



REMETALICA

REVISTA DEL DEPARTAMENTO DE METALURGIA
UNIVERSIDAD DE SANTIAGO DE CHILE - FACULTAD DE INGENIERIA

NOVIEMBRE DE 1984

SANTIAGO/CHILE

Nº 8



Elementos combustibles
para reactores de investigación

Es sobradamente reconocida la importancia que tiene para Chile el metal rojo. Y evidentemente existe un gran fundamento para ello: durante esta última recesión nuestro país ha vuelto a ser el primer productor de cobre del mundo.

No tan reconocida, aunque intrínsecamente muy relevante, es la importancia que tiene el molibdeno. Nuestro Departamento de Ingeniería Metalúrgica, quizo dar un marco de dedicación académica a este metal al organizar en diciembre de 1982 la Semana del Molibdeno. Aún hoy escuchamos ecos de esa breve pero interesante jornada.

Motivados con el éxito de esa primera semana académica dedicada a intercambiar opiniones en torno a un metal dado, se emprendió la tarea de llevar a cabo a fines de 1983, la Semana del Uranio. Desde un comienzo se pudo apreciar la favorable acogida que tuvo esa iniciativa en el centro de mayor importancia en Chile en cuanto al uranio, la Comisión Chilena de Energía Nuclear.

La citada semana, desde el lunes 12 al viernes 16 de diciembre del año pasado, contó con una activa participación y colaboración de ingenieros e investigadores de los centros de Lo Aguirre y La Reina, y se llevó a cabo en el recientemente inaugurado Edificio Escuela de Graduados (hoy parte del Complejo de Eventos).

En aquella ocasión se comprometió divulgar algunas de las presentaciones hechas allí, a través de REMETALLICA, y es muy reconfortable ver que el compromiso contraído se materializa a través de las páginas de ésta, la edición Nº 6 de REMETALLICA, cuya parte medular se ha querido orientar a la Metalurgia del Uranio.

Más allá del halo de esoterismo y cautela con que usualmente se manejan los aspectos tecnológicos asociados a la extracción del metal uranio, puede observarse que son aplicables a él metodologías totalmente similares a los metales clásicos: la extracción por solventes, la metalurgia química, la piro-reducción, etc. Los artículos aquí presentados, relativos al uranio dan cuenta de la veracidad de esa afirmación. Es más, dan cuenta de los avances, muchas veces ignorados, que se están llevando a cabo en nuestro país en torno al pesado metal.

Junto con agradecer la cooperación de los colegas de la Comisión Chilena de Energía Nuclear, deseamos expresar nuestro agradecimiento a las autoridades de dicho organismo, quienes tuvieron la gentileza de autorizar la divulgación de los trabajos que aquí se dan a conocer.

INGENIERIA Y DESARROLLO



Hugo Levy Salazar

En primer término, me complace agradecer a la Facultad de Ingeniería, por darme la oportunidad y otorgarme el honor, de hacer algunas reflexiones en este 11º Aniversario de su creación.

Sin embargo, el reflexionar en este ámbito siempre nos lleva a recorrer el pasado y sentir que los años transcurren con rapidez dejando huellas y a veces cicatrices, tanto en las instituciones como en las personas que les dan vida.

Así también, estas instituciones tienen su ciclo de nacimiento, desarrollo, declinación y muerte, el que se encuentra influido, y a veces determinado, por las características de la época en que se vive; lo que las obliga a evolucionar o a desaparecer.

Esta Universidad también tiene una historia, de nacimiento y desarrollo vinculada a su Facultad de Ingeniería, que se encuentra entrelazada con las propias vidas de aquellos, que por muchos años, se han fijado como meta principal el hacerla grande y prestigiada y crecer con ella, aportando mucho de sí mismos.

La Universidad de Santiago de Chile, cuya historia es por todos conocida, fue creada como una Universidad Técnica y su evolución no ha sido muy diferente de aquellas, que tuvieron un origen similar en Europa u otras partes del mundo.

Allí también, hoy día, muchas de ellas han dejado de llamarse técnicas, por no corresponder la denominación a la realidad actual en que se desenvuelven ni al rol que cumplen, como es el de impulsar, en un país, el desarrollo Científico y Tecnológico, y no solamente técnico, con el propósito de producir un avance social, económico y cultural, a través de la formación de los recursos humanos y la creación y aplicación de los conocimientos que para ello se requiere. Sin embargo la tecnología ha evolucionado considerablemente a través de los años.

En efecto, entre 1750 y 1849, fecha esta última en la que se creó la Escuela de Artes y Oficios base de esta Universidad, las principales tres tecnologías que existían eran la Agricultura, Las Artes Mecánicas (Ingeniería) y La Medicina, que trajeron consigo las revoluciones producidas en esos tres campos, y que para el caso de la ingeniería, tomó posteriormente el nombre de Revolución Industrial.

Fue así como las Universidades Técnicas, nacidas a fines del siglo pasado en Alemania, fueron creadas para dar satisfacción a las necesidades de recursos humanos y de conocimientos de esta era industrial. En sus comienzos, estas instituciones, muchas veces sólo revestían de ropaje científico a la técnica ya bien desarrollada. De este modo, en esa época, la ciencia tendió a apoyar la tecnología muchas veces con bastante retraso. Es así como por ejemplo, pasaron setenta y cinco años antes que Clausius y Kelvin pudieran dar una formulación científica del comportamiento termodinámico, de la máquina a vapor, inventada por Watt; siendo que por muchos años ésta había ya reemplazado el músculo humano por la máquina, en las industrias establecidas. No obstante, para la ciencia era difícil apoyar la revolución industrial, antes que la artesanía se convirtiera en tecnología y el inventor en ingeniero. Desde entonces, la evolución tecnológica ha adquirido su propia dinámica, utilizando, en muchos casos la ciencia como punto de partida.

Posteriormente, estas Universidades Técnicas, contribuyeron notablemente al desarrollo industrial de los países, durante la segunda mitad del siglo pasado y la primera mitad de este siglo.

Es así como Charles Snow, en su ensayo "Las Dos Culturas y una Segunda Mirada", muestra su extrañeza de que precisamente Alemania, entre 1830 y 1840, mucho antes que allí hubiera empezado una revolución industrial seria, produjera una buena educación universitaria en ciencia aplicada; mucho mejor que aquella entregada, en esa época, en Estados Unidos o Inglaterra que se encontraban en pleno desarrollo industrial. Los egresados de estas instituciones, según Snow entre los cuales se cuenta Siemens, emigraron a Inglaterra estableciendo industrias, con las cuales se hicieron fortunas, debido a la adecuada preparación tecnológica y actitud empresarial que ellos poseían. Algo muy similar ocurrió en Estados Unidos.

En este último país, a fines del Siglo XVIII, la ingeniería se enseñaba en base al aprendizaje en la industria y sólo a principios del Siglo XIX, con la creación de Institutos Técnicos la instrucción de la ingeniería se desplazó del terreno, a la sala de clases. Sin embargo, sólo alrededor de 1860 la Ingeniería encontró una legitimidad confortable, en las escuelas dedicadas a la enseñanza de la agricultura y de las artes mecánicas. En esa época el currículum comprendía trabajos de

* Trabajo presentado en la Ceremonia inaugural de la celebración del Aniversario XI de la Facultad de Ingeniería de la USACH.

laboratorio, labores de terreno y prácticas de compras. Esta enseñanza no era de un nivel adecuado a esa época.

Con todo, estos institutos empezaron a parecer cada vez más a las Universidades, al realizar actividades de investigación y al establecer estudios de graduados, de acuerdo al modelo universitario establecido en Alemania.

La ciencia y el método científico pasaron a ser la piedra angular de las universidades y las mismas universidades tradicionales empezaron a introducir escuelas de ingeniería, en ellas.

En 1930, en Estados Unidos, ya existía poca diferencia entre ambos tipos de instituciones. En esta etapa, los Ingenieros no recibían suficiente enseñanza en matemáticas, ni ciencias en general. Se esperaba que el entrenamiento tecnológico que se entregaba, pudiera durar el tiempo de vida útil del profesional. Antes de la Segunda Guerra Mundial, la profesión de ingeniero ganó mucha prominencia y gran parte del desarrollo industrial, de esa época, se debió a su acción.

No obstante, el desarrollo del radar, y de la energía nuclear, así como el de materiales sintéticos y todo el resto de las aplicaciones prácticas, producidas durante la Segunda Guerra Mundial, no fueron el producto del trabajo de ingenieros sino que de científicos, llevados al servicio por las exigencias de la guerra.

Como un resultado de ello, una vez finalizado este conflicto, un grupo de ingenieros jóvenes, encabezados por Corcoran y Everitt, determinaron que era tiempo de que esa profesión sufriera un cambio drástico desde el punto de vista académico. Los currícula fueron orientados fuertemente en ciencias naturales y exactas y menos orientados hacia las especializaciones tecnológicas puntuales y ésto se reflejó muy pronto en los textos de estudios y en la enseñanza.

Se pretendía que los ingenieros no sólo pudieran seguir los rápidos avances de la tecnología, sino que debían conducir también, sus progresos. Este cambio de filosofía en la enseñanza de la ingeniería, trajo consigo la "época de oro", de las décadas del cincuenta y sesenta, que culminó con la empresa más monumental efectuada con la ayuda de la ingeniería; la puesta de un hombre en la luna, en 1969.

En aproximadamente un siglo, la ingeniería había evolucionado de un aprendizaje en el cual las diversas artes y destrezas eran aprendidas, de parte de profesores que trabajaban estrechamente identificados con la profesión de ingeniero, a una enseñanza basada en ciencia, entregada por hombres, que muchas veces no se distinguían de los científicos básicos.

Esto último fue también el resultado de la competencia espacial que se había establecido entre las grandes potencias; y que hizo que en los Estados Unidos y en el resto del mundo, la mayor parte de los recursos económicos que se otorgaban para la ciencia y la tecnología, se canalizaran para apoyar actividades de investigación y desarrollo que no contemplaban factores sociales ni de

mejoramiento de la calidad de la vida de la población, en forma directa.

El esfuerzo por captar estos fondos para la investigación, que se entregaban preferentemente en ciencias básicas, hizo que los académicos ingenieros llegaran a no diferenciarse notablemente de los académicos especializados en ciencias básicas o aplicadas. Esto tuvo como resultado el que se entregara en esa época, una preparación profesional en ingeniería, totalmente deshumanizada y desprendida de los requerimientos de desarrollo social y económico de los países.

Esta es la época, en que los ingenieros resultaban entrenados para trabajar en grandes empresas y no para asumir responsabilidades empresariales, ni sociales, en empresas pequeñas o medianas. Tampoco estaban preparados para crearlas y desarrollarlas, como había ocurrido con los ingenieros producidos en Alemania y otras partes durante el inicio del Siglo XX y fines del Siglo XIX.

Sin embargo, en el ocaso de la década del sesenta las sociedades de los países avanzados, por razones de tipo económico, social y político, empezaron a exigir que la ciencia y la tecnología tuviera un impacto social y económico, y se empezó a promover actividades, que propiciaran la transferencia de tecnología, que permitiera mejorar la calidad de la vida de la población. En esta etapa, el programa espacial vio drásticamente reducidos sus recursos.

A pesar de ello las Universidades, ignorando esta realidad, continuaron formando científicos e ingenieros que ya no eran requeridos en los proyectos de las industrias privadas, que colaboraban con el programa espacial o por los institutos de investigación del gobierno. Es sorprendente la inercia que a veces acusan las universidades para reaccionar ante los cambios tecnológicos, políticos y culturales que se producen en el mundo.

Debido a los factores descritos anteriormente y a la crisis del petróleo, el desarrollo técnico en las sociedades, empezó a contemplar aspectos tan variados como son: la demanda y ahorro energético, el uso y transformación de materias primas, la protección del medio ambiente, el suministro del conocimiento tecnológico y de recursos humanos para el sector productivo y el implemento de la exigencia del sector social. Este desarrollo se tendió a administrar con una visión más allá del estrecho límite de las especializaciones y las Universidades de los países avanzados, durante la década del setenta, debido a las reducciones de presupuesto a que estuvieron sujetas y a los nuevos requerimientos del sector productivo, se vieron en la obligación de revisar sus objetivos misiones y estructuras.

Todo esto ha llevado, a que en el presente, se espere que estas instituciones preparen ingenieros que no sólo sean profesionales especializados en ciencia y tecnología, sino que deban también tener una comprensión clara de los fenómenos sociales e institucionales. Además se estima que ellos

deben comprender la dinámica de la tecnología moderna, los laberintos de la administración, la complejidad actual del mundo económico y el impacto de la ciencia y la tecnología en el ambiente físico y cultural. Ante todo se espera que ellos visualicen el desarrollo como un problema fundamental de energía humana, la que debe ser estimulada y orientada.

Las Facultades de Ingeniería, en la actualidad, enfrentan la obligación, entonces, de producir recursos humanos versátiles cuyos talentos y destrezas técnicas y sociales, puedan afrontar la situación de cambio que existirá en el futuro en el Sector Productivo y de Servicio, tanto Público y Privado de los países.

La visión de la ingeniería de la década del sesenta, por tanto, ha evolucionado notablemente en los países desarrollados en los últimos años. Se estima que dos tercios de la tecnología actual no existía hace treinta años y que el ingeniero se verá cada vez más enfrentado a problemas, que hace poco tiempo atrás eran abordados por científicos básicos. Se considera que ellos deben tener una formación flexible y un temprano contacto con la computación y los problemas de ahorro energético y del medio ambiente, teniendo en cuenta tanto factores técnicos, como valorativos.

El estudiante de ingeniería, además de destrezas técnicas, deberá entonces, desarrollar destrezas sociales como son el poder tomar decisiones bajo presión y cambiar con las exigencias del ambiente. Deberán también estar habilitados para trabajar en grupos, ya que para las empresas serán cada vez más importantes, estos aspectos, que son los que hacen que la gente actúe en torno a los profesionales que los dirigen. Deberán, así mismos, estar entrenados para alcanzar consensos y fijar políticas, dentro de grupos y poder vincular su especialización con la gestión empresarial.

Por otra parte, en la década del 90, existirá una gran competencia por nuevos trabajos y los desarrollos tecnológicos cambiarán la naturaleza de muchos de ellos. La visión cuantitativa, tecnológica y valorativa será requerida aún por aquellos cuyo entrenamiento no es esencialmente tecnológico. Ciertos tipos de trabajos de ingeniería desaparecerán y nuevos emergerán, en una forma mucho más rápida que en el pasado, de tal manera, que la educación en ingeniería sólo servirá de base, a la cual se añadirán nuevas especializaciones o combinaciones de ellas, que se adquirirán a través de estudios de postítulo o de postgrado, durante la vida de trabajo de un profesional.

Como un resultado de esto, las Facultades de Ingeniería, deberán estructurarse en forma adecuada para lograr formar el ingeniero requerido, procurando además, entregarle, una vez egresado, las facilidades de perfeccionamiento, especialización y reciclado necesarias. Por tanto, estas instituciones deberán también fortalecer sus estructuras de postgrado, vinculándolas estrechamente con las líneas de investigación que desarrollan, de modo de preparar los investigadores aplicados que el país requiere para sus sistemas educativos,

productivos y también para los institutos de investigación, privados y públicos.

Esto implicará, el promover el fortalecimiento de las actividades de desarrollo experimental en las universidades y establecer vinculaciones con las empresas a través de los servicios que aquellas presten. Se estima que sólo de este modo, se estará en condiciones de producir los ingenieros adecuadamente preparados en investigación, en desarrollo, en diseño y en producción, requeridos por el país.

Dado el tipo de formación que deberá recibir el estudiante de ingeniería, los profesores que se dediquen a su preparación, deberán ser considerados como aquellas personas que toman la responsabilidad de la formación integral del estudiante, en un área a la cual dedicarán gran parte de su vida futura. Estos profesores, deberán transformarse en un consejero comprensivo y en un guía que los ayudará a encontrar su realización personal, proporcionándole el apoyo académico y el consejo vocacional, necesario, que lo orientará en su futura carrera.

La función de estos académicos, será por tanto, colaborar en la formación de los líderes del mañana, además de contribuir al incremento y aplicación del conocimiento, en cuya tarea serán continuamente vitalizados a través de las labores de investigación, consultoría y enseñanza que realicen para las industrias. Todo esto contribuirá, a fortalecer la relación maestro-discípulo-empresa que es requerida para vincular al estudiante a las instituciones, a través de toda su vida profesional. Esto hará también que una vez egresado, el profesional se encuentre siempre inclinado a volver a la universidad en busca de consejo y perfeccionamiento continuo, sintiéndose así también emocionalmente ligado a ella.

