcanza los 700 °C, se produce la reducción de los óxidos de hierro por acción del monóxido de carbono.

Entre los 700 y los 1350 °C aumenta la reducción del óxido de hierro por reacción directa con el carbón y tiene lugar la disociación de los carbonatos de calcio y de magnesio. En esta zona, también se produce una reducción parcial de los óxidos de manganeso, lo que, posteriormente, producirá sulfuro y silicatos de manganeso.

A los 700 °C comienzan a formarse las escorias primarias. Inicialmente, se forma silicato ferroso que, al reaccionar con la cal producida por la descomposición de los carbonatos, libera óxido ferroso.

En el *etalage*, la temperatura varía entre 1350 y 1550 °C. En esta zona se produce la carburación del hierro, que pasa del estado esponjoso al líquido. El óxido de manganeso se reduce por acción del carbón y el silicato de manganeso se descompone por acción de la cal.

El manganeso liberado se diluye en el arrabio. La escoria sufre, además, ciertas transformaciones no muy bien estudiadas.

Las toberas insuflan aire a presión que quema rápidamente el coque, produciendo dióxido de carbono y liberando gran cantidad de calor. De allí que en la zona de combustión se

alcancen temperaturas del orden de los 1800-2000 °C. Es en la zona de combustión donde se completan las reacciones de formación de escoria y la desulfuración del arrabio.

Debido a la refrigeración exterior, la temperatura en el crisol es de 1500-1600 °C. En él se separa el arrabio de la escoria, la cual –por ser menos densa– forma la capa superior, protegiendo al metal de la oxidación.

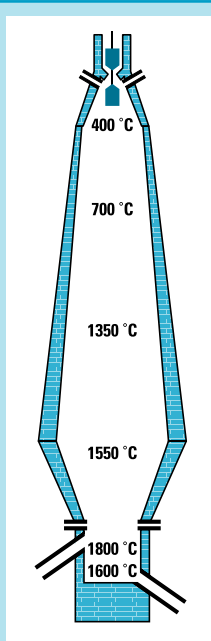
Al término de la operación, para extraer la escoria se perfora el tapón de arcilla cocida que cierra la bigotera. Esta operación se conoce como "sangrado de la escoria". Luego, se sangra el crisol por la piqueta por donde se extrae el arrabio.

Por la chimenea sale una mezcla gaseosa que contiene, aproximadamente, 24 % de CO, 12 % de CO₂, 2 % de H₂, 2 % de CH₄ y un 60 % de N₂ (todos los porcentajes, en volumen). Esta mezcla se destina, previa purificación, para calefacción del aire o como combustible en la central termoeléctrica.

El proceso en el alto horno se realiza de tal manera que los materiales se van cargando a medida que los productos fundidos –el arrabio y la escoria– son sangrados del crisol. El horno alto se mantiene, así, siempre cargado y en sus distintas zonas se producen siempre las mismas reacciones.

En la plataforma del horno alto hay dos canales: el canal de escoria, por donde la escoria fluye desde la bigotera hacia las vagonetas que la recogen, y el canal de arrabio, por donde el arrabio líquido fluye hacia vagones-terms (colada). Los vagones-terms transportan parte del arrabio líquido hacia la acería y otra parte es conducida a una lingotera a cangilones que lo transforman en lingotes fríos. Estos lingotes pueden ser utilizados

ESQUEMA DE LAS REACCIONES QUÍMICAS QUE TIENEN LUGAR EN EL INTERIOR DE UN HORNO ALTO



Fenómenos	Reacciones de los minerales	Reacciones de los minerales con los gases	Reacciones de las corrientes gaseosas
Eliminación de agua higroscópica, de hidratación, etc.			
Reducción indirecta del mineral. Depósito de C a partir de CO. Descomposición de CaCO ₃ y MgCO ₃ .		$Fe_2O_3 + 3 CO \rightleftharpoons 2 Fe + 3 CO_2$	$2 CO \rightleftharpoons CO_2 + C$ $CO_2 + C \rightleftharpoons 2 CO$
Reducción directa del mineral. Formación de las primeras escorias. Reducción de los óxidos de Mn. Fusión incipiente.	$Fe_2O_3 + 3 C \rightleftharpoons 2 Fe + 3 CO$ $CaCO_3 \rightleftharpoons CaO + CO_2$ $FeO + SiO_2 \rightleftharpoons FeSiO_3$ $FeO \cdot SiO_2 + 2 CaO \rightleftharpoons CaO \cdot SiO_2 + FeO$		
Fusión completa. Reducción de MnO, SiO ₂ y P ₂ O ₅ . Carburación y sulfuración.	$MnO + C \rightleftharpoons Mn + CO$ $SiO_2 + 2 C \rightleftharpoons Si + 2 CO$ $P_2O_5 + 5 C \rightleftharpoons 2 P + 5 CO$		
Combustión de coque. Desulfuración y formación completa de escorias.	$CaO + FeS \rightleftharpoons CaS + FeO$ $Mn + FeS \rightleftharpoons MnS + Fe$		$C + O_2 \rightleftharpoons CO_2$ $CO_2 + C \rightleftharpoons 2 CO$
Separación del arrabio de la escoria.			

como carga fría en los hornos Siemens-Martin o destinados a talleres de fundición.

El arrabio suele contener:

- 91,0-94,0 % de hierro,
- 3,5-4,5 % de carbono,
- 0,5-2,5 % de manganeso,
- 0,0017-0,1 % de azufre,
- 0,03-0,1 % de fósforo y
- 0,03-0,1 % de silicio.

Obtención de acero a partir del arrabio

La transformación del arrabio en acero se llama **afino**. El afino se puede realizar en distintos aparatos. Entre los tipos de aparatos que se emplean están los llamados "convertidores".

Un **convertidor** es un gran recipiente en forma de pera, revestido interiormente de material refractario, cuyo fondo está perforado. Mientras se vierte la colada líquida, el convertidor se mantiene en posición horizontal, para evitar que el líquido alcance los orificios del fondo. Una vez que se ha completado la carga, el convertidor se endereza, al mismo tiempo que comienza el soplado de aire a 2-3 atm de presión a través de los orificios del fondo. El oxígeno del aire oxida al hierro formando FeO . Éste se disuelve, y oxida el silicio y al manganeso. Los óxidos formados reaccionan con el SiO_2 y con el revestimiento, formando una escoria que flota sobre el material fundido. Luego, comienza la oxidación del carbono. Cuando el CO llega a la atmósfera se observan llamaradas de 7 a 9 metros en la boca del convertidor, alcanzándose en el interior una temperatura de $1600\text{ }^\circ\text{C}$. Una rápida disminución

en el largo de la llama revela que la decarburación ha terminado. El proceso en el convertidor dura unos 20 minutos durante los cuales se pueden afinar de 10 a 25 toneladas de arrabio. Esta rapidez no permite un control muy exacto del proceso y, por lo tanto, de la composición final del acero.

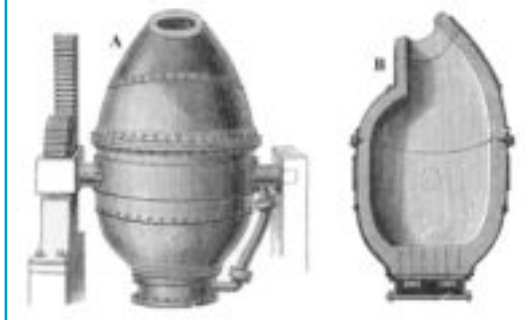
Convertidores Bessemer

Si la colada está exenta de fósforo, se usan los convertidores Bessemer revestidos de refractario ácido, cuarzo o arena amasada con arcilla. Con el aire insuflado se eliminan el silicio, el carbono y el manganeso del arrabio.

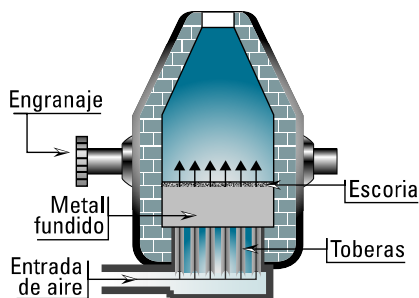
El proceso de pudelado

El hierro dulce es un metal que contiene menos del 0,01 % de carbono y no más de 0,003 % de escoria. Para su obtención, se

Esquema del convertidor Bessemer
(Routledge, R. Discoveries & Inventions of the Nineteenth Century. 1900).



Funcionamiento del convertidor Bessemer



requiere del proceso conocido como pudelado. Antiguamente, el pudelado se hacía fundiendo arrabio y chatarra en un horno de reverbero de 230 kg; este horno era calentado con carbón, fuel oil o gas. La temperatura se elevaba lo suficiente como para que se produjera la oxidación del carbón, el silicio y el azufre. Para eliminar todos los elementos diferentes al hierro, el horno de pudelado debía estar recubierto con refractarios básicos (ladrillos refractarios con magnesita y aluminio). El material se retiraba del horno en grandes bolas en estado pastoso. En la actualidad existen otros procedimientos, como el llamado proceso Aston, en el cual en lugar del horno de reverbero se usa un convertidor Bessemer, con el que se obtiene mayor cantidad de material. El producto se utiliza para la fabricación de aleaciones especiales de metales.

Convertidores Thomas

Como los convertidores Bessemer están revestidos interiormente de materiales ricos en sílice, el silicio, el manganeso se separan del acero pero todo el fósforo queda en el hierro; por esta razón, el procedimiento Bessemer no es aplicable a materiales ricos en fósforo.

En 1875, Sydney Thomas empleó como revestimiento del convertidor, un aglomerado básico de óxido de magnesio y dolomita calcinada y termofraguada, para que en el proceso se pudiera separar el fósforo.

Posteriormente, el proceso se perfeccionó, adicionándole CaO al hierro para que se forme fosfato cálcico, el que queda en las



**Sir Henry Bessemer
(1813-1898)**

Sir Henry Bessemer, nació en Charlton, Hertfordshire. Fue, en gran medida un autodidacta. Inventor prolífico, se lo conoce sobre todo por sus innovaciones en la siderurgia, que elevaron enormemente la producción anual de acero en Inglaterra, consiguiendo un acero de gran calidad, disponible a un costo muy reducido.

En 1856, Bessemer desarrolló un horno especial llamado **convertidor**, que podía producir cantidades mayores de acero refinado que los procesos hasta entonces conocidos. El sistema consistía en insuflar aire en el fondo del horno para que burbujeara a través del hierro fundido; así, el calor generado por la oxidación del carbono no sólo fundía el metal sino que lo refinaba.

En 1860 patentó el *convertidor inclinado* que produjo acero más eficazmente que el horno fijo anterior. Mediante este horno se logró reducir el costo del acero de 40 libras a 20 libras por tonelada. Mediante el proceso Bessemer, Gran Bretaña aumentó la producción de acero de 50.000 toneladas/año en la década de 1850 hasta 1.300.000 toneladas/año en la década de 1880.