Hasta ahora, se ha intentado visualizar tres aspectos: la evolución de la ingeniería en el mundo desarrollado; las diferentes revisiones a la que ella ha estado sujeta y; la proyección futura de la ingeniería en estos países. Es importante ganar esta visión, puesto que los países en desarrollo usualmente, cuando lo requieren, se basan en estas experiencias para organizar y estructurar sus propias instituciones de educación superior, muchas veces con varios años de retraso, en cuanto a las visiones que estos países avanzados han desarrollado respecto a ello y en general, sin someterlas a las adaptaciones necesarias.

Una muestra de ello es que, por ejemplo en Chile, a pesar de que la enseñanza en ingeniería estuvo inicialmente basada en el modelo francés, hoy en día ésta se encuentra totalmente hibridada con influencias anglosajonas.

En el presente, dadas las etapas de cambio por las que atraviesa el país, producidas por la crisis económica mundial, la educación superior nacional se encuentra sujeta a una revisión de sus estructuras y de sus misiones y por ello cada institución deberá tener una visión clara, de su desarrollo pasado y de sus proyecciones futuras.

Esto me hace recordar, que hace aproximada-

mente ocho años atrás, el Presidente de la Sociedad de Fomento Fabril de la época, indicaba algunos hechos que hoy cobran mucha actualidad en un momento en que también se está analizando el futuro de la industria nacional y que por consiguiente nos obligará, a revisar las proyecciones de nuestra enseñanza de la ingeniería. En esa ocasión, este personero, hizo notar que las instituciones, que formaron la base de lo que más tarde fue la Universidad Técnica del Estado, jamás deberían abandonar, en forma total, una misión que les había prestigiado durante la primera mitad de este siglo. Durante este período, dichas instituciones, habían entregado una formación tal a sus profesionales, que hizo que muchos de ellos fueran los pioneros que crearon gran parte de la pequeña y mediana industria del país, principalmente en el rubro químico, electromecánico, alimenticio y minero, y muchas de ellas han llegado a ser grandes empresas en el presente.

Este es un punto digno de analizarse, dada la crisis económica presente por la cual atraviesan los países, y el consiguiente desempleo que se ha producido en Chile y en el mundo. Ahora más que nunca, se requerirán fuentes de trabajo que no necesiten altos capitales; que empleen intensiva mano de obra haciendo uso amplio de nuestros recursos naturales y fuentes nacionales de energía y con niveles de producción inicial que sean compatible, con los mercados reducidos que posee el país, o con sus posibilidades de exportación y sus posibilidades de transporte.

El análisis del ingeniero que sirva para alcanzar el objetivo antes señalado, deberá hacerse en forma muy cuidadosa, ya que para ello, se requerirá profesionales de personalidades sólidas, técnica y culturalmente avanzados, que posean destrezas sociales y preparación gerencial para interactuar con el medio. Hombres imaginativos, que logren visualizar las oportunidades con rapidez y que sean capaces de tomar riesgos cuando se requiera, para impulsar pequeñas y medianas empresas en el país. Ellos deberán, en cada problema encontrar una oportunidad y no en cada oportunidad un problema.

Es posible, que en ocasiones como éstas, cuando la complejidad del mundo actual nos encandila, y no nos permite vislumbrar soluciones adecuadas y fijarnos una misión, dentro de la ingeniería, que nos distinga, identifique y prestigie del resto de las instituciones nacionales, lo indicado, posiblemente, es revisar nuestras raíces y puede que allí encontremos una respuesta adecuada a nuestras aspiraciones, de formar ingenieros que impulsen el requerido progreso industrial del país.

La Facultad de Ingeniería de esta Universidad, como algunas otras instituciones nacionales, en los últimos años ha ganado alto prestigio en la formación de ingenieros para la gran empresa. No obstante, muchas veces ello se ha hecho basado en una visión del ingeniero, típica de la década del sesenta, época en que existía un desarrollo industrial, floreciente en el mundo, como resultado del bajo precio de la energía y de las materias primas. Sin embargo, la formación de este profesional, para la gran empresa, debe ser, sin lugar a dudas, continuamente revisada a la luz de los requerimientos de la ingeniería moderna.

De este modo, no se observa inconsistencia en las universidades actuales, entre un fuerte compromiso con las disciplinas académicas y al mismo tiempo cumplir con la obligación de entregar una adecuada formación profesional, a aquellos que entregarán sus servicios a las industrias y a la sociedad en general.

Del mismo modo, se debe también tender, en los países en desarrollo a que la investigación universitaria en ingeniería, vaya paulatinamente reflejando no sólo la particular inclinación de sus académicos por la ciencia básica, sino que también los requerimientos de la industria. Esto se puede alcanzar, intensificando los contactos directos entre los investigadores de las universidades y los profesionales de las industrias, de modo que, en conjunto, se puedan desarrollar nuevas tecnologías o adaptar las ya existentes en áreas industriales tan importantes como son: la química, la alimenticia, la electromecánica, la



metal mecánica, la energética y la minero-metalúrgica. Todas estas vinculaciones, estimularán las actividades de postítulo, de postgrado y de reciclaje de los profesionales de las empresas y por consiguiente ayudarán notablemente al financiamiento universitario.

Sin embargo, se comprende, en el presente, que el impacto de la ciencia y la tecnología en el sector productivo, permanecerá inefectivo, mientras no se desarrolle una adecuada infraestructura de demanda tecnológica en el país. Esto último es continuamente interferido por el abrumador desarrollo tecnológico de los países avanzados y por su mayor experiencia y agresividad en su penetración con su oferta tecnológica, en los países en desarrollo.

Por tanto, el entrenamiento de postgrado que la Universidad entregue en ingeniería, deberá hacer una clara diferencia entre aquella enseñanza, que se establece para crear condiciones óptimas para la jerarquización y modernización de la enseñanza de las propias Universidades y aquellos programas para las industrias. Estos últimos programas no sólo deberán apuntar al entrenamiento y destreza en ramas específicas, sino que deberán preparar a los profesionales para introducirlos, teniendo en cuenta la cultura empresarial local, que puede que no se encuentre preparada para captarlos.

Es así como la formación de postgrado, en estos programas industriales, deberá incluir una buena dosis de destrezas técnicas, en el diseño y la construcción de equipos y aparatos, así como también, el desarrollo de talentos para planificar e implementar aspectos tecnológicos del desarrollo.

Es necesario recordar, que la enseñanza de postgrado es de alto costo y que los recursos de los países en desarrollo son escasos y limitados.

No obstante lo anterior, usualmente existe énfasis en estos países, en entregar postgrados en profundidad, en ramas específicas de una disciplina, sin preocuparse si existe demanda en el país para ella.

Es probable, que en esta etapa inicial, los postgrados para los profesionales de las industrias, deban más bien tender a desarrollar actitudes y aptitudes en ellos, para identificar y resolver los problemas de investigación tecnológica, con el objeto de satisfacer los requerimientos del ambiente, que ha llegado a ser complejo, aún en los países desarrollados.

Esto evitará el problema que enfrentan, en el presente, los postgrados entregados a los ingenieros en los países subdesarrollados, que producen graduados que sólo son aceptados como profesores de ingeniería, en las instituciones de Educación Superior, ya que las especializaciones y habilidades obtenidas, no son de utilidad en las industrias.

En los últimos años, está ocurriendo algo muy similar, con los postgrados de los países avanzados. Allí, muchas veces las empresas prefieren contratar directamente un ingeniero recién egresado

y luego guiar su formación de postgrado, determinando en qué lugar, en qué materia y con qué profesional, el ingeniero obtendrá su posterior preparación de postgrado.

Sabemos que una de las funciones de la Universidad es el preservar y cultivar el patrimonio cultural de la humanidad, pero esto no debe transformarse en un culto a la tradición, de otras naciones o en un desinterés por los problemas del desarrollo nacional. Sin embargo, es también necesario reconocer, que la labor de contribuir a desarrollar tecnológicamente un país, a través de una facultad de ingeniería, sólo se puede llevar a cabo si se cuenta, dentro de ella, con un desarrollo armónico de actividades de investigación en ciencias básicas de ingeniería.

Por otra parte, se sabe, que el subdesarrollo es un problema netamente cultural y no es posible combatirlo, a menos que exista un respaldo equilibrado dentro de la institución de otras disciplinas como son: las ciencias básicas naturales y exactas, las ciencias sociales, las ciencias económicas y administrativas y las humanidades.

Estamos hoy celebrando los once años de vida adulta de nuestra querida Facultad de Ingeniería. Sin embargo, todos sabemos que su pubertad se inició a principios de la década del cuarenta, con la creación de la Escuela de Ingenieros Industriales y que su nacimiento tuvo lugar en 1849, con la creación de la Legendaria Escuela de Artes y Oficios.

Hoy observamos a nuestra Facultad de Ingeniería, formando parte de la Universidad de Santiago de Chile, la vemos adulta, y conciente del rol que le cabe en el desarrollo nacional y compartimos con ella sus aspiraciones. Posiblemente, cuando necesariamente tengamos que separarnos de ella, la sentiremos alejarse de nosotros en el tiempo, concientes de que hemos entregado el máximo de nuestra energía para ayudar a engrandecerla. A pesar de esto, ella probablemente, proseguirá su ruta hacia el futuro, aparentemente indiferente.

Estas son algunas de las ideas que deseaba hacer presente, en este día, que es tan importante para todos aquellos de nosotros, que tenemos alguna relación con nuestra apreciada Facultad de Ingeniería.

Asimismo, espero que estas modestas reflexiones sirvan de estímulo y de ayuda, para más profundas discusiones sobre el tema de la Ingeniería y el Desarrollo. Deseo además, que los necesarios cambios futuros que afecten a la Facultad, la ayuden a incrementar su arraigo con los requerimientos del progreso del país, y que ellos siempre sean oportunos y vivificantes como las gotas de lluvia, que inician la primavera. Gracias.

SANTIAGO, Octubre, 1983.—

Fabricación de elementos combustibles para reactores de investigación (tipo MTR)



Ing. Jorge Marín E.

* Ing. Jorge Marín E. ** Ing. Francisco Javier Castillo V.

1. INTRODUCCION

Los reactores de investigación son diseñados, construidos y usados como fuente de neutrones y radiación gamma, para la investigación de los efectos de la irradiación en materiales, producción de radioisótopos, pruebas de seguridad de elementos combustibles y por último con fines de enseñanza.

Según el objetivo podemos clasificar los reactores de la siguiente manera:

- a) Reactores de enseñanza, que se caracterizan por sus bajos flujos neutrónicos y reducida potencia.

$$\phi = 10^8 - 5 \times 10^{12} \text{ n/cm}^2 \text{ s}$$

$$P = 10 \text{ kW} - 1 \text{ MW}$$

- b) Reactores de ensayo de materiales (MTR) que poseen flujos neutrónicos y potencias intermedias.

$$\phi = 10^{13} - 10^{14} \text{ n/cm}^2 \text{ s}$$

$$P = 1 - 15 \text{ MW}$$

- c) Reactores de desarrollo de prototipos.

$$\phi = 1 - 3 \times 10^{15} \text{ n/cm}^2 \text{ s}$$

$$P = 15 - 250 \text{ MW}$$

Los reactores MTR (Material Testing Reactor) como los de desarrollo de prototipos van implementados con instrumentación y posiciones de irradiación apropiadas al tipo de prueba a realizar, más aún, algunos llevan circuitos de irradiación con refrigeración independiente a la del resto del núcleo (loops).

En la actualidad existen en el mundo más de 150 reactores de investigación con una potencia significativa (entre 10 kW y 250 MW) que están operando con uranio altamente enriquecido (90% en U-235) y una potencia en exceso de 1700 MW, cuya necesidad total anual de combustible es de más de 1,2 toneladas de U-235.

Ahora, el corazón de cualquier reactor nuclear es su combustible y por lo tanto el trabajo se centrará en los procesos para la fabricación de los elementos combustibles.

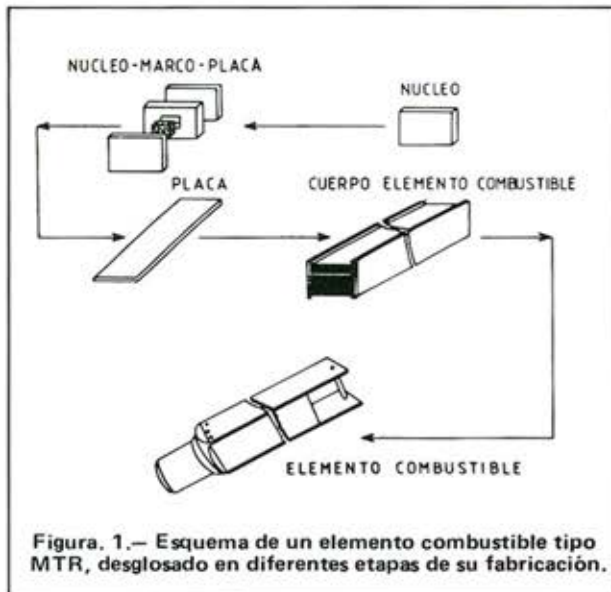
2. FABRICACION DE ELEMENTOS COMBUSTIBLES TIPO MTR.

Se entiende por elementos combustibles tipo MTR al constituido por placas planas, compuestas de un núcleo combustible (carne) en que la fase fisiónable se encuentra dispersa en una matriz de aluminio, recubierta a modo de sandwich por placas de aluminio. Completan el elemento algunos componentes estructurales como se ve en la Fig. 1.



* Ingeniero Civil Metalúrgico encargado del Proyecto de fabricación de combustible del Departamento de materiales nucleares de la C.CHEN. y Profesor del Depto de Metalurgia USACH.

** Investigador Depto. de Materiales Nucleares C.CHEN.



A continuación se verán los métodos más usuales en la fabricación de elementos combustibles tipo MTR, usando como "carne" aleaciones U-Al o mezclas de polvos de estos mismos elementos.

2.1. Método Aleación Uranio-Aluminio.

Este método se utilizó mayoritariamente en el mundo hasta el año 1978, fecha en la cual se estableció por parte de los proveedores la prohibición de venta de uranio enriquecido más allá del 20% en peso en U-235 (isótopo fisionable).

El diagrama de fases U-Al se muestra en la Figura 2. Se puede observar que prácticamente no existe solubilidad de uranio en aluminio en el estado sólido. El diagrama de equilibrio muestra la presencia de tres compuestos intermetálicos (aluminuros) UAl_4 (ortorrómbico), UAl_3 (cúbico simple) y UAl_2 (cúbico de cara centrada).

La aleación U-Al tiene el inconveniente de que no es posible utilizarla como combustible más allá de un 35% en peso en Uranio. Sobre este límite es muy difícil mantener la homogeneidad del uranio a través de la carne del combustible y tiende a la segregación por gravedad. La homogeneidad es importante tanto para la fabricación de las placas como para la irradiación de las mismas. Esta homogeneidad es necesaria para prevenir puntos calientes en las placas que pudieran ocasionar su rotura y el posterior escape de productos de fisión al refrigerante. Por eso, es usual que este tipo de combustible fabricado por este método, no exceda el 15-23% en peso de uranio. Un esquema del método se muestra en la Figura 3.

2.2. Método Pulvimetalúrgico

En este método, la carne está compuesta por aluminio como matriz y la fase dispersa está constituida por partículas de U_3O_8 , homogéneamente distribuidas.

En la Figura 4 se muestra un esquema de las distintas etapas de fabricación de combustibles MTR por el método de mezcla U_3O_8 -Al.

Este método permite aumentar la carga de uranio a más de dos veces el valor máximo del método anterior. Existen combustibles probados en un rango de 35 - 42% en peso de uranio. En el futuro próximo (2 - 3 años) se espera obtener y probar núcleos hasta con 60% en peso de uranio. Más allá de esto es imposible, ya que se produce interacción con la matriz de la carne o con la vaina de la placa combustible. La reacción química que se produce se presenta en dos etapas y ambas son exotérmicas.

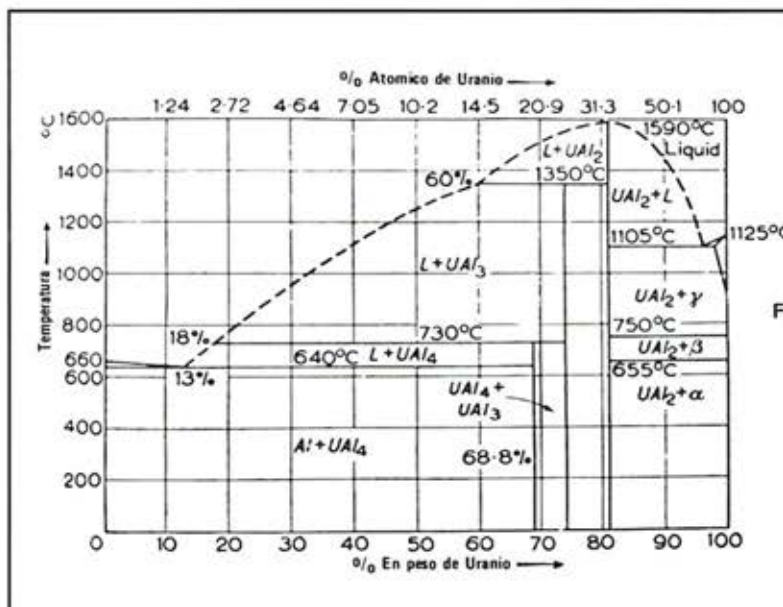


Figura 2.— Diagrama de fases del sistema U-Al.