Por su contribución al desarrollo de la tecnología del acero, Bessemer fue nombrado caballero, en 1879. Ese mismo año, fue electo miembro de la Royal Society.



Primer convertidor Bessemer (Science Museum. Londres)



Sidney Gilchrist Thomas (1850-1885)

escorias. De esta manera, las escorias Thomas se emplean como fertilizantes, suministrando fósforo al suelo.

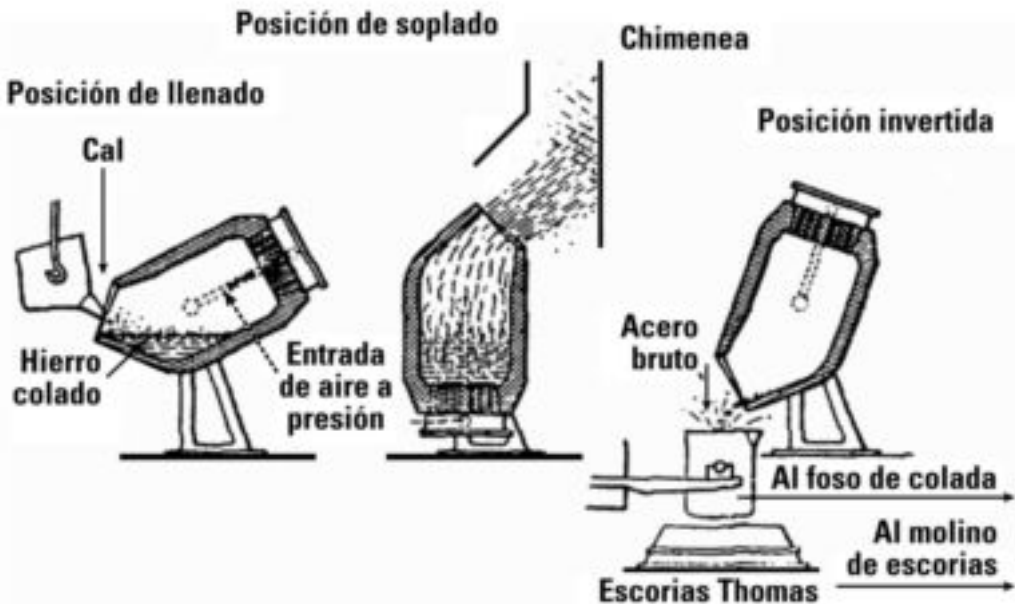
El calor liberado en la oxidación del fósforo para formar P_4O_{10} es muy elevado, alrededor de 3000 kJ/mol, lo que contribuye a facilitar el proceso de obtención del acero.

El convertidor Thomas es de hierro forjado

fuerte y suele tener alturas superiores a los 6 metros. Se carga de manera tal de ocupar 1/8 de su volumen. Si la materia prima es pobre en fósforo, se añaden escorias ricas con 12-25 % de P_4O_{10} . El hierro queda casi completamente descarburado. Para corregir el porcentaje de carbono hasta los porcentajes deseados, posteriormente, se añade fundición especular para carburarlo adecuadamente.

El acero bruto producido por el convertidor Thomas se vierte a calderos de colada; y de éstos se pasa a lingoteras de sección prismática donde se solidifica en los llamados "tochos de acero". Estos son, luego, manipulados en caliente por el laminador, para obtener los productos comerciales.

Esquema del funcionamiento de un convertidor Thomas



HORNOS

Hornos Siemens-Martin

Hornos eléctricos

De resistencia

Por arco

De calentamiento mixto

A inducción a baja frecuencia

A inducción a alta frecuencia

Hornos de crisol

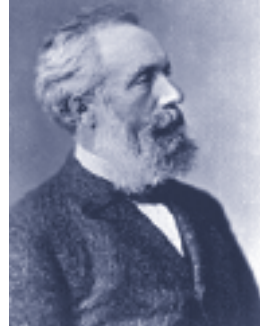
Convertidores a oxígeno

Hornos básicos de oxígeno (BOF)

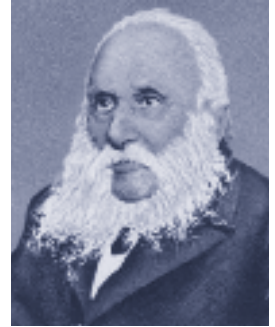
Hornos de crisol abierto

Hornos Siemens-Martin

Este tipo de hornos fue desarrollado por Friedrich Siemens, en Alemania, en 1868. Ese mismo año, Pierre Martin, en Francia, mejoró el diseño.



Friedrich Siemens
(1826-1904)



Pierre Martin
(1824-1915)

Es un horno de reverbero revestido interiormente de material refractario ácido o básico, según la naturaleza del material de afino. Tiene forma rectangular y utiliza como combustible fuel oil o gas de coque. El horno lleva adosadas cuatro cámaras recuperadoras de calor que permiten alcanzar altas temperaturas y economizar combustible. Los gases producidos por la combustión entran en las cámaras recuperadoras, donde calientan a los ladrillos refractarios en ellas apilados. Al cabo de unos minutos, los ladrillos alcanzan los 1000-1150 °C, entonces se invierte la circulación de los gases. De esta manera, durante la combustión se pueden obtener temperaturas del orden de los 1800 °C.

Al arrabio se le puede agregar chatarra, mineral de hierro o ambos –en los dos últimos casos, se agregan fundentes–. El porcentaje de carbono disminuye, en parte, por oxidación y, en parte, por dilución. Si el arrabio tiene elevados porcentajes de fósforo o azu-

fre, se agregan fundentes básicos (caliza o dolomita). Si se desea reducir el porcentaje de manganeso, se agregan fundentes ácidos (cuarzo o arena).

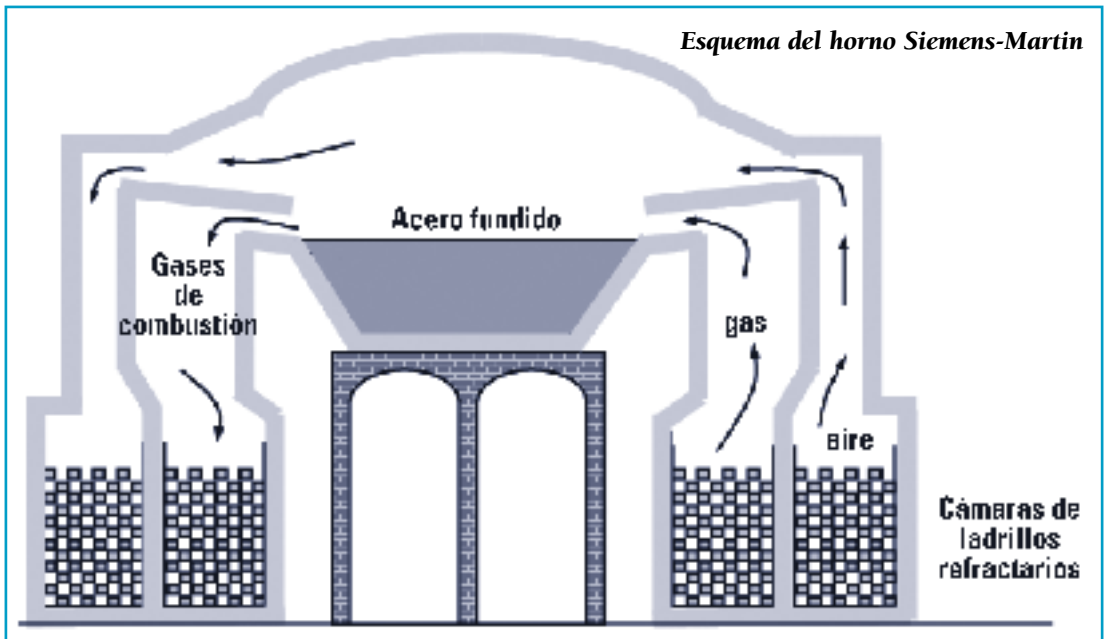
La forma en que se realiza la combustión tiene mucha importancia, pues las llamas no sólo ejercen una acción calefactora sino también química: variando las proporciones de combustible y aire se obtiene una atmósfera oxidante, reductora o neutra. La posibilidad de regular la influencia de la llama permite reducir notablemente la acción erosiva sobre las paredes y el techo.

El ciclo de fabricación del acero se inicia dejando caer mineral de hierro y fundente y/o chatarra en los hornos. Al comenzar la fusión, se agrega arrabio, líquido o en lingotes. Cuando funde toda la carga, se realizan sucesivos controles químicos y de temperatura, a fin de efectuar los ajustes necesarios que den al acero las especificaciones previstas. Al cabo de varias horas se destapa el orificio de

colada y el acero fluye —por gravitación— a través de un canal, llenando un recipiente llamado **cuchara de colada**. Eventualmente, a este recipiente se le agregan materiales de aleación, a fin de obtener aceros especiales. En la cuchara de colada, la escoria excedente sobrenada al acero; se la elimina dejándola fluir a través de un canal de desborde hacia un recipiente llamado **pote de escoria**. Una vez enfriada, es triturada y utilizada en la carga del horno alto.

Desde la cuchara de colada y a través de un orificio ubicado en su fondo (llamado **buzo**), el acero es vaciado en lingoteras de formas y tamaños apropiados.

El piso del horno Siemens-Martin sufre la acción continua del baño y la corrosión de la escoria; las paredes y el techo están sometidos a la acción de la llama, de las altas temperaturas, y a las salpicaduras de metal fundido y escoria. Los deterioros en la superficie interior del horno requieren reparaciones



periódicas. Estas reparaciones se efectúan mediante una máquina que proyecta materiales refractarios granulados, reconstruyendo las zonas afectadas.

- rendimiento térmico elevado (hasta un 80 %) que compensa, en gran parte, el alto costo de la energía eléctrica.