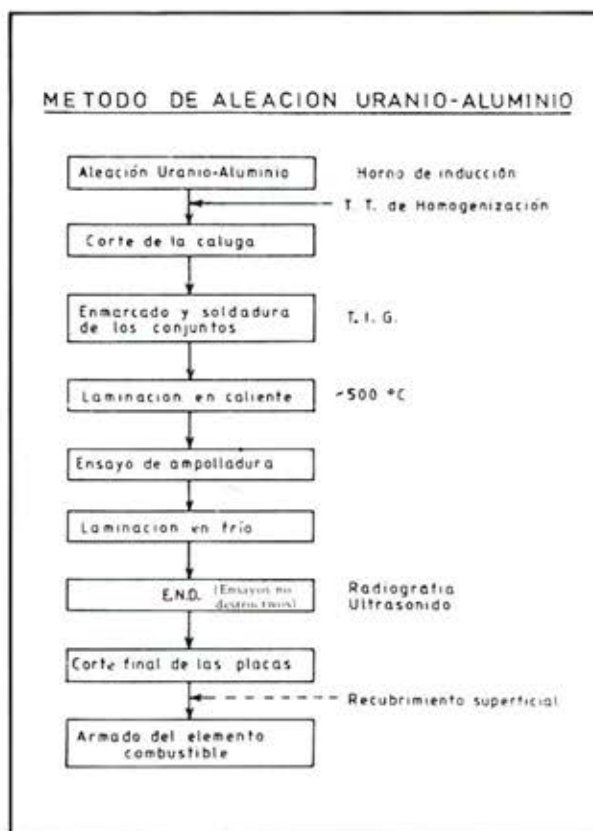
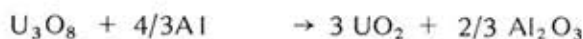


Figura 3.— Esquema simplificado del método de aleación U-Al para la fabricación de elementos combustibles tipo MTR.



Estas reacciones se producen a las temperaturas de laminación en caliente y/o a las temperaturas de recocido utilizadas durante las etapas de fabricación.

Este método de fabricación de combustible es potencialmente apto para obtener altas densidades de uranio, única manera de suplir la disminución del enriquecimiento de U-235 ($\leq 20\%$ en peso) sin variar sustancialmente los diseños de los reactores ya construidos. Es decir, si se necesita menor enriquecimiento, debe introducirse mayor cantidad de uranio por cm^3 de carne, para conservar la misma masa en U-235, y esto es equivalente a aumentar la densidad de los núcleos de las placas combustibles.

Es necesario destacar que las partículas tanto

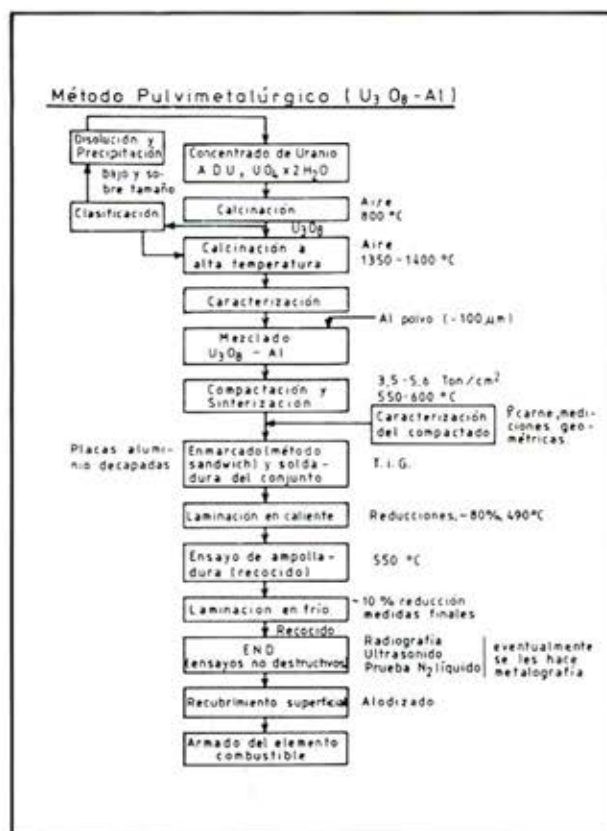


Figura 4.— Esquema de fabricación de combustible tipo MTR por el método pulvimetalúrgico.

de U_3O_8 como de aluminio deben cumplir una serie de exigencias tanto físicas, químicas como nucleares bastante difíciles de obtener. Por mencionar algunas: se requiere que los polvos tengan una buena compresibilidad, área específica baja (para el U_3O_8), una distribución de tamaño de partículas en rangos bien definidos, baja porosidad de los polvos, adecuada morfología, etc.

2.3. Método de los Aluminuros

Este método se explica al final debido a que es una combinación de los dos anteriores: el aluminio (UAl_x) es obtenido por fusión de una aleación U-Al con alto contenido de uranio en un horno de inducción o de arco (ver diagrama de fases, Figura 2). En seguida el producto de fusión es triturado, clasificado, mezclado con polvo de aluminio y finalmente compactado, para darle la forma inicial a la carne.

Los pasos siguientes son similares a los indicados para los métodos anteriores, es decir, la obtención de placas se realiza por la técnica del enmarcado (sandwich) y colaminación.

En este método se trata de que el compuesto intermetálico UAl_x sea mayoritariamente UAl_3 , pero el compuesto estable a las concentraciones de uranio normales en este tipo de combustible es el UAl_4 . Este tiene malas propiedades mecánicas (baja ductilidad), una estructura ortorrómbica lo cual implicaría problemas durante la irradiación.

ción, fundamentalmente "swelling" (crecimiento o reordenamiento anisotrópico provocado mediante daño por radiación) y por último posee una concentración de uranio menor que el UAl_3 . Debido a todos estos factores es que normalmente se evita.

El UAl_4 se puede evitar directamente en la fusión ya sea produciendo el UAl_3 puro, lo que implica una concentración de uranio de 74.63% en peso, o trabajar con una concentración menor y usar elementos de aleación, que inhiban la formación de UAl_4 . Estos elementos inhibidores se agregan en pequeñas cantidades (< 5% en peso). El más usado es el Si en una concentración no más del 3% en peso. También se puede usar Zr y Sn con concentraciones similares al silicio.

El UAl_2 pareciera ser conveniente ya que es el que más uranio posee (81,52%), una densidad elevada (8,14 g/cm³), además, de tener una estructura isotrópica (FCC), pero tiene el grave problema que es extremadamente pirofórico, lo que complica algunas operaciones de fabricación que lo hacen inadecuado como fase portadora de uranio en este tipo de combustibles.

En la Figura 5 puede verse un esquema de fabricación mostrando las etapas más importantes.

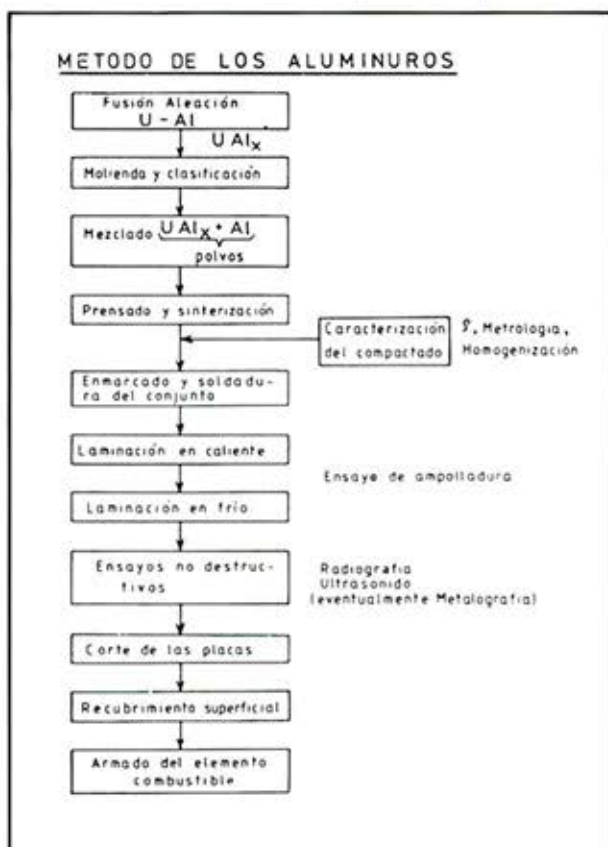


Figura 5.— Esquema de fabricación de combustibles tipo MTR por el método de los aluminuros.

3. CONTROL DE CALIDAD

En los esquemas de fabricación mostrados anteriormente se mencionaron los ensayos tanto destructivos como no destructivos a que son sometidos los elementos combustibles tipo MTR.

3.1. Ensayo de Ampolladuras

Este ensayo se realiza una vez terminada la secuencia de laminación en caliente. Consiste en un recocido de las placas a temperaturas entre 500 y 600°C durante una hora. Luego se saca la placa y es observada durante su enfriamiento. Si hubieran gases ocluidos en el interior de las placas (falta de pegado), éstos se manifestarán por la aparición de ampollas en la superficie de las mismas.

3.2. Radiografía R-X

La totalidad de las placas son radiografiadas en dos formas:

- Una radiografía completa de la placa con el propósito de localizar la "carne" y cortar a dimensiones finales.
- Radiografía de núcleo ("carne"), cuyo objetivo es detectar falta de homogeneidad de la fase fisiónable. Un problema de este tipo podría ocasionar puntos calientes durante la operación en el reactor.

3.3. Ultrasonido

Este ensayo se realiza por transmisión-recepción ultrasónica en inmersión y sirve para detectar falta de pegado entre el revestimiento (cladding) y la carne.

3.4. Ensayo de Borde

La finalidad de este ensayo es detectar falta de pegado en los bordes de las placas. Consiste en introducir las en un depósito con nitrógeno líquido por el tiempo necesario hasta que cese el burbujeo. Luego la placa es rápidamente trasladada y sumergida en un depósito transparente conteniendo etileno o metileno a unos 20° - 25°C, y se observa si existe un flujo de burbujas desde los bordes de la placa hacia la superficie del baño. Si esto último ocurriera, indicaría la presencia de falta de pegado o presencia de grietas en los bordes.

Este ensayo no es muy común, pero tiene la ventaja de ser muy simple y rápido.

3.5. Metrología

Este control dimensional del elemento combustible incluye:

- Medidas de longitud.
- Determinación de las cotas máximas de la sección transversal.
- Determinación de la distancia entre caras de los cabezales.
- Control de la planeidad del cuerpo y de las placas.
- Control de la planeidad, inclinación y situación relativa de los cabezales.
- Control de la perpendicularidad entre las caras del cuerpo del elemento.

3.6. Análisis Metalográfico

Este ensayo destructivo se realiza para medir espesores de carne, cladding y observar microscópicamente la distribución de la fase dispersa en la matriz. Además, se extraen dos muestras en los extremos de la carne para medir y observar el defecto de laminación llamado "hueso de perro" (dog boning). Este defecto consiste en un engrosamiento de la carne en los extremos a expensas de un adelgazamiento del cladding en ese lugar.

Este ensayo, se realiza estadísticamente, a diferencia de los anteriores en que se controlan la totalidad de las placas. En la Figura 6 podemos observar desde donde se extraen las probetas metalográficas.

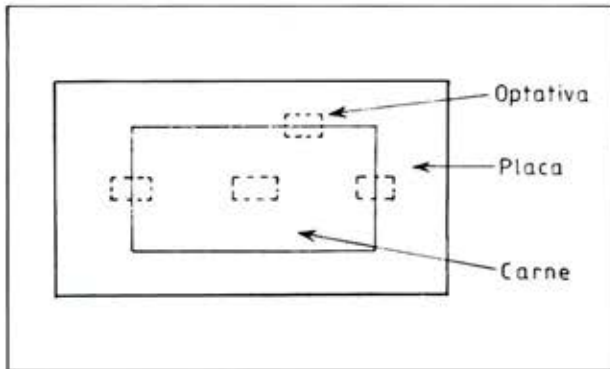


Figura 6.— Esquema que muestra los lugares de extracción de las probetas metalográficas.

4. PRUEBAS DE IRRADIACION

Previo a la fabricación industrial de elementos combustibles de cualquier tipo, se realizan las pruebas de irradiación a prototipos de dichos combustibles. En el caso de los elementos combustibles tipo MTR se efectúan a nivel de mini-placas, pero conservando el espesor real.

Estos ensayos se realizan en reactores de investigación (MTR) dotados de instalaciones especiales para estos propósitos. Las irradiaciones son prácticamente a "muerte", es decir, el combustible alcanza un grado de quemado muchísimo más elevado que el permitido en operación en un reactor.

El objetivo de estas pruebas es tener la información necesaria sobre el grado de estabilidad nuclear que se puede alcanzar en un determinado tipo de elemento combustible.

En general, las pruebas se realizan tomando como variables ya sea el flujo neutrónico integral o el grado de quemado de un combustible en función de la temperatura, tomando como parámetro algún tipo de falla. Esta puede ser ampollamiento, cambios dimensionales, liberación de productos de fisión, etc.

En las Figuras 7 y 8 se muestran algunos resultados postirradiación obtenidos de la literatura.

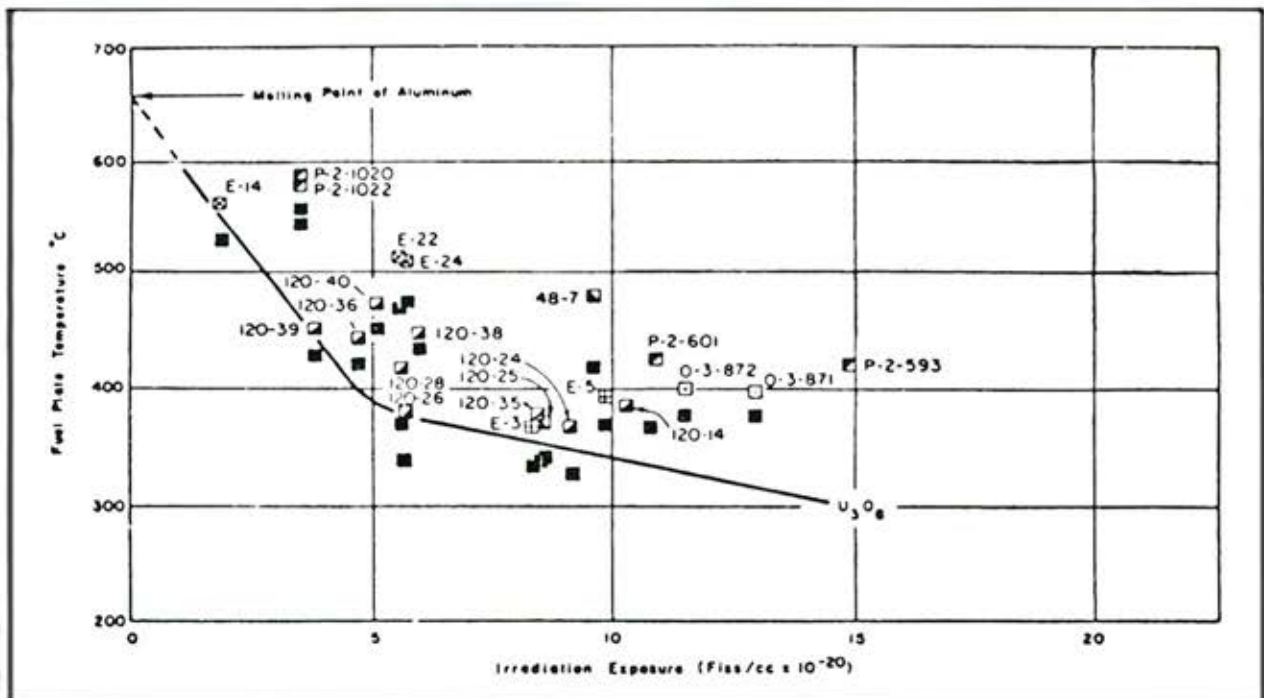


Figura 7.— Línea de falla o no falla para dispersiones U_3O_8 -Al. Sobre la línea ocurre ampollamiento, bajo la línea existe estabilidad nuclear. Las concentraciones de U_3O_8 varían entre 22 y 42% en peso.

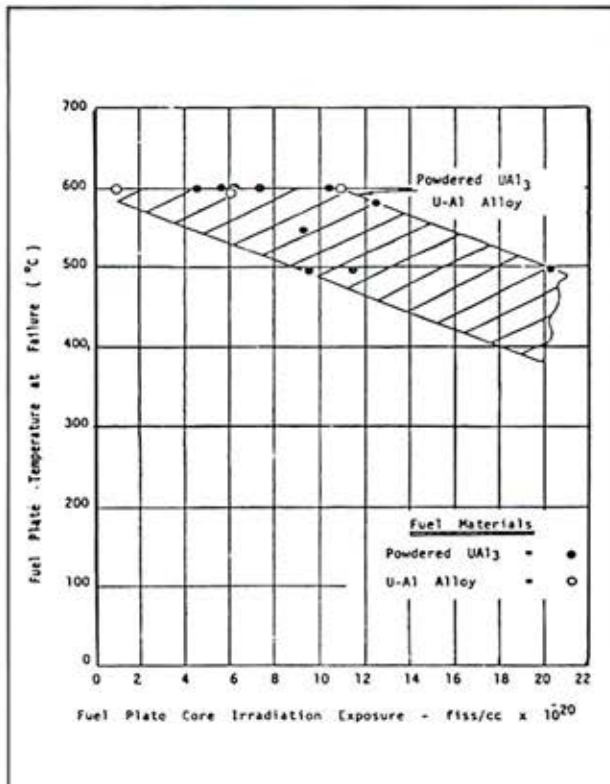


Figura 8.— Resultados post-irradiación de miniplacas irradiadas en un reactor MTR. La banda indica falla.

5. EXPERIENCIA EN C.CH.E.N.

Una de las metas del proyecto "Fabricación de Combustibles" es obtener la tecnología para la fabricación de elementos combustibles tipo MTR de bajo enriquecimiento.

Como primera etapa se ha planteado la fabricación de miniplacas, a nivel laboratorio, usando el método pulvimetalúrgico para la fabricación de la carne.

Para conocer esta tecnología ha sido necesario estudiar e implementar cada uno de los procesos involucrados en la fabricación tales como: obtención del polvo de U_3O_8 con características apropiadas, mezclado de polvos de U_3O_8 y Al, prensado del cermet, montaje de ésta en el marco de aluminio, armado del "sandwich", laminación ensayos no destructivos y metalografía.

5.1. Materias Primas Usadas en la Fabricación de Miniplacas.

— Polvo de Aluminio

Este es de procedencia extranjera, de alta pureza (99,90/o de Al), pasivado, con una granulometría promedio de 20 micrones, la totalidad de las partículas bajo 100 micrones y de morfología irregular.

— Polvo de U_3O_8

El polvo de U_3O_8 se obtiene a partir de la calcinación del diuranato de amonio de alta pureza (Figura 9), éste se calcina a 800°C durante cuatro

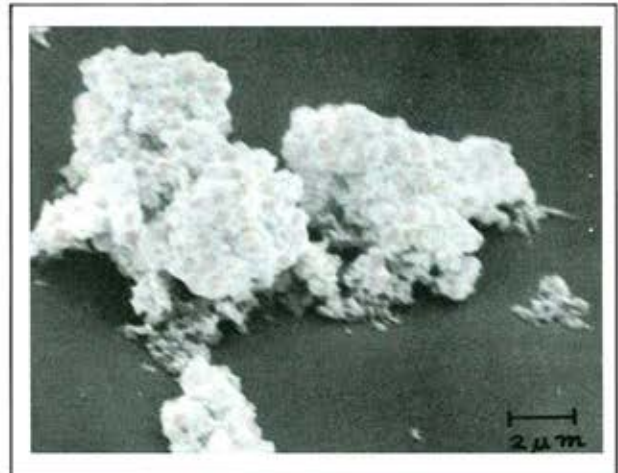


Figura 9.— 5200 X, concentrado de uranio purificado. Micrografía SEM.

horas, obteniéndose las siguientes características: área específica entre 2 y 3 m²/g. sin fluidez y partículas aglomeradas, siendo éstas de un tamaño promedio de 5 micrones (Figura 10). Estas características físicas lo hacen inapropiado. Un tamaño demasiado pequeño de las partículas implica mayor probabilidad de escape de productos de fisión y, partículas muy grandes pueden ocasionar puntos calientes; además, es conveniente que el polvo tenga un área específica muy baja, con el objeto de minimizar la superficie de escape de los productos de fisión y la reactividad del U_3O_8 con el aluminio durante la irradiación.

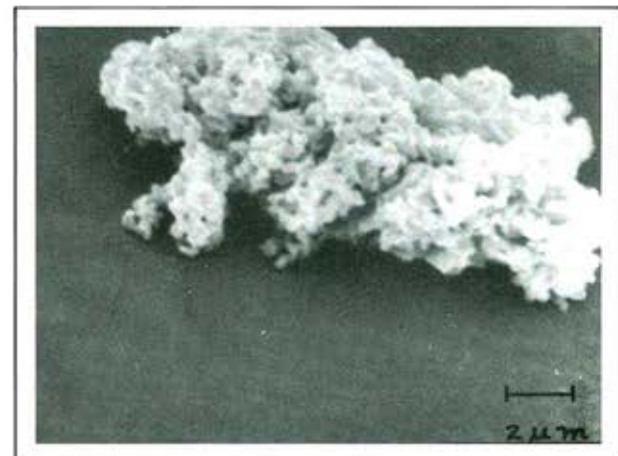


Figura 10.— 5200 X, polvo de U_3O_8 obtenida a 800°C. Micrografía obtenida por SEM.

Para mejorar las características antes mencionadas se procede a tratar térmicamente el U_3O_8 obtenido a 800°C, con lo cual se logran ciertas propiedades como: baja área específica (0,05 m²/g), partículas con tamaño promedio de 50 micrones, con una morfología redondeada y exentas de poros (Figuras 11 y 12). Una vez obtenido el polvo de U_3O_8 se tamiza, separándose la fracción útil entre 150 y 45 micrones.

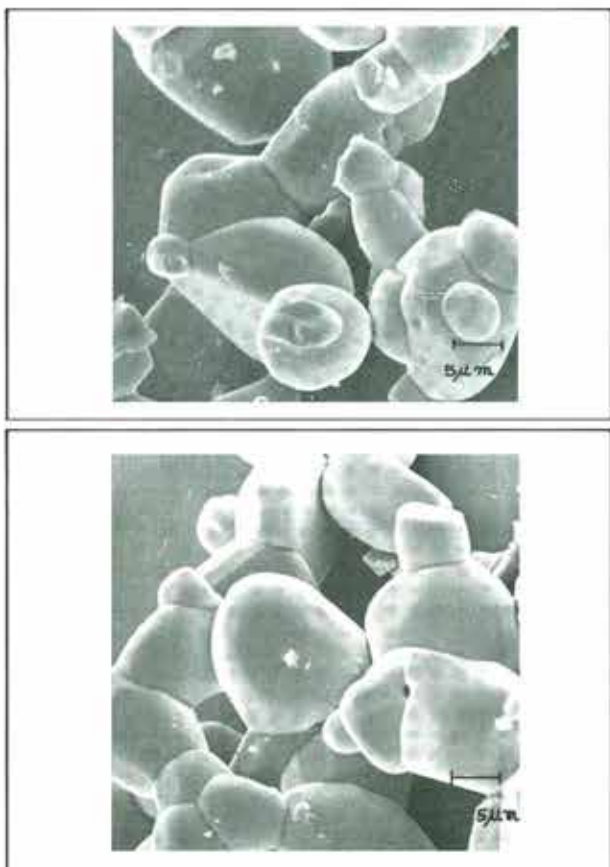


Figura 11 y 12.— 2090 X polvo de U_3O_8 obtenido a alta temperatura. Micrografía SEM.

Una etapa en la preparación de los polvos de U_3O_8 es la caracterización física de ellos. Las características físicas usualmente medidas son: fluidez, densidad aparente y real, área específica, distribución de tamaño y morfología de partícula. Para la medición de las características antes citadas, se cuenta con los siguientes equipos: flujómetro, para medir la densidad aparente y fluidez; pycnómetro de gas (helio) para medir densidad real; equipo para medir la distribución de tamaño de partícula (sedigraph) por sedimentación de las partículas en un líquido dispersante. La morfología de los polvos se estudia con ayuda de un microscopio electrónico de barrido.

— Fabricación de Marcos y Tapas (cladding)

Para fabricar los marcos y tapas se usa aluminio 99,5(2S) y también aluminio 6061. El vaciado del marco se hace por "brochado". Posteriormente se decapan marcos y tapas, con el propósito de dejar las respectivas superficies aptas para que suelden —por colaminación— las tapas al conjunto marco-carne.

5.2. Fabricación de las Miniplacas

— Fabricación de la carne

Los procesos involucrados en la fabricación de la carne son: mezclado, compactación y sinterización. El mezclado de los polvos de U_3O_8 y aluminio se hace en un mezclador tipo tambor, el cual ha sido desarrollado en el laboratorio (Figura 13). Para obtener una buena homogenización de los polvos fue necesario realizar un estudio de mezclado; este estudio se hizo para 50 y 60% en peso de U_3O_8 .

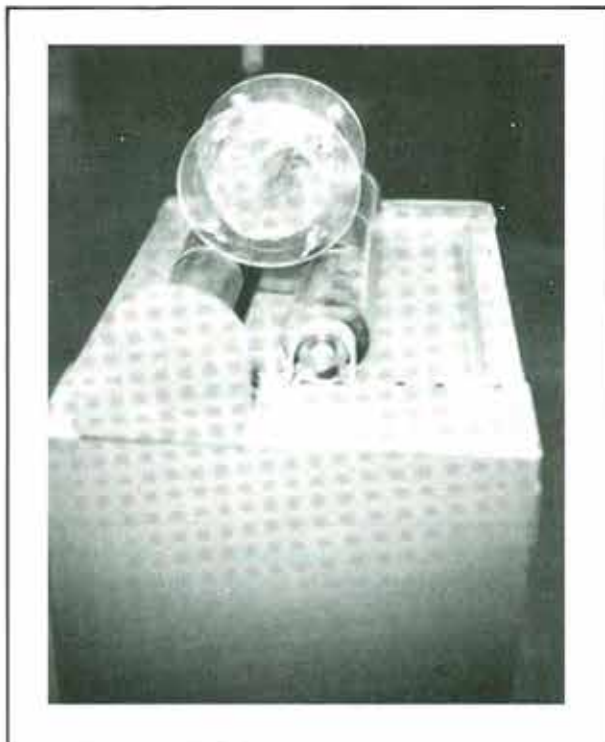


Figura 13.— Mezclador tipo tambor diseñado en el Laboratorio de la CCHEN.

Una vez mezclados los polvos de U_3O_8 y aluminio, se pesan y se compactan. El prensado se hace a temperatura ambiente con presiones entre 3,6 y 4,6 t/cm², en una matriz del tipo flotante, la cual también ha sido desarrollada en el laboratorio (Figura 14). El compactado (caluga) obtenido se desgasifica y sinteriza en vacío (10^{-3} Torr) a 590°C durante una hora, con velocidades de calentamiento y enfriamiento de aproximadamente 150°C/hora.

— Armado del Conjunto o Sandwich

Primero se posiciona la caluga en el marco. Esta operación se realiza calentando el marco de aluminio con el propósito que éste se dilate, permitiendo el posicionamiento de la caluga en forma fácil, de modo que ésta no se desgrane y se obtenga un buen ajuste marco-caluga. (Figura 15).



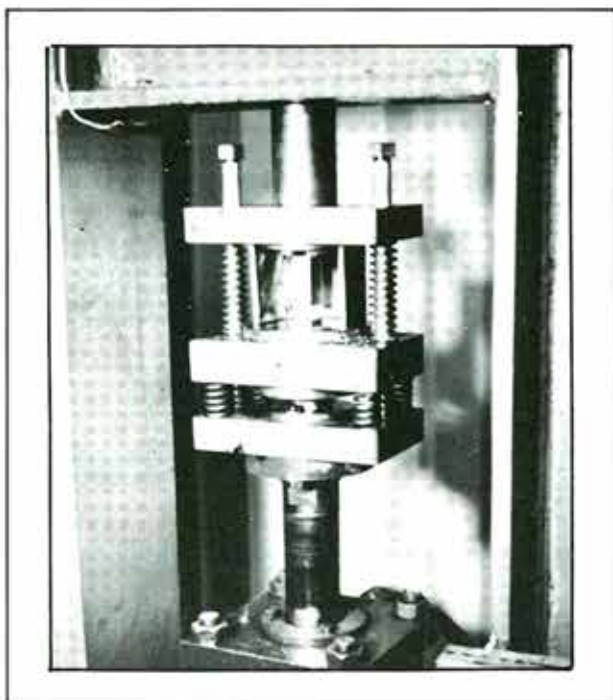


Figura 14.— Matriz tipo flotante. Expulsión del compactado U_3O_8-Al .

— Laminación

El conjunto o sandwich se lamina primero en caliente y luego en frío. La deformación total a que se somete este sandwich es alrededor de 840/o, donde aproximadamente el 820/o de reducción se hace en caliente y el resto en frío.

También el proceso de laminación, al igual que los otros procesos involucrados en la fabricación de miniplacas, fue necesario estudiarlo y hacer muchas pruebas, con el fin de llegar a una secuencia de reducciones. Así por ejemplo, se determinó que la deformación en las primeras pasadas debe ser fuerte (entre 25 y 300/o de reducción) con el fin de producir pronto el pegado por colaminación entre tapas y marco. (Fig. 16).

Antes de iniciar la laminación en caliente se procede a efectuar un recocido del conjunto que consiste en mantenerlo durante una hora a 490°C. Entre cada pasada se vuelve a calentar la miniplaca a 490°C durante 15 minutos. Terminada la laminación en caliente se realiza el ensayo no destructivo llamado Ensayo de Ampolladura. Si este ensayo es negativo se continúa con el proceso de laminación, pero esta vez en frío. La laminación en frío tiene por objeto ajustar el espesor de la placa a la dimensión especificada y darle una mayor rigidez a la misma.

5.3. Control de Calidad realizado a las Miniplacas

Como se dijo anteriormente a las miniplacas se les efectúan controles tanto destructivos como



Figura 15.— Posionamiento del compactado de U_3O_8-Al o "caluga" en el marco de aluminio.



Figura 16.— Laminación de una miniplaca.

no destructivos con el propósito de controlar, por ejemplo, espesor y pegado del cladding, distribución del U_3O_8 en la matriz de aluminio, etc.

A continuación se mencionan los ensayos que se efectúan a las miniplacas fabricadas en los laboratorios de la CCHEN.

— Ensayo de Ampolladura. Se le realizó a todas las miniplacas una vez finalizada la laminación

en caliente. Se tuvo un rechazo aproximado del 50%.

- Ensayo de Borde. Ensayo realizado a todas las miniplacas después de la laminación en frío. El 100% de las miniplacas aprobaron este ensayo.
- Radiografía de Rayos X. También se realiza a todas las miniplacas después de la laminación en frío. Las radiografías muestran buena dispersión del U_3O_8 en el Aluminio y una ubicación del núcleo.
- Metalografía. Este, por ser un ensayo destructivo, se le realiza sólo a algunas miniplacas. Se observó el espesor del cladding y estudió el porcentaje de reducción al cual se producía el pegado del cladding al marco.

Para cada uno de los controles arriba mencionados fue necesario poner a punto las respectivas técnicas. Además, a corto plazo se pretende implementar la técnica de ultrasonido por inmersión como otro método de control.

Finalmente, es necesario mencionar que en los laboratorios de la CCHEN se realizarán los estudios de corrosión de las miniplacas. Además se está implementando la técnica para el estudio del comportamiento de miniplacas bajo irradiación. También se está trabajando en los sistemas mecánicos para el armado de elementos combustibles MTR tipo placa y en la fabricación de las partes estructurales de los mismos. ●

Fabricación de elementos combustibles tipo cerámicos

Juan Carlos Chávez
Ing. Civil Metalúrgico
Investigador Asociado
Depto. Materiales Nucleares C.CH.E.N.

1. INTRODUCCION

Un elemento combustible se define como "la parte discreta estructuralmente más pequeña de un reactor". De los posibles combustibles a utilizar en reactores de potencia se ha elegido el dióxido de Uranio UO_2 . Cabe preguntarse las razones de utilizar un combustible cerámico como el UO_2 .