Hornos eléctricos

Debido a las cada vez mayores exigencias de aceros de calidad, un pequeño porcentaje del producto del horno alto es refinado posteriormente en hornos eléctricos. Las principales ventajas que ofrecen estos hornos son:

- Posibilidad de alcanzar temperaturas muy elevadas, del orden de los 2000-2500 °C en los hornos grandes y hasta 3600 °C en los pequeños,
- temperaturas fácilmente regulables,
- ausencia de impurezas en el material tratado,
- posibilidad de trabajar en ausencia de aire o en atmósfera especial,

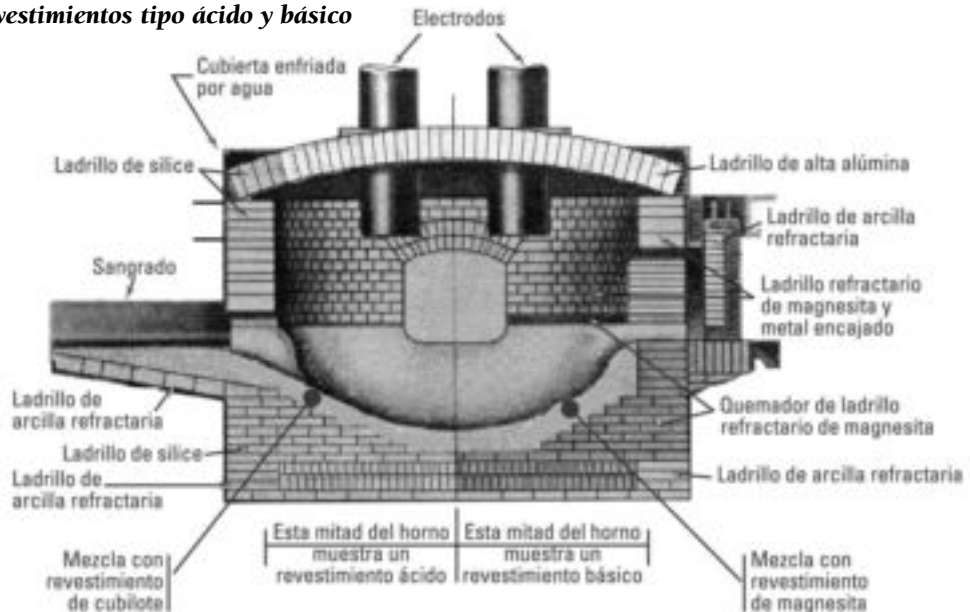
Los hornos eléctricos son recipientes de chapas de acero y están revestidos interiormente de material refractario, ácido o básico, de acuerdo con las necesidades.

Estos hornos sólo se cargan con chatarra de acero de alta calidad y están recubiertos con ladrillos de la línea básica.

Existen hornos de arco eléctrico que pueden contener hasta 270 toneladas de material fundido. Para fundir 115 toneladas se requieren, aproximadamente, tres horas y 50.000 kWh de potencia. También en estos hornos se inyecta oxígeno puro por medio de una lanza.

La mayoría de los hornos operan con tensiones de 40 V y con intensidad de corriente eléctrica de 12.000 A.

Dibujo de corte de un horno eléctrico con revestimientos tipo ácido y básico



Según el modo en que la energía eléctrica se transforma en calor, los hornos eléctricos se clasifican en:

Hornos de resistencia. En estos hornos, la transmisión de calor se efectúa tanto por radiación como por conducción o por convección. Cuando el material a fundir forma parte del circuito eléctrico y hace las veces de resistencia, se dice que el horno de resistencia es de **calentamiento directo**. En cambio, si la resistencia es independiente, el horno se llama de **calentamiento indirecto**. Las resistencias utilizadas en los hornos de calentamiento indirecto son de grafito o carborundum, y transmiten el calor por radiación o por convección.

En los hornos de resistencia se alcanzan temperaturas de hasta 1800 °C, con rendimientos variables según su construcción.

Hornos por arco. Utilizando este tipo de hornos, se pueden alcanzar temperaturas de hasta 3600 °C. En los llamados de **arco indirecto** (hornos Stassano, Rennerfeldt, Bassanese, etc.) el arco se establece entre dos o tres electrodos, y el calor se transmite únicamente por radiación. Los electrodos están inclinados de manera que deslizando uno respecto de otro se puede modificar la longitud del arco. En el ánodo se pueden alcanzar los 3600 °C, siendo la temperatura del cátodo 2700-2800 °C. El material a afinar se carga en recipientes de cierre hermético, para evitar contaminaciones. Estos recipientes son, a menudo, basculantes, con lo que se facilita la mezcla. Pueden operar con carga fría o fundida, y el revestimiento refractario interior se elige de acuerdo con la naturaleza del material de afino.

Algunos inconvenientes de los hornos por arco indirecto –larga duración de la fusión,

reducida capacidad y elevado consumo de energía y electrodos– han dado lugar a su reemplazo por hornos de arco directo (hornos Siemens, FIAT, Héroult, Tagliaferri, Girod, etc.); en éstos, los electrodos, dispuestos verticalmente, se hacen descender hasta unos pocos centímetros de la superficie y el arco salta entre los electrodos y la carga. El calentamiento se efectúa por radiación desde los electrodos y como resultado del efecto Joule producido por la resistencia que ofrece la carga. Hay hornos de arco directo con solera no conductora y con solera conductora.

En los **hornos de solera no conductora**, el arco salta entre el electrodo y el baño metálico, atravesando la carga y saliendo por el otro electrodo (en circuitos trifásicos, la corriente de cada arco se cierra en triángulo a través de la carga). Son de fácil manejo y regulación. Los hay de hasta 15-20 toneladas (Héroult, Siemens, FIAT, etc.) fijos o basculantes. Los pequeños funcionan con corriente alterna monofásica y usan dos electrodos. Los de mayor capacidad tienen tres electrodos alimentados por una corriente trifásica. El hecho que los arcos estén conectados en serie permite emplear tensiones de 100-120 volt, menor intensidad de corriente y conductores más delgados.

Los **hornos de solera conductora** (tipo Girod) tienen los arcos en paralelo. La corriente atraviesa el arco y la carga, alcanzando la solera conductora, que es refrigerada exteriormente. Si bien presenta ciertas ventajas sobre los hornos de arco con solera no conductora, exige un costoso mantenimiento de la solera.

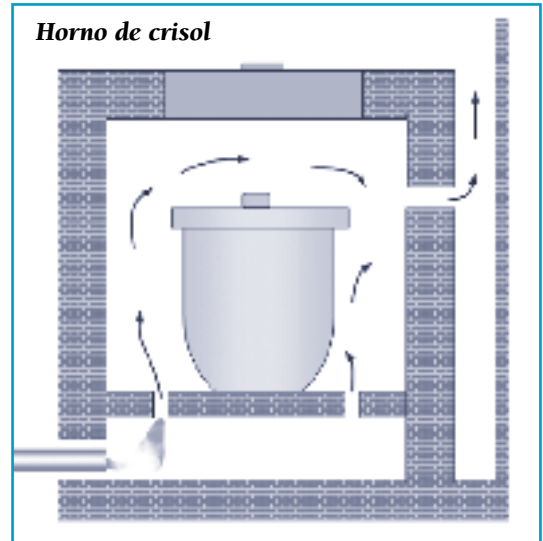
Hornos de calentamiento mixto. En ellos, el calor es producido, en parte, por la resistencia eléctrica y, en parte, por la circulación de corriente a través del material que se afina.

Hornos a inducción a baja frecuencia. En estos hornos, el calor necesario para fundir la carga se obtiene del efecto Joule originado por corrientes eléctricas inducidas. Están provistos de un arrollamiento primario con núcleo magnético alimentado directamente por la corriente eléctrica. La inducción electromagnética provoca el paso de la corriente por la carga metálica, que funciona como el secundario de un transformador. Estos hornos permiten una regulación amplia, la carga funde rápidamente, con el consiguiente ahorro en crisoles y refractarios. Las pérdidas por radiación son pequeñas y se logra una mayor homogeneidad en el material, debido a los movimientos que la corriente eléctrica produce en el interior de la carga. Trabajan con corriente alterna (250-500 volt) y con una frecuencia de 5-25 hertz, a fin de que el factor de potencia ($\cos \phi$) no disminuya mucho. La temperatura óptima de trabajo oscila alrededor de los 1350 °C.

Hornos a inducción a alta frecuencia. Estos hornos operan a 500-1000 hertz; esto permite llegar a los 2500 °C en 10 minutos. Estos hornos no poseen núcleo magnético, sino que consisten en un enrollamiento espiralado alrededor de un crisol que contiene el material a fundir. Sus rendimientos son algo inferiores a los de baja frecuencia y su costo de instalación es mayor; pero, las pérdidas por merma son inferiores al 1 %.

Hornos de crisol

Los hornos de crisol fueron uno de los primeros hornos empleados para producir aceros de calidad. La carga se introduce en trozos pequeños dentro de un crisol que se cubre con una tapa, para evitar la contami-



nación del material con los gases de combustión. Una vez lleno, se coloca el crisol en el horno durante 3-4 horas. Después de producida la fusión, se deja un tiempo en reposo para desoxidar el metal fundido.

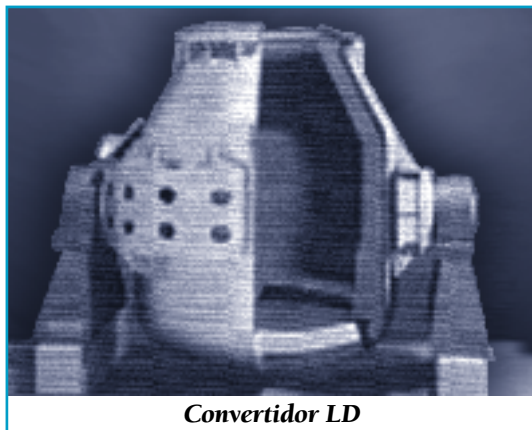
El horno tiene forma cilíndrica. Dentro de él, el crisol se apoya sobre un pilar de material refractario de 8-10 cm de altura. Los crisoles son de pequeño tamaño y su vida útil es limitada, ya que se estropean tanto al ser apretados por las tenazas durante su transporte como por su exposición a cambios bruscos de temperatura.

Estos hornos usan gas o petróleo como combustible.

Convertidores a oxígeno

Desde mediados del siglo pasado se han logrado notables progresos en la fabricación del acero; especialmente, con la introducción de los convertidores a oxígeno, en los que se emplea un chorro de oxígeno puro lanzado

sobre la superficie de la carga fundida, para que se produzca la rápida conversión de la colada en acero. Los distintos sistemas –LD (Linzer-Düsenverfahren), OLP, Kaldo, etc.– utilizan convertidores similares al Bessemer, pero sin perforaciones en el fondo, o bien recipientes cilindricos de eje horizontal. Los recipientes pueden ser fijos o rotatorios. Mediante lanzas especiales, se dirige un chorro de oxígeno que roza la superficie del baño o penetra en su interior. El proceso dura unos 15 minutos, obteniéndose productos de elevada pureza, exentos de nitrógeno, fósforo y azufre. Estos aceros poseen muy buenas propiedades mecánicas y se hallan libres de escorias.



Convertidor LD

Hornos básicos de oxígeno (BOF)

Es un horno muy parecido al Bessemer, con la gran diferencia que a este horno –en lugar de inyectar aire a presión– se le inyecta oxígeno a presión, con lo que se eleva mucho más la temperatura que en el Bessemer y en un tiempo muy reducido. El nombre del horno se debe a que tiene un recubrimiento de refractario de la

línea básica y a la inyección del oxígeno. La carga del horno está constituida por 75 % de arrabio procedente del alto horno; el resto es chatarra y cal. La temperatura de operación del horno es superior a los 1650 °C y es considerado como el sistema más eficiente para la producción de acero de alta calidad. Este horno fue inventado por Sir Henry Bessemer a mediados de 1850; sólo que –como, en esa época, la producción del oxígeno era cara– se inició con la inyección de aire, con lo que surgió el convertidor Bessemer, el que ya hemos descrito.

Hornos de crisol abierto

Los hornos de crisol abierto funcionan a altas temperaturas, gracias al precalentado regenerativo del combustible gaseoso y el aire empleados para la combustión.

En el precalentado regenerativo, los gases que escapan del horno se hacen pasar por cámaras llenas de ladrillos, a los que ceden la mayor parte de su calor. A continuación, se invierte el flujo a través del horno, de modo que el combustible y el aire pasen a través de las cámaras y sean calentados por los ladrillos. Mediante esta técnica, los hornos de crisol abierto alcanzan temperaturas de hasta 1.650 °C.

El horno propiamente dicho suele ser un crisol de ladrillo plano y rectangular de alrededor de 6 × 10 m, con un techo a una altura de 2,5-2,8 m. El crisol está intercomunicado con una planta de trabajo y ambos están situados sobre las cámaras de regeneración de calor del horno.

El horno se carga con una mezcla de arrabio (fundido o frío), chatarra de acero y mineral de hierro. Como fundente se emplea caliza; se le suele agregar fluorita, para que aumen-

te la fluidez de la escoria. Las proporciones de la mezcla varían según la naturaleza de la chatarra y el tipo de producto a obtener.

Por oxidación de la mezcla, se reduce el contenido de carbono a los valores deseados, a la vez que impurezas –tales como silicio, fósforo, manganeso y azufre– se separan por combinación con la caliza, formando la escoria. El horno se mantiene a una temperatura comprendida entre 1550 y 1650 °C, lo que hace que el metal se encuentre en estado líquido.

La composición del metal fundido se prueba extrayendo una muestra que se somete a análisis físicos y químicos. Cuando se alcanza el contenido de carbono deseado, se sangra el horno a través de un orificio situado en su parte trasera. Un horno de las dimensiones indicadas más arriba produce unas 100 toneladas de acero cada 11-12 horas.

El acero fundido que sale del horno fluye por un canal corto, hasta una gran cuchara situada a ras de suelo. Mediante esta cuchara, se vierte el acero en moldes de hierro colado, para formar lingotes –generalmente, de sección cuadrada de unos 0,50 m de lado y 1,5 m de longitud–. En los procesos de colada continua, el metal líquido que fluye del horno es transportado a la sección de elaboración del producto final.

Proceso de desgasificación del acero fundido

Luego de producido –en cualquiera de los hornos presentados–, el acero líquido puede refinarse aún más, para lograr un producto de alta pureza y homogeneidad. Esto se consigue

removiendo los gases (oxígeno, hidrógeno y nitrógeno) que fueron absorbidos o formados durante el proceso de fabricación. Con esto se evita que, al solidificar, se produzcan defectos en el acero como inclusiones de óxidos, sopladuras, grietas internas, que pueden aumentar la fragilidad del producto terminado.

La desgasificación del acero líquido se efectúa volcándolo en una lingotera en la cual se hace vacío; con esto se consigue que los gases ocluidos escapen a través de la superficie del metal fundido, succionados por una bomba de vacío.

Proceso de colada continua

Cuando se requiere un material de sección constante y en grandes cantidades, se puede utilizar el método de la colada continua, consistente en colocar un molde con la forma que se requiere debajo de un crisol, el que con una válvula puede ir dosificando material fundido al molde. Por gravedad, el material fundido pasa por el molde, refrigerado externamente por un sistema de agua. Al pasar por el molde frío, el material fundido se vuelve pastoso y adquiere la forma del molde. Posteriormente, el material es conformado con una serie de rodillos que, al mismo tiempo, lo arrastran hacia la parte exterior del sistema. Una vez conformado el material con la forma necesaria y con la longitud adecuada, el material se corta y almacena. Por este medio se pueden fabricar perfiles, varillas y barras de diferentes secciones, y láminas o placas de varios calibres y longitudes. La colada continua es un proceso muy eficaz y efectivo para la fabricación de varios tipos de materiales de uso comercial.

TRATAMIENTOS TÉRMICOS MÁS IMPORTANTES



Tratamientos térmicos que se aplican al acero

Las propiedades del acero pueden modificarse mediante cambios de temperaturas efectuados a determinadas velocidades. Todos aquellos procedimientos destinados a variar la estructura y las propiedades físicas del acero por calefacción y enfriamiento se llaman tratamientos térmicos.

Recocido. Muchas piezas de acero presentan tensiones internas debidas a las operaciones a las que han sido sometidas. Estas tensiones pueden provocar grietas y aún la ruptura, de piezas aparentemente muy resistentes. Para evitar estos inconvenientes se recurre al recocido.

El recocido consiste en calentar la pieza hasta determinada temperatura, dejándola enfriar, luego, lentamente.

El recocido tiende a eliminar las tensiones internas, reconstituir la estructura primitiva y reducir la excesiva dureza de un acero.

Según la temperatura a la cual se calienta el acero, se distinguen:

Recocido verdadero o completo. Consiste en calentar el acero hasta una temperatura superior a la que corresponde a su transformación en austenita y, luego, dejar enfriar lentamente. Las velocidades de calentamiento y de enfriamiento deben controlarse rigurosamente.

- Un calentamiento prolongado puede provocar la coalescencia de las fases o la formación de cristales de tamaño grande que le restan tenacidad al material.

- Un enfriamiento rápido aumenta la dureza y la fragilidad del acero.

Durante el recocido puede producirse la decarburación de la superficie de la pieza o reacciones indeseables con los gases del horno. Estos inconvenientes se evitan efectuando el recocido en atmósfera reductora.

Recocido de maleabilidad. Se efectúa manteniendo los aceros al carbono a 710-720 °C durante algunas horas para, luego, dejarlos enfriar en el horno. Con este recocido se eliminan las zonas quebradizas, y el material se vuelve dúctil y apto para ser maquinado.

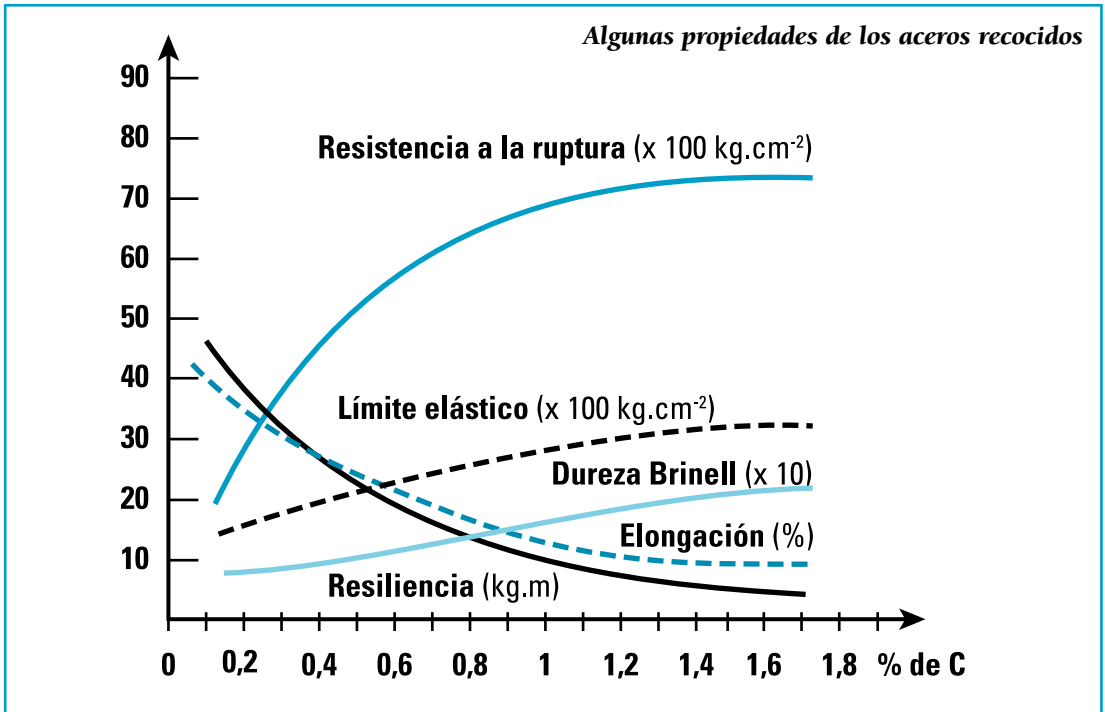
Recocido de cristalización. Es un procedimiento similar al anterior, mediante el cual las zonas quebradizas se eliminan por recristalización. Se efectúa a 600-700 °C.

Recocido de distensión. Se efectúa para eliminar las tensiones provocadas por operaciones de deformación en frío. Este recocido se realiza manteniendo al acero a 500-600 °C durante unas horas. Luego, se lo deja enfriar en el horno. Este tratamiento no provoca cambios estructurales.

Templado. Mediante ciertos procedimientos se puede obtener una mayor dureza que la que le corresponde por su porcentaje de carbono. Estos procedimientos se llaman de endurecimiento.

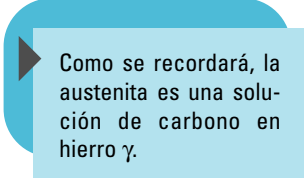
El endurecimiento de una pieza de acero puede ser:

- total, cuando afecta a toda su masa,
- parcial, cuando afecta a una parte o
- superficial, cuando se produce sobre su superficie.



El endurecimiento total puede lograrse mediante una variación cristalográfica conocida como **temple**.

El temple consiste en calentar al acero hasta que adquiera una estructura austenítica y enfriarlo bruscamente. En algunas celdillas, un átomo de carbono ocupa el centro del cubo. Al pasar a la forma α , el átomo central debe ser reemplazado por uno de hierro. Esta sustitución requiere cierto tiempo; por eso, enfriando rápidamente, el átomo de carbono queda aprisionado en la celdilla cúbica y, cuando el acero se encuentra por debajo de los 250 °C, la sustitución del átomo de carbono por el de hierro es imposible. Esta temperatura se llama punto **martensítico**. Un acero bien templado presenta al microscopio un aspecto acicular, estructura que se llama martensita. Cuando el tamaño de las agujas es muy pequeño, la estructura acicular recibe el nombre de **hardenita**. Enfriando con velocidades inferiores a la crítica (que es la menor velocidad que permite la transformación directa de la austenita en martensita), pueden lograrse estructuras intermedias (sorbita y troostita). La martensita es el producto más duro derivado de la austenita y, para aceros con elevado porcentaje de carbono, tiene una dureza Rockwell entre 64 y 70.