Desde el punto de vista de la física nuclear, el combustible nuclear de mayor uso debería ser el uranio metálico, pero características tales como alta reactividad química, pobre conducta en ciclos térmicos y bajo irradiación y complicados cambios de fase, limitan su temperatura de utilización a un máximo de 600°C. Cualquier material combustible factible de utilizar en reemplazo del U metálico, debería tener menor reactividad química, mejor estabilidad a altas temperaturas, una estructura cristalina preferiblemente cúbica para evitar o minimizar problemas de daños por radiación y de ciclado térmico, y debería ser preparado en una forma fácil y económica. Los primeros dos requerimientos sugieren el uso de combustibles nucleares cerámicos, i.e. compuestos refractarios en forma de óxidos o carburos. De hecho, los requerimientos planteados son satisfechos casi en su totalidad por un material cerámico: el dióxido de Uranio, UO_2 .

2. UO_2 como combustible nuclear.

Actualmente el combustible nuclear más uti-

lizado en reactores de potencia es el UO_2 , pero se ha debido superar algunas desventajas para generalizar su uso.

Con una densidad teórica (D.T.) de 10,97 g/cm³, y una masa de átomos de uranio por unidad de volumen de 9,67 g/cm³, representa sólo la mitad del valor referido al uranio metálico. Por ser un material cerámico es frágil, y presenta una baja conductividad térmica. Pero, estas desventajas no son serias. La baja densidad de átomos de uranio es compensada, con una elección cuidadosa de los materiales a utilizar en el reactor en busca de economía de neutrones en el caso de reactores tipo P.H.W.R. (Pressurised Heavy Water Reactor), o con un ligero enriquecimiento de 1 a 4% en U^{235} en el caso de reactores tipo P.W.R. y B.W.R. (Pressurised Water Reactor y boiling Water Reactor, respectivamente).

La fragilidad, baja resistencia mecánica y baja conductividad térmica dan origen a grietas radiales en el UO_2 denso, aún bajo esfuerzos térmicos modestos, pero es factible permitir un agrietamiento extensivo al estar encapsulado en una vaina metálica. La baja conductividad térmica se compensa por: una alta temperatura de fusión (2800°C aprox.), por la ausencia de cambios de fase en el estado sólido y por una conducta bajo irradiación predecible hasta esta alta temperatura. Además, esto impone una geometría simple, tipo pastilla, de pequeños diámetros, comprendidos entre 10 y 15 mm.

Su alto punto de fusión implica utilizar sinterización como el método más simple y económico

de fabricar pastillas combustibles.

Otro punto a favor del UO_2 , al considerar combustibles nucleares alternativos, es que forma soluciones sólidas en todo el rango de composición con sus parientes fisionables y fértiles: el dióxido de plutonio, PuO_2 , y el dióxido de torio, ThO_2 . Los tres tienen estructura cúbica tipo fluorita.

Desde 1955, año en que se decidió utilizar el UO_2 como combustible para la planta nuclear de Shipping Port en U.S.A., se ha acumulado un extenso conocimiento y experiencia de uso del UO_2 como combustible. Esa decisión generó a su vez investigación y desarrollo de aleaciones para fabricar vainas contenedoras de UO_2 , de las cuales las más conocidas son los Circalloys en sus variedades 2 y 4.

3. Fabricación de elementos combustibles (E.C.)

Existen diferentes diseños o tipos de elementos combustibles, de acuerdo al tipo de reactor de potencia en que serán utilizados.

En el caso presente describiremos la fabricación de E.C. para reactores P.H.W.R.; i.e. reactores con UO_2 natural como combustible, refrigerados y moderados por agua pesada presurizada.

Se ofrecen dos diseños de reactores P.H.W.R., que son el reactor de vasija de presión comercializado por la firma alemana K.W.U., (Fig. 1) y el reactor CANDU (Canadian Deuterium Uranium) de tubo de presión comercializado por la firma canadiense A.E.C.L. (Fig. 2).

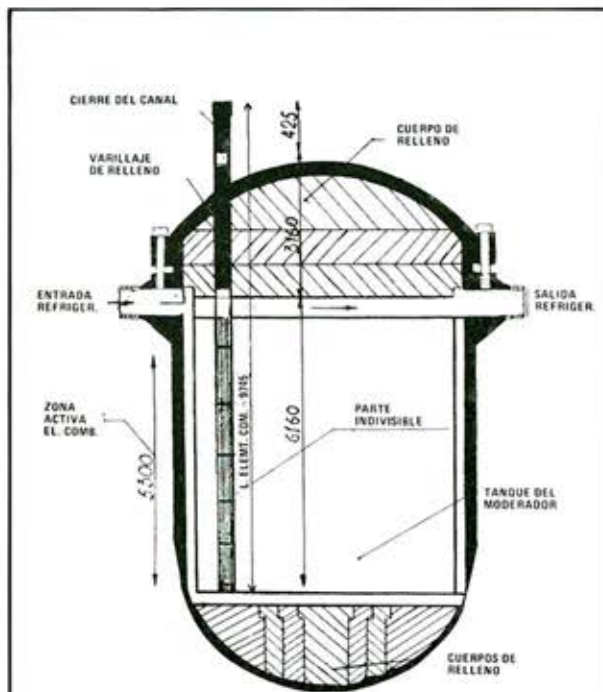


Figura 1:

Vasija de presión Reactor KWU (Atuch al)

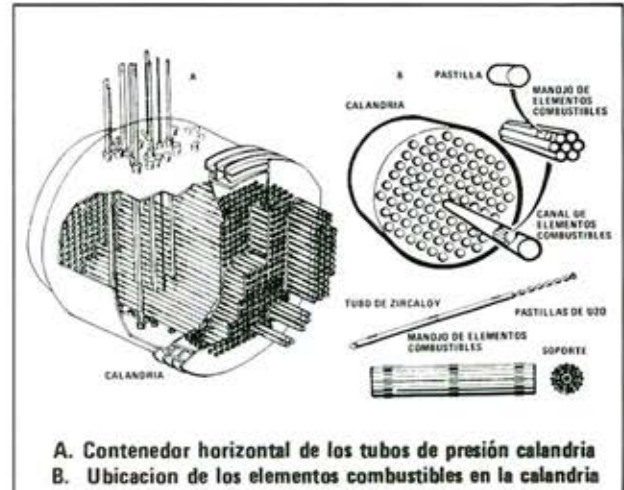


Figura 2: Reactor Candu.

En el reactor K.W.U., el núcleo es vertical y los elementos combustibles son de 6 m de largo, con 37 barras combustibles cada uno de ellos.

En el reactor CANDU el núcleo es horizontal. El tubo de presión es de 6 m de largo. Cada E.C. CANDU consta de 37 barras combustibles, y tiene una longitud de sólo 50 cm, por lo que cada tubo se completa con 12 de ellos. Un E.C. CANDU, se muestra en la Fig. 3 y lo describiremos por ser más simple que un E.C. K.W.U.

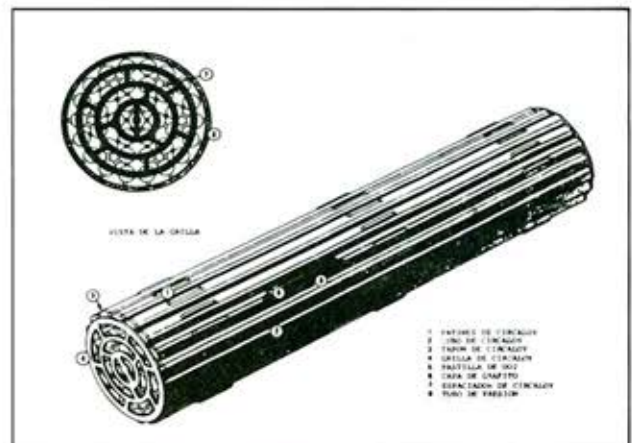


Figura 3

Elemento combustible Candu-600 MWE

El E.C. Candu mostrado, consta de 37 barras o vainas combustibles de circaloy 4, que van soldadas por resistencia a dos grillas extremas del mismo material. Las barras combustibles están separadas entre sí, en el plano medio del E.C. por espaciadores de circaloy 4 soldados por brazing. Cada barra combustible (B.C.) lleva aproximadamente 30 pastillas de UO_2 de 14,25 mm de diámetro. El espesor de pared de la B.C. es de 0,4 mm y la cara interna va recubierta con una capa de 0,01 mm aprox. de grafito. El espacio o "gap" diametral entre pastilla y vaina es de sólo

0,08 mm. La barra, una vez cargada con pastillas de UO_2 , es sellada en los extremos con tapones de circaloy 4 soldados por resistencia. Las B.C. de la corona exterior llevan soldados (por brazing) patines que permiten deslizar el E.C. dentro del tubo de presión.

En la Fig. 4 se muestra un esquema de la fabricación de un E.C. CANDU. En el esquema, por simplicidad, no se han incluido controles de calidad, inspecciones visuales y dimensionales, ni operaciones de desgrasado, decapado, enjuague y secado. Por la cantidad de operaciones de fabricación involucradas, por la cantidad de E.C. a fabricar año a año y por los criterios de seguridad que acompañan a un E.C., desde su etapa de diseño hasta la evaluación final de su comportamiento y rendimiento en el reactor, se han implementado en cada una de sus etapas de fabricación rigurosos programas de garantía de calidad, cuya finalidad última es dejar un registro escrito de cómo se hizo cada operación de fabricación.

La Tabla siguiente resume datos de interés para comparar algunas características de fabricación de E.C. para las centrales nucleares argentinas en actual funcionamiento, Atucha I (tipo K.W.U.) de 350 MWe, y la Central Nuclear Embalse (tipo CANDU) de 600 MWe (2)

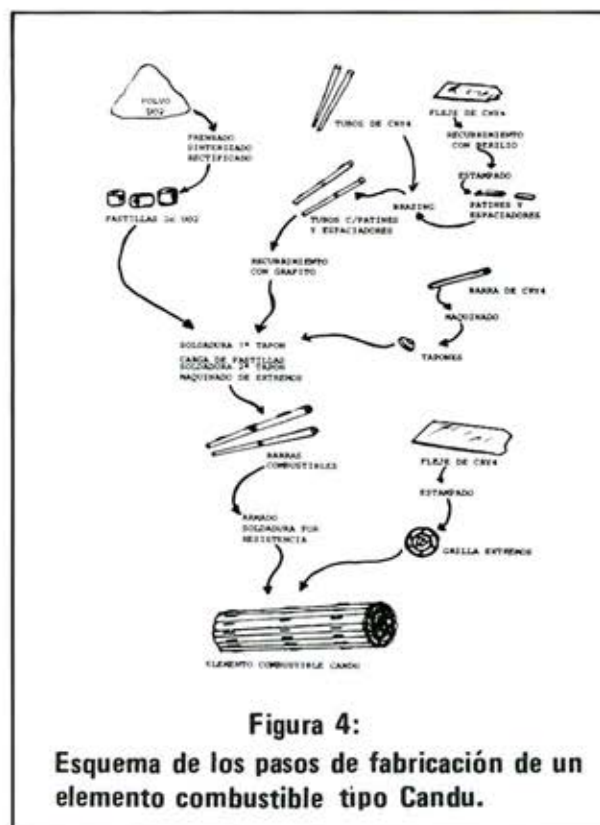


Figura 4:
Esquema de los pasos de fabricación de un elemento combustible tipo Candu.

	ATUCHA I (K.W.U.)	EMBALSE (CANDU)
Nº de E.C./año	400 E.C. (6 m long.)	5200 E.C. (50 cm long. X
Nº de B.C./año	16000 B.C.	220.000 B.C.
Nº de tapones/año	32000 (Tig)	440.000 (Resistencia)
Nº de soldaduras/día*	145 (aprox.)	2.000 (aprox.)
Nº de pastillas de UO_2 /año	7.000.000 (aprox.)	7.000.000 (aprox.)

* 220 días/año

Las cantidades y valores anotados permiten visualizar los volúmenes de producción involucrados. Las soluciones para un suministro en calidad, tiempo y precio, requieren de un estricto cumplimiento de normas, procedimientos, documentación, "know how", y la calificación permanente de insumos, productos, procesos, equipos y personal.

Siendo el elemento combustible, uno de los componentes que se debe estar reponiendo durante la vida útil del reactor y que su costo de reposición es alto y por lo general creciente, se puede dar el hecho que en el largo plazo resulte más caro el combustible que el mismo reactor. Por otra parte, la venta de un reactor no implica necesariamente la transferencia de tecnología

nuclear en general y en particular de la tecnología de fabricación de elementos combustibles, por lo que todo país que integra o pretende integrar la energía nuclear a sus planes de desarrollo energético, debiera alcanzar la autosuficiencia en el ciclo de combustible y en particular lograr la tecnología de fabricación de elementos combustibles.

4. Procesos metalúrgicos de interés particular en fabricación de elementos combustibles.

De acuerdo al esquema de la Fig. 4., para fabricar un E.C. CANDU y cualquier tipo de E.C. se requiere dominar y aplicar en forma específica tres procesos metalúrgicos, a saber: pulvimeta-

lurgia, conformado mecánico y soldadura.

4.1. Pulvimetalurgia

Para fabricar pastillas de UO_2 , se requiere aplicar conocimientos pulvimetalúrgicos y cerámicos, al caso específico del polvo de UO_2 , ya que el método de obtención adoptado, vía diuranato de amonio, o vía uranil carbonato de amonio, incide en las características físicas finales del polvo de UO_2 (3) Características físicas tales como área superficial, morfología, densidad aparente, tamaño y distribución de tamaño de partículas, afectan las operaciones de prensado y sinterizado de pastillas, y en último término determinan que un proceso de producción sea más económico que otro. El uso sistemático de técnicas de investigación pulvimetalúrgicas han permitido y permiten en la actualidad adoptar procesos de precipitación, calcinación y reducción tales que entregan polvos de UO_2 , con características físicas mejoradas que permiten mayor fluidez y compactibilidad en el prensado, y al ser sinterizados densidades finales óptimas con menor consumo de tiempo, o utilizando temperaturas de sinterización inferiores a 1650°C .

4.2. Conformado Mecánico

Para fabricar tubos de circaloy 4, patines, espaciadores y grillas de soporte, se emplea el conformado mecánico.

En general la investigación y desarrollo que permitió la utilización del circonio y de sus aleaciones 2 y 4 en reactores nucleares, constituye un exitoso capítulo de la metalurgia. Se debió enfrentar problemas tales eliminar el hafnio, textura, anisotropía del circonio, hidruración y sofisticados métodos de refusión en vacío para llegar a obtener un producto final como es la vaina de circaloy.

4.3. Soldadura.

Finalmente tenemos que un número importante de las operaciones de armado del E.C. involucra soldadura, que debe ser de una calidad tal que no dé origen a fallas del E.C. al ser utilizado en el reactor.

El circonio y circaloys son clasificados dentro del grupo de los llamados metales reactivos (como Ti, Be y Hf) por su alta reactividad química con el oxígeno y nitrógeno. Esto implica fragilización por nitrógeno y oxígeno, pérdida de ductilidad y pérdida de la resistencia a la corrosión en la zona de soldadura. La piletta fundida y la zona afectada térmicamente deben ser protegidas por una atmósfera inerte, soldadura en vacío, o emplear unos pocos milisegundos en realizar la soldadura. Estos requisitos los reúne el proceso Tig, la soldadura por resistencia y presión, y la soldadura por haz electrónico. Por el gran número de soldaduras a realizar y por la calidad que deben poseer, el proceso a elegir debe ser lo más automático posible. De éstos, el que más se

emplea en el caso CANDU, es el de soldadura por resistencia y presión para tapones y grillas de soporte.

Para soldar los patines y espaciadores se utiliza brazing, aprovechando el aporte de la aleación eutéctica 950/o Zr-50/o Be.

Estos apéndices son recubiertos con Be metálico ($15\mu\text{m}$ de espesor) que forma in situ la aleación eutéctica al ser calentado por inducción, a 1050°C , en una cámara de cuarzo. El ciclo de calentamiento dura entre 40 a 60 segundos. Los parámetros de operación apuntan a obtener en la zona afectada térmicamente una microestructura tipo Widmanstätten.

En todos los casos mencionados se realizan ensayos destructivos sobre testigos, usualmente metalografía, ensayo de tracción y fatiga, y ensayo de corrosión en autoclave.

5. Investigación realizada en C.CH.E.N., respecto a combustibles tipo cerámico.

Siendo la fabricación de elementos combustibles tipo cerámicos un problema complejo y una de las partes más sensibles del ciclo combustible, se originó y se desarrolló en C.CH.E.N., un proyecto de investigación, a nivel de laboratorio, sobre estos combustibles.

El proyecto comprende tres etapas:

En la primera etapa la meta es fabricar pastillas de UO_2 a partir de polvo de pureza nuclear de producción nacional. En la segunda etapa se pretende fabricar barras combustibles a partir de tubos de circaloy 4 y pastillas de UO_2 . Finalmente, en la tercera etapa las barras combustibles fabricadas serán sometidas a pruebas de irradiación.