Como se recordará, la austenita es una solución de carbono en hierro γ .

El temple se efectúa en aceros con más de 0,4 % de carbono. Un enfriamiento rápido y continuo hasta temperatura ambiente permite obtener la máxima dureza; pero, es bastante común que el acero se agriete. Para prevenir este inconveniente, el enfriamiento se realiza en dos etapas: primero, se enfría rápidamente hasta 200-250 °C (usualmente, sumergiendo la pieza en un baño de aceite) y, luego, lentamente hasta temperatura ambiente.

Cuando un acero se forja, lamina, estira, etc. por debajo de su punto crítico inferior, se dice que se trabaja *en frío*. Al trabajar un acero en frío, se produce una deformación de su estructura cristalográfica que trae aparejados un aumento de tenacidad, del límite elástico y de la dureza; pero, se reduce la ductibilidad. La deformación en frío produce el deslizamiento de ciertos planos de átomos, distorsionando los cristales en la dirección del esfuerzo.

La deformación en frío es particularmente útil para darle mayor dureza a aquellos aceros que, por su reducido porcentaje de carbono, no pueden ser templados.

El endurecimiento superficial puede efectuarse tanto por reacción química sobre la superficie como por un calentamiento local intenso. Los tratamientos químicos más usuales son:

- la cementación,
- la cianuración y
- la nitruración.

Los métodos más comunes de endurecimiento superficial por calentamiento son:

- el temple por inducción y
- el temple oxiacetilénico.

Cementación. Es un procedimiento mediante el cual se aumenta el porcentaje de carbono en la superficie de un acero. Se aplica a aceros con menos de 0,4 % de carbono y produce una gran dureza superficial combinada con una gran tenacidad en el núcleo. La superficie endurecida se puede regular a voluntad. Los materiales empleados para cementar pueden ser sólidos, líquidos o gases. La cementación se efectúa en recipientes cerrados a 870-930 °C. Según el tiempo de exposición, se obtienen capas cementadas de 0,125 a 0,875 mm de espesor.

La química de la cementación es bastante complicada. En todos los casos, se verifica una reacción del CO proveniente del material cementante sobre la superficie del acero: $2 \text{ CO} \rightleftharpoons \text{CO}_2 + \text{C}$. Parte del carbono se disuelve en la fase austenítica, difundiendo hacia el núcleo, y parte forma cementita.

El acero cementado se enfría rápidamente y se vuelve a templar a 750-800 °C, para darle la mayor dureza compatible con el porcentaje de carbono.

Cianuración. Es un proceso en el cual se emplean como cementantes líquidos, mezclas de cianuros o ferrocianuros alcalinos con CaCl_2 o NaCl . El baño es calentado a 815-900 °C durante 10-30 minutos, según el espesor de la capa endurecida que se desee. A altas temperaturas, los cianuros o ferrocianuros se descomponen liberando carbono, obteniéndose capas de extraordinaria dureza pero de 0,1-0,25 mm de espesor. Las piezas cianuradas se enfrían directamente en agua o en aceite.

Nitruración. Es un proceso de endurecimiento superficial consistente en inyectar amoníaco anhidro a 480-650 °C sobre la superficie de ciertos aceros especiales. El amoníaco se descompone, liberando nitrógeno. El nitrógeno forma con el hierro una solución sólida y nitruros complejos (Fe_4N) de gran dureza. El tiempo requerido puede llegar hasta las 90 horas, alcanzándose capas nitruradas de hasta 0,8 mm de espesor con una dureza de 900 Brinell.

Temple por inducción. Es un calentamiento superficial producido por corrientes inducidas de altas frecuencias (900-1100 Hz). Una frecuencia tan alta permite alcanzar temperaturas de hasta 840 °C en menos de un segundo. Cuando el acero alcanza la temperatura deseada, se corta la corriente y se rocía la

superficie con un chorro de agua, a temperatura ambiente, que sale del inductor. De este modo, se obtiene una estructura martensítica muy fina que, sin embargo, le confiere al acero una dureza mayor que en los procesos comunes de temple.

Temple oxiacetilénico. El calentamiento superficial puede también efectuarse mediante la llama de un soplete oxiacetilénico seguido de un rápido enfriamiento con agua. Como la temperatura de la llama del acetileno es de 3100 °C, se verifica un calentamiento más intenso en un lapso bastante menor que en el temple por inducción.

Revenido. Los aceros templados, si bien tienen elevada dureza, son quebradizos y poseen tensiones internas. De allí que, en casi todos los casos, se calientan las piezas a temperaturas que usualmente no superan los 320 °C durante lapsos variables, dejándolas enfriar, finalmente, en forma lenta. Este tratamiento se llama **revenido**. El revenido elimina las tensiones residuales y aumenta la tenacidad del acero. Si el tratamiento se produce a más de 200 °C, disminuye la resistencia y la dureza. Si la duración del revenido es prolongada, la dureza irá decreciendo paulatinamente, aún a temperaturas de 150-160 °C.

Refinado. El **refinado** es un tratamiento térmico destinado a conferirle propiedades particulares a un determinado tipo de acero. Si, por ejemplo, se necesita acero que soporte elevadas temperaturas sin sufrir alteraciones en sus propiedades primitivas, se lo temple a 1070-1120 °C enfriándolo en aceite y, luego, se somete a un recocido durante una hora, a 720-770 °C.

Un acero refinado no se oxida por debajo de los 900 °C, por lo que es particularmente apto para fabricar objetos que estén expues-

tos a altas temperaturas.

Además de los tratamientos descritos existe

un gran número de tratamientos térmicos especiales, cromodifusión, metalización, cha-peado, sherardización, etc.

Producción de acero crudo

PRODUCCIÓN DE ACERO CRUDO INFORMADA POR LOS 62 PAÍSES MIEMBROS DEL IISI (INTERNATIONAL IRON AND STEEL INSTITUTE) –EN MILES DE TONELADAS–

País	2002	2003	2004	AI 10/2005
Austria	6 189	6 261	6 530	5 944
Bélgica	11 343	11 135	11 733	8 752
República Checa	392	6 791	7 033	5 083
Finlandia	4 003	4 766	4 831	3 923
Francia	20 258	19 758	20 773	16 244
Alemania	45 015	44 809	46 408	37 392
Hungría	1 840	1 989	1 942	1 586
Italia	25 970	26 832	28 334	24 396
Luxemburgo	2 719	2 675	2 684	1 741
Holanda	6 117	6 571	6 854	5 726
Polonia	894	9 107	10 648	6 959
Eslovaquia	4.275	4 588	4 454	3 687
Eslovenia	481	542	565	486
España	16 408	16 472	17 665	14 663
Suecia	5 753	5 707	6 001	4 750
Reino Unido	11 665	12 965	13 772	11 071
Otros U.E. (25) (e)	4.118	2 943	3 280	1 033
Unión Europea (25)		183 910	193 507	155 343
Unión Europea (15)	158 567	160 374	168 344	137 110
Croacia	33	41	78	0
Noruega	694	703	722	578
Rumania	5.492	5 691	5 708	4 769
Serbia y Montenegro	562	711	1 167	1 038
Turquía	16472	18 298	20 478	17 390
Otros europeos	45.814	25 445	28 153	23 774
Bielorrusia	1 484	1 591	1 792	1 655
Kazakhstan	4 814	4 898	5 385	3 709
Moldavia	514	850	1 011	877
Rusia	58 590	61 450	64 289	53 468
Ukrania	34 056	36 932	38 738	31 607
Uzbekistán	450	499	594	543

País	2002	2003	2004	Al 10/2005
CIS (6) ²³	99 908	106 220	111 809	91 859
Canadá	16 002	15 927	16 428	12 983
Cuba	268	210	186	194
El Salvador	49	57	59	47
Estados Unidos	92 241	93 677	98 545	77 399
Guatemala	216	226	220	195
México	14 051	15 178	16 701	13 539
Trinidad y Tobago	817	903	820	750
América del Norte	123 644	126 179	132 960	105 108
Argentina	4 363	5 033	5 125	4 464
Brasil	29 604	31 135	32 918	26 333
Chile	1 280	1 377	1 568	1 298
Colombia	663	668	745	698
Ecuador	67	80	70	70
Paraguay	80	91	107	88
Perú	611	669	710	642
Uruguay	34	41	55	52
Venezuela	4 164	3 930	4 714	3 907
América del Sur	40 866	43 024	46 012	37 552
Argelia	1 091	1 051	1 014	796
Egipto	4 316	4 398	4 757	4 700
Libia	886	1 007	1 026	1 094
Sudáfrica	9 095	9 481	9 504	8 014
Túnez	200	86	63	Nd
Zimbabwe	105	152	152	200
África	15 692	16 174	16 517	14 805
Irán	7 321	7 869	8 682	7 781
Qatar	1 027	1 055	1 046	897
Arabia Saudita	3 570	3 944	3 902	3 462
Medio Oriente	11 918	12 868	13 631	12 140
China	181 688	221 149	272 456	286 793
India	28 814	31 779	32 626	30 869
Japón	107 745	110 511	112 675	94 241
Corea del Sur	45 390	46 310	47 521	39 544
Taiwan	18 230	18 832	19 347	16 135
Asia	381 867	428 581	484 625	467 582
Australia	7 527	7 544	7 414	6 554
Nueva Zelanda	765	853	868	708
Oceanía	8 292	8 397	8 282	7 262
Total 62 países	885 766	950 798	1035 495	915 425
E: estimada				

²³ Commonwealth of Independent States. Ex-repúblicas socialistas soviéticas.

► ¿Sabía usted que...

el puente de acero más largo del mundo es el puente Akashi-Kaikyo, entre Kobe y Awaji-shima, Japón? Tiene casi 4000 metros de longitud y para su construcción se emplearon 193.000 toneladas de acero.



► ¿Sabía usted que...

la montaña rusa más larga del mundo se llama "Dragón de acero"? Está ubicada en Nagashima Spaland Mie, Japón. Tiene 2,5 km de largo y una caída de 97 metros. En ella, los coches alcanzan velocidades superiores a los 150 km/h.

Aceros aleados

Los elementos de aleación específicos y sus cantidades determinan el tipo de acero de aleación y sus propiedades particulares.

ACEROS ALEADOS

Aceros al manganeso

Aceros al níquel

Aceros al cromo

Aceros al cromo-níquel

Otros

Aceros al manganeso. Son aquellos aceros ternarios con más de 0,8 % de manganeso. El manganeso forma una solución sólida tanto con hierro γ como con hierro α , disminuyendo la temperatura de la transformación alotrópica. Además, con el carbono forma Mn_3C , isomorfo con la cementita y soluble en hierro γ .

El manganeso actúa como desoxidante y, también, neutraliza los efectos nocivos del azufre, facilitando la laminación, moldeo y otras operaciones de trabajo en caliente. Aumenta el tamaño de los granos de un acero y lo hace sensible al tratamiento térmico, especialmente al templeado, en el cual disminuye la velocidad crítica de enfriamiento. De acuerdo con su estructura, los aceros al manganeso se clasifican en:

- martensíticos,
- perlíticos y
- austeníticos.

Los martensíticos son extremadamente duros para ser maquinados. Los perlíticos tienen 0,25-1,0 % de carbono y 0,8-20 % de manganeso; se utilizan para la construcción y para la fabricación de resortes. Los austeníticos tienen 0,90-1,3 % de carbono y 10-14 % de manganeso; son aceros de excelente resistencia al desgaste.

Aceros al níquel. Reciben este nombre las combinaciones ternarias hierro-carbono-níquel. El níquel no se combina con el carbono; pero, disminuye la velocidad crítica de enfriamiento para el temple. Al igual que los aceros al manganeso se clasifican, según su porcentaje de carbono, en perlíticos, martensíticos y austeníticos.

Los perlíticos tienen menos de 0,5 % de carbono y hasta 3,5 % de níquel; son de mayor resistencia y ductibilidad que los aceros al carbono. Los martensíticos no tienen muchas aplicaciones, debido a que son muy duros. Los austeníticos tampoco encuentran mucha aplicación, ya que no son dúctiles y tienen bajo límite elástico. Algunos tipos de aceros al níquel austeníticos encuentran aplicación debido a la influencia del níquel en la dilatación de la aleación.

Aceros al cromo. Como su nombre lo indica, tienen

El **invar** es una aleación con 36 % de Ni cuya dilatación a temperatura ambiente es prácticamente nula; se le emplea para fabricar instrumentos de precisión.

Platinite, una aleación con 0,15 % de carbono y 46 % de níquel tiene un coeficiente de dilatación similar al vidrio.

hierro, carbono y cromo. El cromo es soluble en hierro líquido y forma soluciones sólidas tanto con el hierro γ como con el hierro α . Se combina con el carbono formando distintos carburos, algunos de los cuales son isomorfos con la cementita y pueden quedar retenidos en solución sólida por un enfriamiento rápido a temperatura ambiente. El cromo aumenta mucho la resistencia del acero a la corrosión (atmosférica, del agua o de ácidos). Los aceros inoxidables tienen 0,30 % de C y 10-15 % de Cr.

Aceros al cromo-níquel. Son aceros cuaternarios donde el níquel está disuelto en el hierro γ como en el hierro α , en tanto que el cromo puede estar disuelto como tal o como carburos. Poseen elevado límite elástico combinado con una mayor ductibilidad, dureza y resistencia al desgaste, que los aceros al carbono. Los porcentajes de cromo y níquel varían según las propiedades requeridas. Un acero que se ha popularizado es el llamado 18/8, de gran resistencia a la corrosión. Contiene 18 % de Cr y 8 % de Ni, y se utiliza para la fabricación de cubiertos, menaje, etc.

Otros elementos que suelen entrar en la composición de aceros son:

- **Aluminio.** Empleado en pequeñas cantidades, actúa como un desoxidante para el acero fundido y produce un acero de grano fino.
- **Boro.** Aumenta la templabilidad del acero (la profundidad a la cual un acero puede ser endurecido).
- **Cobre.** Mejora significativamente la resistencia a la corrosión atmosférica.
- **Molibdeno.** Mediante el aumento de la penetración de temple, mejora las propiedades del tratamiento térmico. Aumenta, también, la dureza y resistencia a altas temperaturas.
- **Silicio.** Se emplea como desoxidante y actúa como endurecedor en el acero de aleación.

SISTEMA DE DESIGNACIONES SAE-AISI PARA ACEROS

Aceros	Composición nominal	Aceros	Composición nominal	Aceros	Composición nominal
al C		al Ni-Cr-Mo		51xxx	Cr: 1,02; C: 1,00 mín.
10xx	Acero al C (Mn: 1,00 máx)	43xx	Ni:1,82; Cr: 0,50 y 0,80; Mo: 0,25	52xxx	Cr: 1,45; C: 1,00 mín.
11xx	Con S agregado	43BVxx	Ni: 1,82; Cr: 0,50; Mo: 0,12 y 0,25; V: 0,03 mín	al Cr-V	
12xx	Con S y P agregados	47xx	Ni: 1,05; Cr: 0,45; Mo: 0,20 y 0,35	61xx	Cr: 0,60, 0,80, 95. V: 0,10 y 0,15
15xx	Acero al C (Mn: 1,00 a 1,65)	81xx	Ni: 0,30; Cr: 0,40; Mo: 0,12	al W-Cr	
al Mn		86xx	Ni: 0,55; Cr: 0,50; Mo: 0,20	72xx	W: 1,75; Cr: 0,75
13xx	Mn: 1,75	87xx	Ni: 0,55; Cr: 0,50; Mo: 0,25	al Si - Mn	
al Ni		88xx	Ni: 0,55; Cr: 0,50; Mo: 0,35	92xx	Si: 1,40 y 2,00; Mn: 0,65, 0,82 y 0,85; Cr: 0 y 0,65
23xx	Ni: 3,50	93xx	Ni: 3,25; Cr: 1,20; Mo: 0,12	De baja aleación	
25xx	Ni: 5,00	94xx	Ni: 0,45; Cr: 0,40; Mo: 0,12	9xx	Varios grados SAE
al Ni -Cr		97xx	Ni: 0,55; Cr: 0,20; Mo: 0,20	al B	
31xx	Ni: 1,25; Cr: 0,65 y 0,80	98xx	Ni: 1,00; Cr: 0,80; Mo: 0,25	xxBxx	B denota boro
32xx	Ni: 1,75; Cr: 1,07	al Ni-Mo		Con Pb	
33xx	Ni:3,50; Cr:1,50 y 1,57	46xx	Ni: 0,85 y 1,82; Mo: 0,20 y 0,25	xxLxx	L denota plomo
34xx	Ni:3,00, Cr: 0,77	48xx	Ni: 3,50; Mo: 0,25		
al Mo		al Cr			
40xx	Mo: 0,20 y 0,25	50xx	Cr: 0,27, 0,40, 0,50 y 0,65		
44xx	Mo: 0,40 y 0,52	51xx	Cr: 0,80, 0,87, 0,92, 0,95, 1,00 y 1,05		
al Cr y Mo		Al Cr con alto % de C			
41xx	Cr: 0,50; 0,80 y 0,95; Mo: 0,12, 0,20, 0,25 y 0,30	50xxx	Cr: 0,50; C: 1,00 mín		

Además de los aceros aleados mencionados existen aceros al cromo-manganeso, al tungsteno, al vanadio, al cromo-vanadio, etc.

Nomenclatura de los aceros; sistema SAE-AISI

La mayoría de las propiedades de los aceros está determinada por su microestructura y ésta, a su vez, está determinada por el tratamiento y la composición química. Uno de los sistemas más generalizados en la nomenclatura de los aceros es el que está basado en su composición química.

En el sistema SAE-AISI –*Society of Automotive Engineers, American Iron and Steel Institute*– los aceros se clasifican con cuatro dígitos XXXX:

- los primeros dos números se refieren a los dos elementos de aleación más importantes y
- los dos (o tres; porque, unos pocos aceros se identifican mediante números de 5 dígitos) últimos dígitos indican cuántos centésimos de % de carbono se encuentra presente en la aleación.

Así, por ejemplo 1040 indica acero al carbono con 0,4 % de carbono; 1330, indica un acero con 1,75 % de manganeso y 0,3 % de carbono. En la tabla de la página anterior se da el sistema de designaciones que recomiendan estas dos instituciones.



Actividad 2.1. Corrosión de un clavo de hierro

La *corrosión* puede definirse como el deterioro de un material a consecuencia de un ataque químico en su entorno.

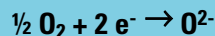
Los metales pueden reaccionar por contacto con otros metales formando pilas electroquímicas: Algunos pueden ser atacados por ácidos; otros, como el aluminio, pueden ser atacados por bases.

Los metales que antiguamente se llamaban "metales viles" pueden reaccionar con oxígeno formando los respectivos óxidos. En cambio, los "metales nobles" como el oro, el platino, etc., no se oxidan con facilidad.

Se suele hacer una distinción entre oxidación directa y corrosión electroquímica. En los procesos de oxidación, el metal, generalmente en estado de sustancia simple, forma cationes:



Simultáneamente, tiene la reducción del oxígeno molecular:



Estas reacciones redox provocan la formación de una capa de óxido metálico sobre la superficie metálica que, en algunos casos, se adhiere firmemente, brindando protección frente a futuras oxidaciones. En otros casos, el óxido formado queda retenido tan débilmente sobre





la superficie que la acción de agentes atmosféricos lo desprende, posibilitando que la corrosión continúe. Y, en otros casos, la corrosión de un metal se produce por contacto con otro que tiene un potencial de oxidación mayor según la serie electroquímica.

Existe también un fenómeno de *corrosión bajo esfuerzo*.

El proceso de corrosión puede prevenirse de múltiples formas. Una de ellas es el *recubrimiento metálico*. Estos recubrimientos se aplican mediante distintas técnicas y forman películas protectoras sobre los metales que cubren. Por ejemplo, en el caso del acero galvanizado (acero recubierto de cinc), el cinc tiene un potencial de oxidación mayor que el del acero y, por lo tanto, en la interfase entre los metales, constituye el ánodo de la reacción. El acero actúa como cátodo y no sufre oxidación alguna.

En los ensayos que proponemos, se estudian las reacciones de oxidorreducción que tienen lugar en varios clavos en los que se provocan fenómenos de corrosión. Se comprobará que, en las zonas de los clavos donde el metal sufre las mayores tensiones, aumenta el potencial anódico; esto es, el metal tiene mayor capacidad para oxidarse.

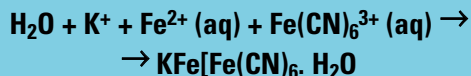
El hierro en ambiente anhidro tiene una gran resistencia a la oxidación. En cambio en ambiente húmedo se oxida con facilidad. El

óxido de hierro que se forma se desprende con facilidad de la superficie del metal, permitiendo que la oxidación continúe:

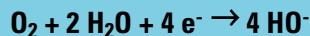
La oxidación del hierro a catión ferroso se representa:



Los cationes ferrosos reaccionan con ferricianuro potásico para producir un precipitado azul, el *azul de Turnbull*.



Los electrones cedidos por el clavo reducen al oxígeno, el que se transforma en iones hidróxido. Para poner en evidencia este proceso, se usa fenolftaleína como indicador. La fenolftaleína, incolora en medio ácido o neutro, vira al color rosa en medio alcalino.