Actualmente se trabaja en la primera etapa.

En un lapso de tres años se montó una infraestructura básica de equipos para poder caracterizar físicamente los polvos de UO_2 , para prensarlos y finalmente sinterizarlos.

Conjuntamente en el aspecto químico se han ido poniendo a punto las técnicas de análisis necesarias para caracterizar cuantitativamente cerca de 30 elementos, en el nivel de ppm y décimas de ppm. Sólo así se puede garantizar pureza nuclear.

El polvo de UO_2 nacional, previamente caracterizado física y químicamente, es compactado sin aditivos en una matriz flotante. Se obtienen pastillas con densidad en verde comprendida entre $4,5$ a $5,5 \text{ g/cm}^3$, a partir de polvo con densidad aparente promedio de $1,3 \text{ g/cm}^3$. Estas pastillas son sinterizadas por 2 horas a 1650°C , en atmósfera reductora de hidrógeno. Se han logrado densidades finales en el rango de $10,45 \text{ g/cm}^3$ a $10,75 \text{ g/cm}^3$ (94 a 980/o de la densidad teórica del UO_2).

En la actualidad se han iniciado pruebas sistemáticas de sinterización conducentes a establecer las condiciones óptimas de obtención de Yellow Cake, conversión a UO_2 y sinterización,

con el fin de establecer un proceso de obtención reproducible en todas sus etapas y que asegure una densidad final repetitiva en las pastillas.

CONCLUSION

Se ha presentado una descripción general de la fabricación de elementos combustibles tipo cerámicos, tomando como ejemplo el elemento combustible tipo CANDU. Se espera, que a pesar de losomero de la descripción, se haya podido visualizar la complejidad de las operaciones de fabricación involucradas, complejidad cuyo fin último es asegurar desde la etapa de diseño, un comportamiento del elemento combustible en el reactor, exento de fallas.

REFERENCIAS

1. Glossary of terms in Nuclear Science and Technology. ANS—9/ANSI N1.1-1976.
2. R.O. Cirimello. Curso "Tecnología de los elementos combustibles". Depto. de Materiales—CEA. 1981.
3. F. Puchi, H. Contreras, "La metalurgia en la energía nuclear". Remetallica, Nº 5, Oct. 1983.

OBTENCION DE CONCENTRADO DE URANIO COMERCIAL

Ing. Patricio Navarro D.
Prof. Depto. de Metalurgia



INTRODUCCION

Los concentrados de uranio, conocidos con el nombre de Torta Amarilla (Yellow Cake), pueden obtenerse a partir de minerales de uranio como producto principal o bien como subproductos de otras menas, como ocurre en nuestro país, donde puede obtenerse en algunos casos como un subproducto del cobre.

Los minerales de

Los minerales de uranio de importancia económica son relativamente pocos y se pueden clasificar en tres categorías:

1. Oxidos primarios tales como Uraninita UO_2 y Pitchblenda U_3O_8 .
2. Oxidos primarios los cuales están asociados con otros óxidos metálicos, Brannerita $\text{UO}_2 \cdot \text{TiO}_2$, o como (U, Ca, Ce) $(\text{Ti, Fe})_2\text{O}_6$
3. minerales secundarios en el cual el uranio esta presente en la forma hexavalente, Carnotita $\text{K}_2(\text{UO}_2)_2(\text{VO}_4)_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, Autunita $\text{Ca}(\text{UO}_2)_2(\text{PO}_4)_2 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$.

Para la producción de concentrado de uranio comercial, a partir de las especies mineralógicas anteriormente mencionadas, se requiere de una serie de operaciones metalúrgicas dentro de las

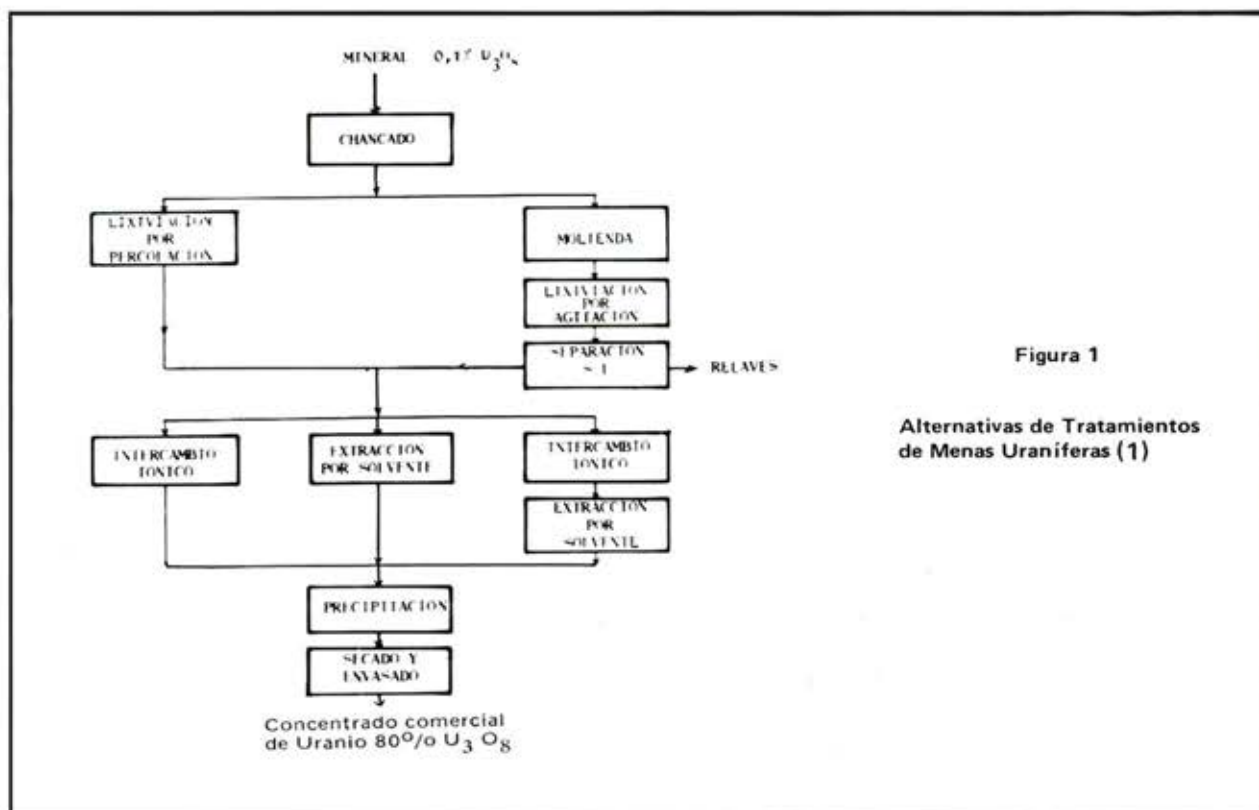
cuales se pueden destacar: Chancado y Molienda, Lixiviación, Separación sólido-líquido, Concentración ya sea a través de Intercambio Iónico y/o Extracción por Solventes y Precipitación.

En la Figura 1, se muestra un esquema de las diferentes alternativas existentes para la producción de Concentrado Comercial de Uranio., cuando este se encuentra como producto principal en la mena.

Dentro de las operaciones metalúrgicas involucradas en el tratamiento de menas uraníferas, las etapas de lixiviación, concentración y precipitación son características de este proceso, luego no nos referiremos en especial a ellos. Chancado, Molienda, Separación Sólido-Líquido y Secado son similares al tratamiento de cualquier otra mena.

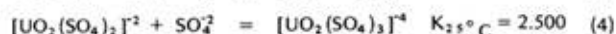
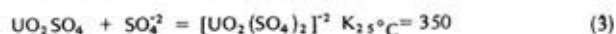
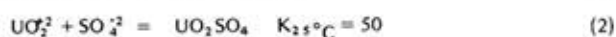
LIXIVIACION

El uranio se encuentra en la naturaleza principalmente en estados de oxidación tetravalente y hexavalente. En el estado hexavalente, es fácil-

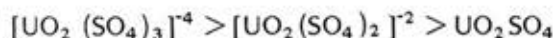


mente soluble en soluciones ácidas (universalmente se utiliza H₂SO₄), en cambio, es necesario agregar oxidantes cuando se encuentra al estado tetravalente.

La química de la disolución de uranio hexavalente, con una solución sulfúrica, puede ser representada mediante el siguiente mecanismo:

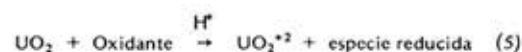


luego se puede establecer que la concentración de los compuestos de uranio en ambiente sulfúrico (2), varía de acuerdo a:

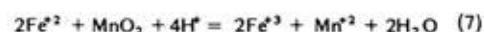
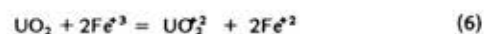


La presencia del uranio en el estado tetravalente, requiere de elementos oxidantes, para llevar al uranio al estado hexavalente y de este modo hacer posible su disolución en un ambiente sulfúrico. Algunos oxidantes usados en la práctica son: MnO₂, NaClO₃, Fe₂(SO₄)₃.

El mecanismo de disolución, en un ambiente ácido, conteniendo un oxidante, es el siguiente:

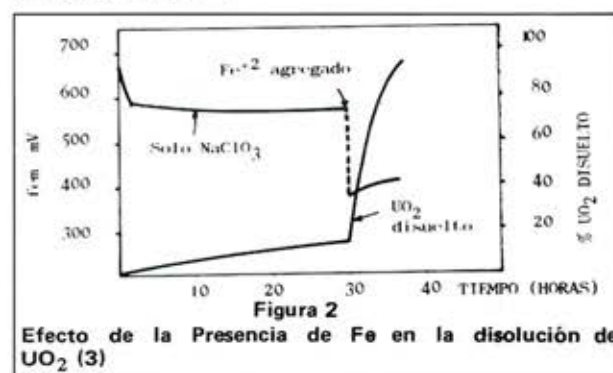


el oxidante más efectivo lo constituye el ión férrico, pero se requiere de la presencia de MnO₂ (ó NaClO₃) para reoxidar el Fe⁺² a Fe⁺³ y de este modo mantener siempre una concentración adecuada del ión férrico. Los mecanismos involucrados son:



a continuación ocurren las reacciones (2), (3) y (4), con lo cual se obtienen los sulfatos de uranio.

En la Figura 2, se muestra el efecto del Fe en la disolución de UO₂ en presencia de NaClO₃, como oxidante del Fe⁺².



CONCENTRACION

Esta etapa además de concentrar los iones de uranio provenientes de la lixiviación, cumple con la función de purificación, mediante procesos de intercambio iónico y/o extracción por solventes altamente selectivos, con el objeto de obtener un producto de elevada pureza en la precipitación posterior.

Intercambio Iónico.

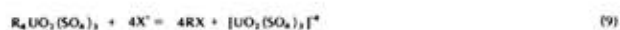
Las resinas sólidas normalmente usadas para el uranio son: Amberlita IRA-400, IRA410, IRA 425, IONAC A-580, DOWEX XFS-43116, SBR, SEMBRIX SB-1220.

Dentro del proceso de intercambio iónico, se distinguen dos etapas principales. La primera consiste en la absorción del uranio por parte de la resina en su forma sulfatada, cuya reacción es la siguiente.



otros aniones, que compiten con el uranio, ocupando sitios activos en el intercambiador, con el ión bisulfato HSO_4^- y complejos ferri-sulfato del tipo $Fe(SO_4)_n^{3-2n}$

La segunda etapa consiste en recuperar el uranio desde la resina, contactándola con soluciones que contengan aniones tales como cloruro, nitrato o bisulfato. La reacción de desorción se denomina elución.



donde X es el anión eluyente; el cloruro y el nitrato se emplean en concentraciones del orden de 1 molar. En el caso de elución con bisulfato, se utilizan soluciones con concentraciones de 90 a 120 gpl de H_2SO_4 . La elución con cloruro o con nitrato deja a la resina cargada con estos aniones, debiendo ser sulfatada antes de reintegrarla nuevamente a la etapa de absorción. El bisulfato capturado por la resina durante la elución sulfúrica o en la sulfatación posterior a la elución con cloruro o nitrato, interfiere en la carga del uranio, pero la mayor parte se transforma en sulfato con lavados posteriores, de acuerdo a la reacción (10):



En el proceso de intercambio iónico y precipitación directa, como se muestra en la Figura 1, se emplea cloruro o nitrato como eluyentes debido a que son más enérgicos que el ácido sulfúrico, y con este último, el consumo de reacti-

vos en la neutralización posterior para precipitar el uranio sería muy alto(4).

Extracción por Solventes

Se trata de transferir el ión sulfatado de uranilo desde la fase acuosa a una fase orgánica líquida, seguida de una reversión de esta transferencia, a una nueva solución acuosa. La fase orgánica está compuesta por:

- i) Extractantes (Alamine 336)
- ii) Diluyente (Scaid 100, tridecano, etc.)
- iii) Modificador de fases (Isodecanol)

Este sistema requiere el uso de un modificador de fases el cual cumple las siguientes funciones: incrementar la mutua solubilidad entre extractante y diluyente, aumentar la solubilidad de la especie extraída en la fase orgánica y eliminar la tendencia a formar emulsiones(4).

Las reacciones que ocurren durante la etapa de extracción son:



La reextracción se puede efectuar mediante 2 mecanismos diferentes:

- i) A través de un anión afin, ó
- ii) Por desactivación de la amina, llevándola a pH neutro o alcalino.

En el primer caso, utilizando una solución de NaCl, ocurre la siguiente reacción:



En el caso de la desactivación se utiliza una solución de Na_2CO_3 , ocurriendo la siguiente reacción:



PRECIPITACION

Dependiendo del modo que se haya llevado a cabo la etapa de reextracción, la Precipitación se puede efectuar de 2 maneras. Esto se debe a la forma en que se encuentra el uranio en solución; cuando la especie aniónica principal es el complejo uranil trisulfato $(UO_2(SO_4)_3)^{4-}$, se acostumbra a elevar el pH entre 7 y 8,0, ya sea con amoníaco gaseoso (NH_3) o bien con hidróxido de amonio (NH_4OH).



obteniéndose el llamado Diuranato de Amonio o Yellow Cake.

Cuando el uranio se encuentra en solución en la forma de $(\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3)^{4-}$, se acidifica la solución hasta un pH=4 o 4,5, ocurriendo la siguiente reacción:



posteriormente el uranio es precipitado, con amoníaco ó hidróxido de amonio, con lo cual ocurre la reacción (15), obteniéndose de esta forma el Yellow Cake Comercial.

Durante el tratamiento de los minerales y soluciones de uranio, se debe hacer hincapié en la necesidad de purificar al máximo el producto de cada etapa; este imperativo obedece a la necesidad de entregar a los procesos posteriores un producto libre de impurezas. Es por esto necesario conocer las especificaciones que debe cumplir un concentrado comercial de Uranio. En la tabla N° 1 se muestra un listado de las principales impurezas.

Elemento	Porcentaje %o
Uranio	750/o U_3O_8 mínimo
V_2O_5	2,0 máximo
PO_4	4,0 máximo
Mo	0,6 máximo
B.	0,2 máximo
Ce, Br, I	0,3 máximo
F	0,1 máximo
As	2,0 máximo
CO_3	4,0 máximo
SO_4	10,0 máximo
Ca	1,5 máximo
Th	2,0 máximo
Zr	2,0 máximo
Sm, Eu, Gd, Dy	0,015 máximo
material orgánico	0,1 máximo

Bibliografía

- (1) F. Puchi, H. Contreras, *La metalurgia en la Energía Nuclear*, Revista Remetallica N° 5, pág. 5., 1983.
- (2) F. Habashi; *Extractive Metallurgy*, vol. 2, Hydrometallurgy, pág. 315, Editorial Science Publishers, 1970.

- (3) *Curso de Metalurgia Extractiva del Uranio*, Basic Uranium Extraction Chemistry, University of Toronto, Cap. II, pág. 10, 1979.
- (4) Ricardo Merello, "Uranio en Mina Chucamata Sur", Revista Nucleotécnica N° 2, Págs. 53-66, 1981.

Purificación de Uranio comercial



Rogelio Orozco F.
Ingeniero Civil Químico
Investigador de C.CHEN.

INTRODUCCION

Para obtener un combustible nuclear es necesario extraer, en primer lugar, el material fisionable de la naturaleza; una vez realizado esto, se hace indispensable purificar dicho material de modo de eliminar todas aquellas impurezas que, de un modo u otro, perjudiquen la calidad de dicho combustible para su uso en un reactor nuclear.

Es así como se obtiene el "Yellow-Cake" que, como su nombre lo dice, es de color amarillo y contiene, entre un 70 a 80% de U_3O_8 . Por lo general, este concentrado de uranio se obtiene como uranatos u óxidos adicionando agentes alcalinos a soluciones que contiene uranio.