Los siguientes ensayos tienen por objetivos la observación del proceso de corrosión y los cambios que se producen en las superficies metálicas cuando son tratadas con diversos agentes.

Material y reactivos:

- Vaso de precipitado de 250 ml.
- Placa de Petri.
- Clavos de hierro y de acero galvanizado.





- Clavos cobreados y cromados.
- Papel de aluminio.
- Gelatina o agar-agar en polvo.
- Ferricianuro potásico $K_3 [Fe (CN)_6]$ 0,5 M.
- Solución de fenolftaleína.

El procedimiento es:

- Se prepara una disolución de agar-agar o gelatina en agua caliente.
- Se vierte una cantidad (6 g) en 150 ml de agua en un vaso de precipitados y se pone a calentar con agitación constante.
- Cuando la gelatina está completamente disuelta, se deja enfriar.
- Cuando esté templada, con un cuentagotas se le añaden unas 10 o 12 gotas de la solución de ferricianuro potásico 0,5 M y unas 8-10 gotas de solución de fenolftaleína, siempre con agitación.
- Se preparan dos placas de Petri²⁴, cada una de ellas con tres clavos. En la primera, se coloca un clavo normal, un clavo doblado por su parte central y un tercer clavo galvanizado. En la segunda placa de Petri, se coloca un clavo recubierto —en parte— de papel de aluminio, un clavo cobreado y un último clavo cromado.
- En ambas placas se vierte la disolución de agar o gelatina (con el ferricianuro y la fenolftaleína) sobre los clavos, de manera que éstos queden completamente cubiertos por el agar y/o gelatina.
- Al cabo de unos minutos se puede observar cierta coloración tenue en la cabeza y en la

punta de los clavos. Sin embargo, para apreciar mejor el efecto de la corrosión, es necesario dejar las placas durante toda la noche en los cajones de las mesas de prácticas.

- Se observa la coloración al día siguiente y se anotan las diferencias que aparecen en los distintos clavos.

Proponga a sus alumnos:

1. Consultar la tabla de potenciales de reducción estándar para el hierro y el aluminio, y responder a las siguientes preguntas:

a) ¿Qué metal (Al o Fe) tiene mayor capacidad para oxidarse? ¿Cuál de los dos es más oxidante? Si estos dos metales se ponen juntos en una disolución acuosa que contenga iones de ambos, ¿qué metal resultará reducido y cuál oxidado?

b) De acuerdo con la respuesta del apartado a, ¿por qué los materiales de aluminio sufren una corrosión mucho más lenta que los de hierro? El aluminio, es un buen protector para evitar la corrosión del hierro?

2. Consultar la tabla de potenciales estándar de reducción y localizar otros metales que sean más fácilmente oxidables que el hierro y que, por tanto, puedan protegerlo de la corrosión.

3. Algunas veces se ponen varillas de magnesio metálico en los calentadores de agua, ¿cuál es la razón?



²⁴ Es importante no mover la placa de Petri una vez colocados los clavos.

Aceros inoxidables

Dentro de la gran variedad de aceros merecen destacarse, por su popularidad, los aceros inoxidables. Los aceros inoxidables son una gama de aleaciones que contienen un mínimo de 11 % de cromo. El cromo tiene la particularidad de formar una película pasivante, que inhibe la posterior oxidación del metal sobre la superficie del acero que impide su corrosión por agentes atmosféricos o químicos. Esa película es extremadamente delgada, continua y estable. La resistencia a la corrosión y la diversidad de propiedades y características secundarias, presentes en los aceros inoxidables hacen de ellos un grupo de aceros muy versátiles.

Los aceros inoxidables tienen una resistencia mecánica que es más del doble que la del acero al carbono; son resistentes tanto a temperaturas elevadas como a temperaturas bajo cero. Son relativamente fáciles de maquinarse y su apariencia estética puede variarse, sometiendo el acero a diferentes tratamientos superficiales. Mediante estos tratamientos se obtienen acabados a espejo, satinado, coloreado, texturizado, etc.

Los llamados aceros inoxidables **Serie 400** –aceros inoxidables martensíticos– fueron los primeros desarrollados industrialmente. Se los llama, simplemente, "al cromo" y se los emplea para la fabricación de cubiertos. Tienen un contenido de carbono relativamente alto de 0,2 a 1,2 %, y de cromo de 12 a 18 %. Los tipos más comunes son el AISI 410, 420 y 431.

Sus propiedades más relevantes son: elevada dureza, que se puede incrementar por tratamiento térmico, gran facilidad de maquinado y resistencia a la corrosión moderada. Actualmente, sus principales aplicaciones son: fabricación de ejes, instrumental quirúrgico y cuchillería.

Hay otros aceros inoxidables **Serie 400** –que son aceros inoxidables ferríticos– que también se consideran, simplemente, "al cromo"; su contenido varía de 12 a 18 %, con contenido de carbono bajo de menos del 0,2 %. Los tipos más comunes son el AISI 430, 409 y 434.

La propiedad más relevante es su buena resistencia a la corrosión. Su dureza no es muy alta y no puede incrementarse por tratamiento térmico.

Los principales usos de este tipo de aceros son para la fabricación de equipos y utensilios domésticos, y en aplicaciones arquitectónicas y decorativas.

Los aceros inoxidables **Serie 300** –aceros inoxidables austeníticos– son los más utilizados por su amplia variedad de propiedades. Se obtienen agregando níquel a la aleación, por lo que la estructura cristalina del material se transforma en austenita (de aquí deriva el nombre). El contenido de cromo varía de 16 a 28 %, el de níquel de 3,5 a 22% y el de molibdeno 1,5 a 6 %. Los tipos más comunes son el AISI 304, 304L, 316, 316L, 310 y 317.

Entre sus propiedades se destacan: excelente resistencia a la corrosión, muy buen factor de higiene y limpieza, facilidad de transformarse, excelente soldabilidad; no se endurecen por tratamiento térmico y se pueden utilizar tanto a temperaturas muy bajas como a temperaturas elevadas.

Sus principales aplicaciones son: fabricación de utensilios y equipo para uso doméstico, hospitalario y en la industria alimentaria; en la industria química, para la fabricación de reactores resistentes a la corrosión, tanques, tuberías, etc.

Principales establecimientos siderúrgicos del país

Por volumen de producción, **Siderar** es la mayor empresa siderúrgica argentina. Partiendo del mineral de hierro y del carbón que llegan a su puerto, elabora coque, arrabio y acero para producir chapas laminadas en caliente, en frío y revestidas. Desarrolla sus actividades en 7 plantas industriales; la más importante de todas es la *Planta San Nicolás*, ubicada sobre la margen derecha del Río Paraná, en el partido de Ramallo, a 7 km de la ciudad de San Nicolás de los Arroyos, provincia de Buenos Aires. Las instalaciones del complejo, de ciclo integrado, comprenden el Puerto Ingeniero Buitrago, una planta de coque con cuatro baterías, una planta de subproductos, una planta de sinter²⁵, dos altos hornos, una acería LD con tres convertidores, horno cuchara, colada continua, laminación en caliente, laminación en frío, instalaciones de terminación en frío, una línea de estañado electrolítico y servicios auxiliares de envergadura. Entre estos últimos se destacan una usina eléctrica propia, una planta de oxígeno, talleres de mantenimiento y una importante red ferroviaria.

La *Planta Ensenada* produce, a partir de las bobinas laminadas en caliente que llegan a su puerto, chapas de acero laminadas en frío, en hojas y bobinas. El puerto consta de un muelle de 150 m, para barcos de hasta 35.000 t. La planta comprende una línea de decapado –acabado superficial con ácido– continuo, un tren de laminación en frío, recocido batch –discontinuo– para tratamiento térmico discontinuo, laminador de temple, una línea de aplanado bajo tensión y servicios auxiliares.

En la *Planta Haedo*, Siderar produce chapas galvanizadas para las industrias de la construcción, de base agrícola y vial. Cuenta con una línea de galvanizado por inmersión en caliente y distintas líneas de corte y conformado de chapa.

En la *Planta Sidercolor* –localizada en Florencio Varela, provincia de Buenos Aires–, a partir de chapas laminadas en frío, se producen chapas de acero electrocincadas, chapas prepintadas y chapas revestidas con películas de PVC en una amplia gama de colores, destinadas a la industria automotriz, de artículos para el hogar y de la construcción. Cuenta con líneas de electrocincado, prepintado e instalaciones auxiliares.

Próximas a la *Planta Sidercolor*, se encuentran las Plantas 1 y 2 de *Serviadero*, en cuyas instalaciones se realizan cortes especiales de chapa de acero laminado en frío (flejes, desarrollos, etc.) para diferentes rubros industriales. Las plantas cuentan con varias líneas de corte transversal y longitudinal, y un centro de corte automático para producir medidas especiales e instalaciones auxiliares, que le otorgan una capacidad productiva del orden de 150.000 t/año.

La planta *Serviadero 3* se encuentra vecina a la *Planta Sidercrom*, en el Parque Industrial Comirsa. En ella se realizan cortes de chapa laminada en caliente, que permiten entregar al mercado hojas, tiras y desarrollo a pedido. La planta posee una línea de corte transversal, una línea de corte longitudinal, una línea de granallado y tres guillotinas aptas para entregar desarrollos. En el corto plazo aumentará su capacidad con una línea de corte longitudinal que permitirá flejar material de hasta 12,5 mm.

La *Planta Sidercrom*, está próxima a la *Planta*

²⁵ Pequeñas partículas de hierro aglutinadas en trozos no mayores de una pulgada; se extraen de los hornos y se usan como materia prima para obtener aceros.

de San Nicolás. En ella, partiendo de bobinas estañadas, se producen todas las variantes dimensionales de hojas necesarias para la fabricación de envases industriales, alimenticios y aerosoles. La planta posee dos líneas de corte que le permiten llegar a procesar hasta 120.000 t/año de bobinas estañadas. Un área cerrada y climatizada permite el almacenaje de hojas empaquetadas.

La *Planta Canning* está situada en la localidad del mismo nombre, partido de Ezeiza (provincia de Buenos Aires). A partir de chapa laminada en frío, produce chapa galvanizada por inmersión y galvalume (recubrimiento de aleación cinc-aluminio) en diferentes formas y longitudes destinados a la industria de la construcción, agro y vial. Además, cuenta con una línea de pintura en bobinas que produce galvanizado y prepintado con similares usos finales y aplicaciones.

En estas plantas, Siderar produce una amplia gama de caños con costura –para la construcción de gasoductos, oleoductos y entubamientos de pozos de petróleo–, hojalata –para la fabricación de envases de alimentos y pinturas–, laminados en caliente, en frío y electrocincados –de elevada resistencia a la corrosión–, productos galvanizados, cincalum y chapas prepintadas para la línea blanca de electrodomésticos.