Para lograr este Yellow-Cake hay numerosas etapas y procesos involucrados, a modo de ejemplificar se pueden citar: la exploración, que conduce a ubicar un mineral de uranio y a cuantificarlo; la faena minera o explotación que extraiga dicho mineral de la mina; los tratamientos del mineral para reducirlo de tamaño (chancado y molienda) y procesos hidrometalúrgicos variados para extraer el uranio del mineral y concentrarlo, lixiviación ácida o alcalina, separación sólido-líquido, intercambio iónico, extracción por solventes, precipitación, sedimentación, espesado, filtrado y secado. El producto seco se reduce de tamaño, se clasifica y se envasa.

Cuando este Yellow-Cake cumple ciertas especificaciones de calidad recibe el nombre de "comercial", el que se considera apto para someterlo al proceso de purificación y transformación a UO_2 . La tabla 1 muestra dichas especificaciones.

TABLA 1
ESPECIFICACIONES DE YELLOW-CAKE
COMERCIAL, SIN PENALIZACION

Uranio (U_3O_8)	70 - 80 %
Fósforo (PO_4)	6,0 %
Molibdeno (MoO_3)	0,6 %
Cobre (Cu)	2,0 %
Azufre (SO_4)	15,00 %
Boro (B)	0,2 %
Hierro (Fe)	2,0 %
Humedad (H_2O)	5 - 10 %

Este Yellow-Cake comercial hay que purificarlo hasta un grado denominado "pureza nuclear" de modo de eliminar en especial aquellas impurezas que absorben neutrones térmicos (B, Cd y tierras raras) ya que la presencia de éstas es perjudicial para el buen desarrollo de una reacción nuclear en cadena. Además, hay que eliminar aquellas que originen problemas para la metalurgia física, proceso último de la obtención de un combustible nuclear.

1. PURIFICACION DEL YELLOW - CAKE

La purificación del yellow-cake comercial, ya sea de un concentrado de uranio proveniente de una mina propiamente tal o como subproducto de la minería de otros metales (cobre, oro, etc.) se lleva a cabo en un ambiente nítrico, aprovechando la selectividad del tributil fosfato por el uranio en dicho medio.

Para fines de simplificar esta presentación, se definirán cuatro áreas principales:

- Disolución del yellow-cake (Reactores de disolución, filtros y ajuste de soluciones a extracción por solventes).
- Extracción por solventes.
- Precipitación (Reactores de precipitación, sedimentadores y lavadores de pulpa).
- Secado (Secado, molienda, clasificación y envasado).

Por último, y con fines aclaratorios, conviene destacar que los factores de descontaminación de impurezas en el concentrado son del orden

de 10^5 o más. El concentrado así obtenido, diuranato de amonio de pureza nuclear (ADU p.n.), debe, además, cumplir propiedades físicas (densidad, tamaño de partículas, área específica) adecuadas para obtener un buen combustible nuclear.

La tabla 2 muestra las especificaciones que deben cumplir los concentrados purificados.

óxidos son distintos, debido a que en la ec. (1) parte del ácido reacciona para formar NH_4NO_3 y, por ende, será mayor el consumo que si fuera un óxido. La cantidad de ácido a usar dependerá, por supuesto, de las cantidades de impurezas que presenten los concentrados.

Al tratar uranatos, uno de los problemas es la presencia de sílice y fosfato que, si los hay, en el

TABLA 2
ESPECIFICACIONES DEL ADU p.n.

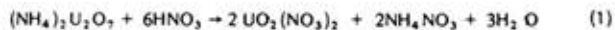
Th	:	50 ppm	Ni	:	20 ppm
Al	:	50 ppm	Cr	:	10 ppm
Ca	:	50 ppm	Cu	:	10 ppm
Zn	:	50 ppm	Mo	:	10 ppm
P	:	50 ppm	Co	:	5 ppm
As	:	50 ppm	Mn	:	5 ppm
Fe	:	50 ppm	Ag	:	1 ppm
Pb	:	50 ppm	Li	:	0,2 ppm
Mg	:	50 ppm	B	:	0,1 ppm
Na	:	50 ppm	Cd	:	0,1 ppm
K	:	50 ppm	Dy	:	0,1 ppm
V	:	30 ppm	Gd	:	0,05 ppm
Si	:	20 ppm			

* = Los niveles de impureza están referidos al uranio

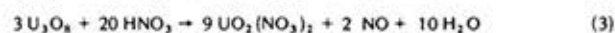
1.1 Disolución del concentrado

Los concentrados de uranio se pueden expresar aproximadamente como $(\text{NH}_4)_2\text{U}_2\text{O}_7$, en el caso de los uranatos, y U_3O_8 , en los óxidos.

La disolución se efectúa a 100°C con ácido nítrico y se produce la siguiente reacción:



Si el concentrado es previamente calcinado a temperaturas sobre los 600°C , se transforma a U_3O_8 eliminándose el amoníaco y el agua (humedad). Al agregar ácido nítrico se producen las siguientes reacciones:



Si el ácido se adiciona como una solución concentrada de HNO_3 se origina la reacción descrita en la ec. (2); si va diluido la ec. (3).

Los consumos de ácido para los uranatos y

ataque con ácido nítrico forman coloides dificultando la separación sólido-líquido. Para obviar esto se puede calcinar el concentrado y su consecuencia inmediata es la cristalización de la sílice y un menor consumo de ácido (Ec. (2) y (3)). Al calcinar el concentrado se elimina agua y amoníaco, con esto se logra un menor consumo de ácido (no se necesita neutralizar el amoníaco y una baja considerable en el peso hasta un 12% del peso inicial, que en caso de transportarlo, abarata los costos.

Las soluciones de uranio, totalmente clarificadas, deben contener aproximadamente 200g $\text{U}_3\text{O}_8/1$ y una acidez libre nítrica 3 Normal; estas son las condiciones donde, se logran las mejores eficiencias por etapa, en la extracción por solventes.

Un esquema aproximado de este proceso queda mostrado en la fig. 1.

>

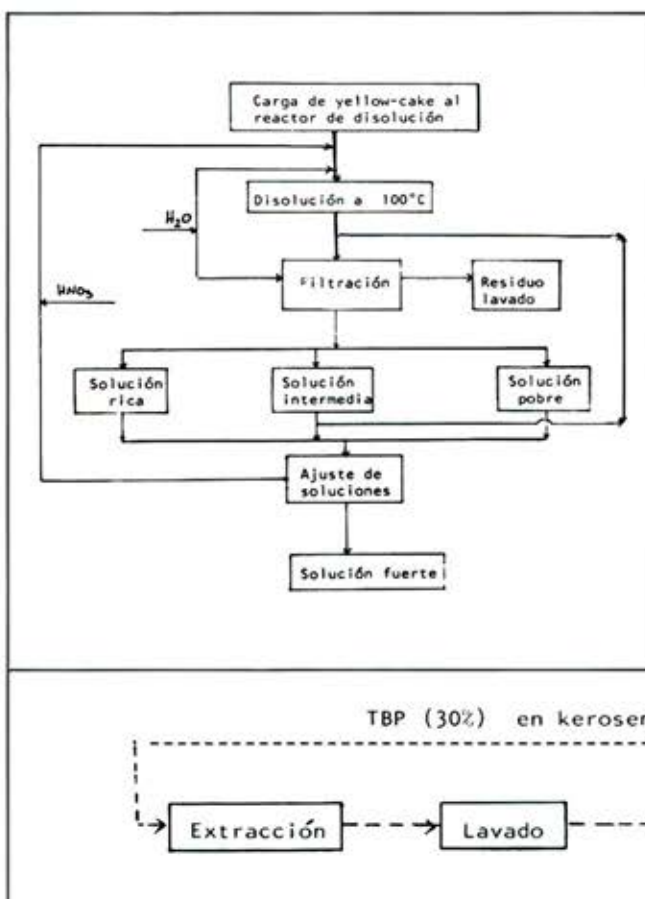
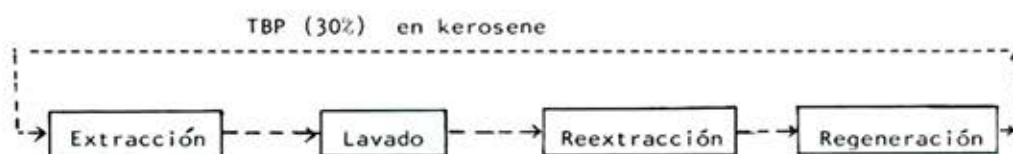


Figura 1:
Circuito simplificado del área de la disolución del Yellow - cake

Debido a que una pequeña fracción del orgánico se hidroliza a mono y dibutil fosfato en el proceso, es necesario regenerarlo eliminando éstos por contacto con carbonato de sodio (ambos fosfatos son solubles en ese reactivo) y, posteriormente, con ácido nítrico diluido de modo de acondicionarlo para poder reciclarlo a la etapa de extracción.

El esquema queda representado por la figura 2.

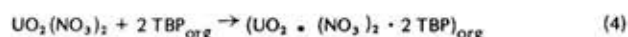
Fig 2:
Circuito del área de extracción por solventes



1.2. Extracción por solventes.

Las soluciones provenientes de la disolución del concentrado se tratan en mezcladores-sedimentadores con tributil fosfato (TBP) disuelto en kerosene.

La reacción que se produce es:



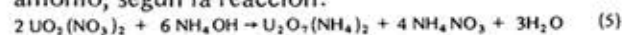
En la zona de extracción se opera a temperatura ambiente; mientras que en la reextracción se usa como agente agua desionizada a 60°C obteniéndose una solución de nitrato de uranio, denominada solución pura debido a su bajo contenido en impurezas.

El porcentaje de saturación del orgánico es 85% en la zona de extracción y, posteriormente, éste se contacta con nitrato de uranio purificado (O/A = 10) con el objeto de evitar arrastre de la fase acuosa y para lavarlo de posibles impurezas que haya extraído consiguiéndose, finalmente, un 100% de saturación.

Las concentraciones alcanzadas en el nitrato de uranio son del orden de 100 g U_3U_8 /l y 0,1 N en HNO_3 .

1.3. Precipitación.

La precipitación del uranio se efectúa con hidróxido de amonio, produciéndose diuranato de amonio, según la reacción:



Esta se lleva a cabo a 60°C en tres reactores donde los valores de los pH son del orden de 4,5, 6,3 y 7,3, respectivamente.

La pulpa obtenida se hace decantar y se lava dos veces con razones agua de lavado / pulpa igual a 3.

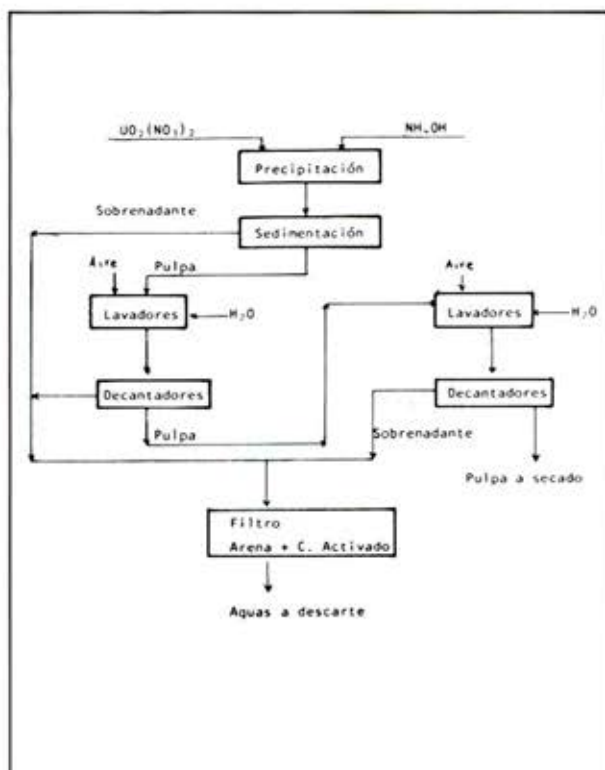
Los líquidos sobrenadantes se pasan por una columna cuyo medio filtrantes es arena y carbón activado de modo de evitar cualquier arrastre de sólidos; las soluciones quedan completamente exentas de uranio. El rendimiento en esta etapa es de 100%.

La figura 3 muestra el circuito resumido de esta área.

1.4. Secado

El diuranato de amonio (ADU) obtenido en la precipitación se seca a 100°C, hasta un contenido de humedad de aproximadamente de 2%.

Con el producto seco se efectúa una molienda



hasta lograr un tamaño de aglomerado de -65μ Tyler (-212μ m). Luego, se clasifica, se envasa y queda a disposición de los demás proyectos que lo transformarán a óxido de uranio para finalmente, en un elemento combustible.

El proceso queda descrito en la figura 4.



Figura 4:
Circuito simplificado del área del secado

2. RESULTADOS OBTENIDOS

Se está recuperando uranio, actualmente, de unos pelets catalíticos de níquel-aluminio usados y dados de baja por la Compañía de Gas de Valparaíso.

Figura 3:
Circuito del área de precipitación

A continuación, se presentan los resultados obtenidos con dichas soluciones, que dista mucho de las condiciones para obtener concentrados de pureza nuclear.

La planta, a nivel banco, de extracción por solventes opera según las siguientes condiciones:

- La curva de equilibrio de cuatro etapas en la zona de extracción, según el diagrama de McCabe-Thiele. (Ver gráfico 4).

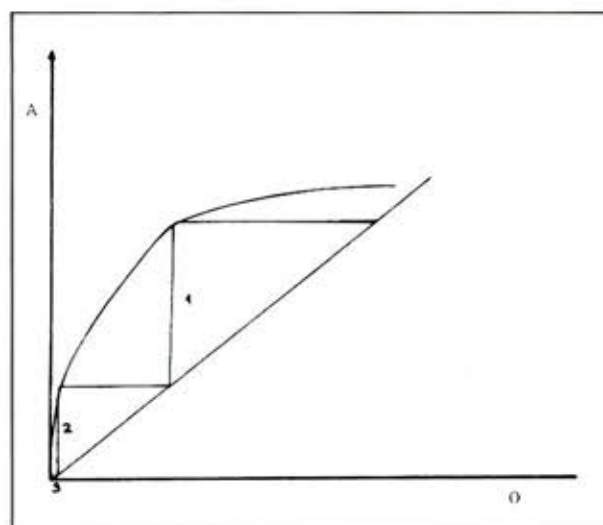


Gráfico 4:
Diagrama de McCabe - Thiele.

- Se ha trabajado con dos etapas en el lavado con solución pura.
- La reextracción, con agua desionizada a 55°C se efectúa con siete etapas.
- La regeneración se lleva a cabo con carbonato de sodio, una etapa, y con ácido nítrico diluido una etapa.
- La capacidad de la planta, limitada por las dimensiones del sedimentador, es de $0,26 \text{ (kg/h)}$, con un tiempo de residencia de 7 minutos.
- Las áreas de precipitación y secado operan según lo descrito en los apartados 1.3 y 1.4.

3. DISCUSION

- La Tabla 3 presenta factores de descontaminación bastante elevados, como deben ser. Comparando la columna de solución fuerte y la del diuranato de amonio se aprecia que las impurezas que tenían una gran concentración (Ni, Fe, Al), prácticamente han desaparecido. Al analizar las columnas de solución pura con la del diuranato llama la atención, el aumento de la concentración de hierro; esto se debe a que se sabía a priori que éste estaba en baja concentración y se precipitó con un hidróxido de amonio de menor calidad que los usados anteriormente, en el cual el hierro es una de las impurezas. Se logró una reducción en los costos de reactivos para producir ADU.
- La Tabla 4 muestra el desarrollo de las impure-

zas por etapas. Lo destacable es el efecto sobre éstas de las etapas de lavado (S1 y S2), si se toma como ejemplo el níquel se puede decir que la solución pura, con un contenido de menor que 2 ppm de Ni, se incrementa a 15 ppm de Ni en el primer contacto y luego a 543 ppm en el segundo. Con todas las impurezas se aprecia algo parecido, es decir, las etapas de lavado retiran las impurezas absorbidas en las etapas de extracción y logran una saturación del orgánico en uranio dejándolo exento de impurezas.

- La Tabla 5 muestra los valores promedios obtenidos en las operación con los distintos efluentes líquidos. La eficiencia de esta operación es cercana al 100%.