Siderca SAIC, una compañía de Tenaris, utiliza en la Argentina la marca TenarisSiderca. Su planta productiva, localizada en la ciudad de Campana, provincia de Buenos Aires, posee una capacidad de producción anual de 820.000 toneladas de tubos de acero sin costura y una dotación de 4.300 empleados.

Tenaris es productor y uno de los proveedores más importantes del mundo de tubos de acero sin costura para las industrias del

petróleo y construcción de gasoductos. Posee plantas productivas en Argentina, Brasil, Canadá, Italia, Japón, México, Rumania y Venezuela y una red de centros de servicio al cliente en más de 20 países. Su capacidad de producción anual es de 3,3 millones de toneladas de tubos sin costura y 850.000 toneladas de tubos con costura. Su facturación supera los 3.000 millones de dólares y cuenta con 16.000 empleados en todo el mundo.

Entre sus productos, se destacan el cromo 3 % para Vintage Oil –un acero al cromo resistente a la corrosión por dióxido de carbono–, todo tipo de columnas tubulares con o sin costura –para columnas y torres para iluminación, semáforos, estructuras y pórticos para señalización, etc.– cilindros para GNC, gas envasado, estructuras tubulares para construcción, para la fabricación de calderas, tubos para pozos petrolíferos, etc.

Acíndar SA es otra de las empresas siderúrgicas importantes del país. Posee 13 establecimientos industriales, ubicados en varias provincias, destinados a producir diversos materiales.

Entre los productos que elabora Acíndar se destacan: perfiles conformados en frío y perfiles laminados en caliente, alambres hogareños y para la construcción, alambres industriales y rurales (alambre de púas, boyeros, ovalados, redondos, etc.), sistemas de armaduras de acero para estructuras de hormigón armado, barras para construcción DN-A-420, barras industriales: aleadas para resortes, aleadas de uso industrial, de uso mecánico, laminadas en caliente, varillas de bombeo, rectificadas, trefiladas, aptas para forja, palanquilla, piezas forjadas, mallas de acero, clavos, estribos, tubos de conducción, tubos estructurales, caños de luz, planchuelas, laminadas en caliente, vigas reticuladas, cordones de acero para hormigón pretensado, etc.



Actividad 2.2

Para que los alumnos tengan una experiencia práctica de los diversos procesos de la industria siderúrgica, le sugerimos tratar de concertar una visita guiada a alguna de las plantas mencionadas anteriormente.

Las direcciones de los establecimientos de Siderar son:

Planta San Nicolás:

A. Gral. Savio S/N
(2915) Ramallo. Provincia de Buenos Aires

Planta Ensenada:

Camino Almirante Brown S/N
(1925) Ensenada. Provincia de Buenos Aires

Planta Haedo

Valentín Gómez 210
(B1706FMB) Haedo. Provincia de Buenos Aires

Planta Sidercolor

Camino Gral. Belgrano Km 32
(1888) Florencio Varela. Provincia de Buenos Aires

Plantas Serviacerro 1, 2 y 3

Camino Gral. Belgrano Km 31.5
(1888) Florencio Varela. Provincia de Buenos Aires

Planta Sidercrom

Parque Industrial Comirsa

(2915) Ramallo. Provincia de Buenos Aires

Planta Canning

Calle Barreiro s/n. Canning
(1804) Partido de Esteban Echeverría.
Provincia de Buenos Aires

Las direcciones de Tenaris Siderca son:

Av. L N Alem 1067
(1001). Buenos Aires

Dr J Simini 250
(2804) Campana. Provincia de Buenos Aires

Las direcciones de las plantas de Acindar S.A. son:

Sede Corporativa

Estanislao Zeballos 2739. Beccar.

Tablada. Planta 1

Dr. Ignacio Arrieta 4936. La Tablada
Produce alambres.

Tablada. Planta 2 Armar Buenos Aires

Presta el servicio de corte y doblado de acero.
Provincia de Santa Fe:

Planta Ing. Arturo Acevedo

Ruta Prov. 21, Km 246,8. Villa Constitución.
El establecimiento es la acería principal de la firma. Produce tubos de conducción, flejes, barras, alambrón y alambre.





Armar Rosario

Bulevar Seguí 7618. Rosario

Presta el servicio de corte y doblado de acero.

Planta Heredia

Bulevar Seguí 7618. Rosario

Produce alambres, telas y tejidos de acero.

Planta Navarro:

Av. Presidente Perón 8000. Rosario

Produce perfilería y barras.

Laminfer

Av. Provincias Unidas 205 bis. Rosario

Produce tubos estructurales.

Provincia de San Luis.

Sampa

Ex Ruta Nac. 7, km 3,5. San Luis.

Presta el servicio de enderezado de barras.

Acindar Mallas

Ruta 148 Ext. Sur, km 536. Villa Mercedes

Produce mallas de acero Standard y Trilogic.

Indema

Parque Industrial Norte, Ruta Nacional 7, km 703. Villa Mercedes

Produce mallas de acero específicas, Standard y T-500 s.

Impeco

Calle 1 y 109. Parque Industrial Norte. Villa Mercedes

Produce tubos estructurales y de luz.

Clamet

Ruta 148. Ext. Sur. km. 756. Villa Mercedes

Produce clavos de acero.

Provincia de Córdoba

Armar Córdoba

Monseñor Pablo Cabrera 7500.

Córdoba

Presta el servicio de corte y doblado de acero.



La industria siderúrgica y el medio ambiente

Uno de los principales efectos de los procesos siderúrgicos sobre el ambiente está constituido por las emisiones de CO₂. No obstante la mejora en la tecnología evidenciada en las últimas décadas, las emisiones de CO₂ ron-

dan las 2,0-2,2 toneladas de CO₂ por tonelada de acero crudo. Dado que en el mundo se producen alrededor de 1000 millones de toneladas anuales de acero crudo, las emisiones de CO₂ superan los 2.000 millones de toneladas anuales. En estas cantidades no se incluye el CO₂ generado por centrales térmicas que suministran la energía para los procesos de afino y elaboración de subproductos.

De esta manera, la siderurgia es, entre todas las industrias, la que contribuye en mayor proporción al efecto invernadero.

A la polución por emisión de CO_2 , se suma la ocasionada por la emisión de SO_x (SO_2 y SO_3) producidos en los procesos de afino. Los SO_x , conjuntamente con los NO_x son los responsables de la llamada "lluvia ácida".

Otro problema ambiental lo constituyen los subproductos sólidos y líquidos de los procesos siderúrgicos. En 1950, se generaban 700 kg de subproductos (escorias, barros de sistemas de limpieza de gases y humos de

colada, aguas residuales, etc.) por tonelada de arrabio producido; actualmente, sólo se generan alrededor de 200 kg. Aún así, la contribución al deterioro ambiental es muy grande.

Se encuentran en desarrollo estudios de tecnología que aportan un menor impacto por mayor eficiencia general de proceso (energética, menor residuo generado, efluentes y emisiones controladas, etc.) tal como el **proyecto de chapa ultrafina** –*Thin Slab Casting*– o el **proyecto Ultra Light Steel Auto Body** –*ULSAB*–, en el cual un consorcio internacional integrado por empresas automotrices y varias empresas siderúrgicas ha diseñado y construido un prototipo de auto con carrocería ultraliviana, 35 % menos pesada que la convencional.

Bibliografía de consulta

- Casti Publishing Inc (2005; 5° ed.) *Metals Black Book. North America Ferrous Data*. En CD-Rom. Alberta.
- Clausen, C. A.; Mattson, G. (1982) *Fundamentos de Química Industrial*. Limusa. México.
- Corporación Aceros Arequipa S (2000) *El acero, lo que hay que saber*. Grupo SRL. Lima.
- Department of Industry, Tourism and Resources, Australian Government (2003) *The Australian Steel Industry In 2003*. Camberra.
- Felder, R. M.; Rosseau, R.W. (1981) *Principios Básicos de los procesos Químicos*. El Manual moderno SA México.
- Glasstone, S. (1978) *Termodinámica para químicos*. Aguilar. Madrid.
- Grjotheim, K, et al. (1982; 2° ed.) *Aluminum Electrolysis: Fundamentals of the Hall-Hérault Process*. Aluminium-Verlag. Düsseldorf.
- Grjotheim, Kai; Kvande, Halvor; Zhuxian, Qiu (1995) "Key improvements to Hall-HJrault since the end of World War II" *The Journal of the Minerals, Metals & Materials Society*.
- Henglein, F. A. (1951; 5° ed.) *Compendio de tecnología química. Para estudiantes de Química e Ingeniería*. Manuel Marín. Barcelona.
- Henglein, F. A. (1968) *Chemical Technology*. Franklin Book Company Inc. New York.
- Hougen, O. A.; Watson, K. M.; Ragatz, R. A. (1982) *Principios de procesos químicos*. Tomo II: Termodinámica. Reverté. Barcelona.
- IDITS –Instituto de desarrollo industrial tecnológico y de servicios– (2004) *Primer informe sectorial metalmeccánico*. Mendoza.
- International Iron and Steel Institute (2005) *Steel Statistical Yearbook 2005*. Bruselas.
- Kirk, R. E.; et al. (1991; 4° ed.) "Aluminum". *Encyclopedia of Chemical Technology*. J. Willey & Sons. New York.
- Morel, Paul (1992) *Histoire technique de la production d'aluminium*. Presses Universitaire de Grenoble.
- Nauta (1971; 3° ed.) *Enciclopedia de la técnica y la mecánica*. Nauta. Barcelona.
- Plunkert, P.A. (2000) "Aluminum: Ch." *U.S. Geological Survey Mineral Commodity Summaries*.
- U.S. Department of Energy (1997) *Energy and Environmental Profile of the U.S. Aluminum Industry*. Washington.
- U.S. Department of Energy (2003) *U.S. Energy Requirements for Aluminum Production: Historical Perspective, Theoretical Limits and New Opportunities*. Washington.
- UNEP/IISI (1997) *Environment and the Steel Industry, Technical Report 38*.
- Universidad Pontificia Bolivariana. (2002) *Curso Hornos*. Caracas.
- Welch, B.J. (1999) *Aluminum production paths in the new millennium*. The Journal of the Minerals, Metals & Materials Society.
- Winnacker, K.; Weingartner, E. (1954) *Tecnología química*. Tomos I y II. G. Gilli. Barcelona.

También se ha obtenido información valiosa de las siguientes páginas web:

- www.aluar.com.ar
- www.alcan.com
- www.alcoa.com
- www.bgs.ac.uk
- www.worldsteel.org
- www.usgs.gov



MINISTERIO *de*
EDUCACIÓN
CIENCIA y TECNOLOGÍA
PRESIDENCIA *de la* NACIÓN



Argentina

inet
Instituto Nacional de
Educación Tecnológica