TABLA 3

RESULTADOS DE LA PURIFICACION DE CONCENTRADOS DE URANIO

	Solución Fuerte		Solución Pura		A.D.U.
	ppm (a)	ppmU (b)	ppm	ppmU (b)	ppmU(b)
U ₃ O ₈	100(c)	—	82(c)		
U	84(c)	—	69(c)		
Ni	96(c)	1.142.857	< 2	< 29	3,9
Al	3(c)	35.714	< 2	< 29	< 10,0
Fe	6(c)	71.428	0.40	6.0	15,0
Mo	200,0	2.381	< 0.40	6.0	4,4
Cd	1,6	19	0.25	3,6	3,7
Cu	70,0	833	< 0.50	7,2	9,0
Co	183,0	2.179	< 0.40	5,8	< 2,0
Mn	43,0	512	< 0.20	2,9	< 1,0
Pb	40,0	476	< 1,00	14,4	2,5
Li	0,4	5	< 0,01	0,2	< 0,2
Cr	15,0	179	< 0,50	7,2	< 5,0
V	5,0	60	< 0,10	1,5	< 1,0
Zn	52,0	619	< 1,00	14,4	< 10,0
Mg	125,0	1.488	< 0,50	7,2	< 10,0

(a) : ppm expresan los miligramos de un elemento por litro.

(b) : ppm expresados en base uranio.

(c) : Concentraciones dadas en gramos por litro.

TABLA 4.— Contenido de impurezas por etapas en la planta de extracción por solventes.

	Refino	E1	E2	E3	E4	S1	S2	R1	R2	R3	R4	R5	R6	R7	L1	L2
	Orgánico Descargado					Solución fuerte	Solución pura							H ₂ O		
Ni	84.1	85.6	85.6	84.1	543'	15'	0.9'	0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'
Cd	0.7	0.7'	0.6	0.6'	0.49'	0.48'	0.2'	0.4'	0.09'	0.08'	0.08'	0.06'	0.10'			
Mo	203	191'	152	141'	4.9'	<1'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'
Fe	6.8	6.9	6.4	6.4	43'	1.6'	0.6'	0.7'	0.9'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'	<0.5'
Al	2.6	2.7	2.7	2.6	24'	2.4'	<2'	<2'	<2'	<2'	<2'	<2'	<2'	<2'	<2'	<2'
HNO ₃	203	228	192	171	57'	28'	2.6'	1.4'	0.64'	0.35'	0.24'	0.06'	0.006'			

Los valores con punto (.) expresan ppm de las impurezas, las demás gpl de U₃O₈.

TABLA 5.— Resultados de la operación

Solución fuerte	: 100 (g U ₃ O ₈ /l)
Refino	: 0,02 (g U ₃ O ₈ /l)
Solución pura	: 82 (g U ₃ O ₈ /l)
Orgánico cargado	: 140 (g U ₃ O ₈ /l)
Orgánico descargado	: 0,15 (g U ₃ O ₈ /l)
Efluentes regeneración	: < 0,25 (g U ₃ O ₈ /l)
Sobrenadantes	: < 1 ppm U ₃ O ₈
Aguas de lavado	: << 1 ppm U ₃ O ₈

- El gráfico 1 muestra la dependencia entre la concentración del orgánico cargado y la densidad en la etapa de extracción y lavado, con esto se facilita el control de la operación ya que con una medida rápida se conoce la carga del orgánico.

Para la solución proveniente de los pelets catalíticos se obtuvo la siguiente relación:

donde $C = 0,89\rho - 776,3$
 ρ es la densidad expresada en (g/l) y
 C es la concentración expresada en (g U₃O₈/l).

El coeficiente de correlación es de 97,80/o.

- El gráfico 2 indica la relación existente en la zona de reextracción entre la densidad de la solución pura y su concentración. Se obtuvo la siguiente relación: $C = 0,91\rho - 916,4$

El coeficiente de correlación de 97,20/o.

- El gráfico 3 muestra la velocidad de sedimentación de la pulpa de ADU. Es un sólido que se sedimenta fácilmente y es por esto que en la actualidad se aprovechan lavadores - sedimentadores que hacen la operación de lavado más continua y de menor riesgo para el operador, desde el punto de vista radiológico como toxicológico. (Antiguamente, las pulpas se filtraban a vacío y luego se lavaban dos veces).

- Para la próxima operación se tienen contempladas varias acciones que tienen por objeto mejorar el concentrado final. La concentración de

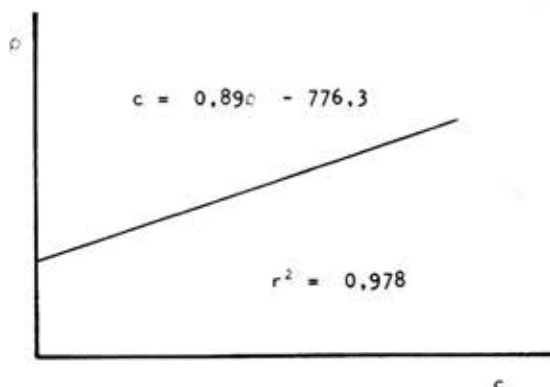
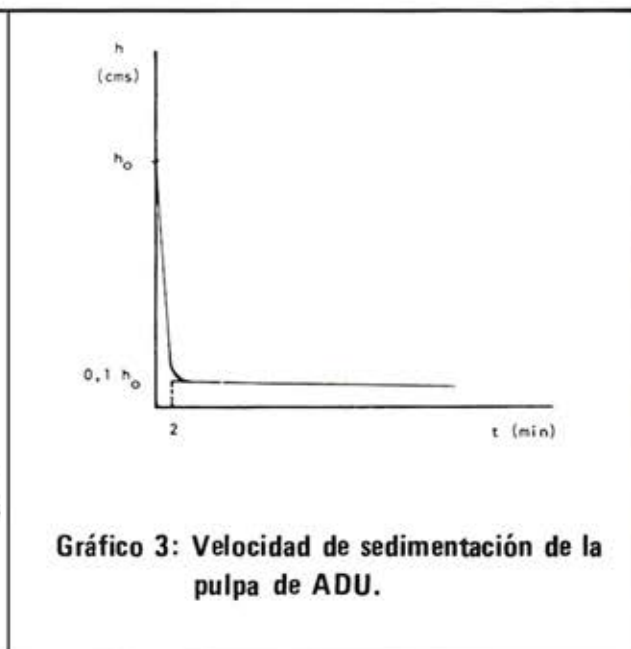
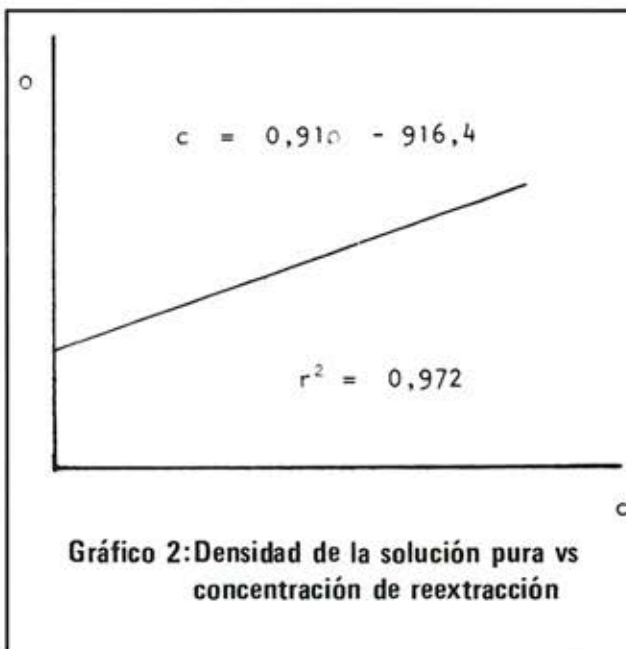


Gráfico 1: Densidad del orgánico vs concentración en extracción



la solución de pelets se duplicará, lo que es más recomendable para la extracción con TBP; la planta de extracción por solventes será una nueva diseñada y construida con los parámetros de extracción corregidos, esto tendrá como resultado una gran flexibilidad en la operación pudiendo procesar 1,4 (kg U_3O_8 /h); el área de precipitación se automatizará más y se aplicarán las condiciones que señale el estudio realizándose y terminándose en la actualidad para lograr las propiedades físicas adecuadas.

- Se debe destacar el esfuerzo del personal que trabaja en el Laboratorio Químico para lograr analizar impurezas en tan bajos contenidos en el concentrado final y, en especial, en las soluciones acuosas de la planta de extracción por solventes.
En general, se necesitan técnicas que certifiquen contenido por debajo de un ppm de impurezas presentando su matriz 100 gpl de U_3O_8 .
- La calidad de los materiales y reactivos usados deben ser de una calidad tal que no aporten impurezas significativas al proceso de purificación y en especial, de la precipitación en adelante.
Desde el punto de vista de seguridad y radioprotección las operaciones delicadas son aquellas en que el operador maneja concentrados de uranio en forma sólida y a bajas

granulometrías, puesto que puede ingresar a su organismo uranio por la vía respiratoria a tamaño de partículas menores a $1 \mu m$. A modo de control médico, se analiza la orina del individuo una vez al mes y un control rutinario de sangre una vez al año.

Este tipo de trabajo de ningún modo es peligroso para la salud del operador si éste cumple con las normas de seguridad y radioprotección existentes.

4. CONCLUSIONES

- Con la solución de pelets, baja en uranio y alta en impurezas, se ha logrado una buena purificación. Sólo el Cadmio no cumple especificaciones de las impurezas analizadas.
- La relación existente entre la densidad y la concentración de U_3O_8 en el orgánico cargado es $C = 0,89\rho - 776,3$
- La relación existente entre la densidad y la concentración de U_3O_8 en la solución pura es $C = 0,91\rho - 916,4$.
- Los coeficientes de correlación para ambas relaciones son de un 97%.

Las recuperaciones alcanzadas son cercanas al 100% en el proceso global (SX en adelante).

Refractarios para cucharas de acería



Dr. Ing. Nelson Santander

Apunte preparado con ocasión de dictar el curso de "Teoría de los Materiales Refractarios", a los ingenieros del Grupo Gerdau de Porto Alegre, Brasil, en mayo de 1983.

1. INTRODUCCION

Las cucharas ("calderos" o "cazos de colada") son recipientes cuyo objetivo fundamental es el trasvase de líquidos metalúrgicos (metales, aleaciones, matas, escorias, etc.) desde una determinada unidad de alta temperatura, hasta otra unidad o depósito. Pueden por ejemplo servir para traspasar líquidos a otra cuchara, a una artesa distribuidora, a un horno, a una nave de colada, o a un botadero.

En Siderurgia hay dos grandes grupos de cucharas: las cucharas-termo, que van montadas en un sistema especial de ferrocarril, y las cucharas de colada, cuyo desplazamiento es mediante grúas. Las primeras se originaron al colocar cucharas comunes sobre vagones ferroviarios, las que fueron sufriendo una metamorfosis hasta llegar a transformarse en las actuales cucharas-torpedo tan conocidas para el trasvase de arrabio. Es con respecto al segundo grupo, sobre el cual se referirá el material contenido en el presente trabajo.

Las cucharas de colada usadas en acería son posiblemente las unidades que han sufrido más cambios, en lo que a diseños refractarios se refiere. De la modesta cuchara de vaciado superior se pasó a la de vaciado superior con sifón, y de ésta a las cucharas con vaciado inferior. Las primeras cucharas vaciadas por el fondo tenían un mecanismo de tapón y vástago. Las actuales cucharas tienen sistemas de vaciado basados en cierres deslizantes, existiendo la modalidad unidireccional y la variedad de cierre giratorio. La Figura 1 ilustra los diseños básicos de cucharas de acería.

La última palabra en diseño de cucharas ha surgido a raíz del continuo avance de la llamada Metalurgia de Cucharas, y corresponde a lo que podríamos llamar "hornos-cucharas", ya que han llegado a tener su propio sistema de calentamiento durante la operación.

Para finalizar esta introducción, y con el objeto de homogenizar el lenguaje, definiremos, con

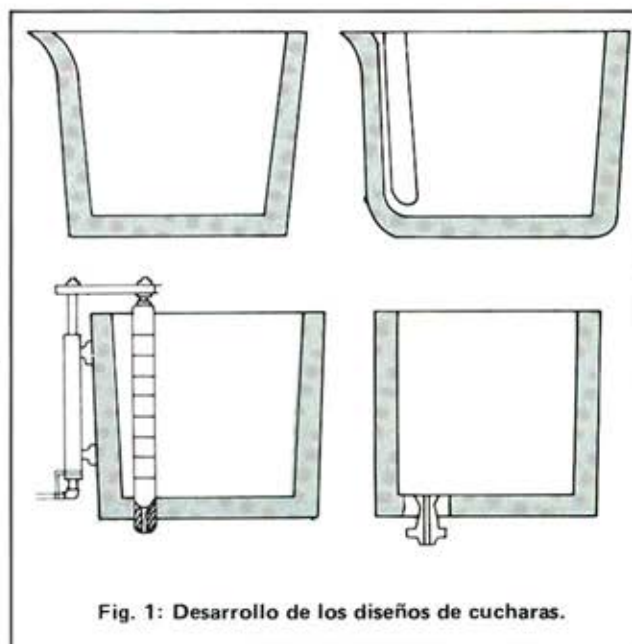


Fig. 1: Desarrollo de los diseños de cucharas.

la ayuda en la Figura 2 las partes y zonas estructurales fundamentales del revestimiento de una cuchara de acería:

- Tapa (opcional), empleada para minimizar pérdidas térmicas, sobre todo en aquellos casos de tiempos prolongados de retención.
- Zona superior de la pared, fuera del contacto directo con metal y/o escoria.
- Zona de escoria, en contacto directo con la pequeña cantidad de escoria que flota sobre el acero líquido.
- Paredes, constituida por dos capas de revestimiento.
- Zona de impacto, que es aquella área sobre la cual choca o impacta el acero líquido que se carga a la cuchara. Esta zona puede estar en la pared o en el fondo.
- Fondo, formado por dos capas de revestimiento.

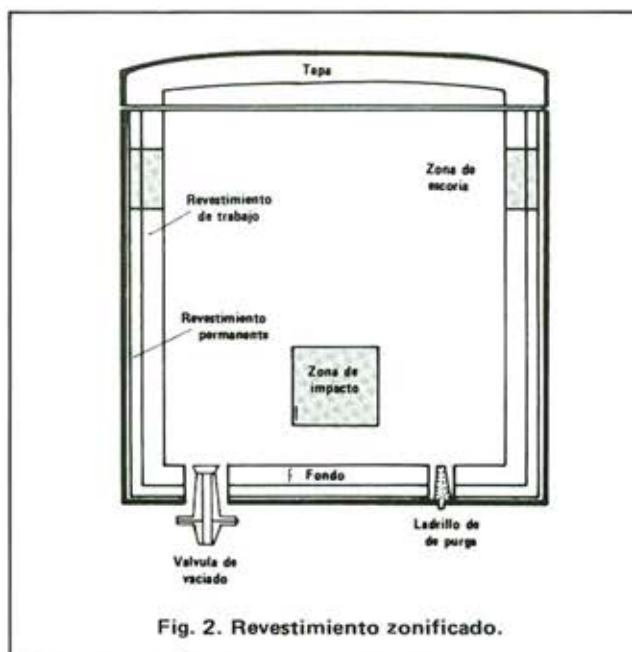


Fig. 2. Revestimiento zonificado.

- Sistema de vaciado, localizado en el fondo.
- Sistema de burbujeo gaseoso, también localizado en el fondo.
- Revestimiento permanente, constituido por refractario de apoyo y material aislante.
- Revestimiento de trabajo, que corresponde a la "cara caliente" de la cuchara.

2. CONSIDERACIONES METALURGICAS

Para los efectos de analizar el proceso metalúrgico que se lleva a cabo en el equipo que nos preocupa, consideremos una cuchara con procesamiento metalúrgico de afinado final, tal como ocurre en las acerías modernas.

Para comenzar, analizaremos las condiciones que pueden llamarse "típicas" en cuanto a las etapas y tiempos de operación de cucharas:

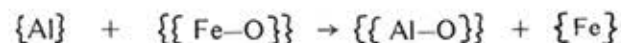
- 6 min de llenado.
- 7 min de desoxidación
- 22 min de desgasificación
- 5 min de recubrimiento
- 15 a 40 min de retención
- 5 min de inyección de Argón
- 45 min de vaciado

lo que da 130 min en el peor de los casos; sin embargo, en ocasiones puede llegarse a períodos de varias horas de trabajo.

Si se supone que la primera etapa química de la aceración, o sea, la oxidación, ya se cumplió en el horno, el afinado propiamente tal se ha trasladado aquí a la cuchara, y la tendencia actual es sólo hacer fusión en el horno, y aceración en cuchara; en otras palabras, la cuchara de mero

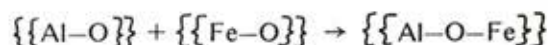
recipiente para trasvasije de líquidos está pasando a ser reactor.

Desde el punto de vista metalúrgico entonces, el primer proceso consiste en la extracción del oxígeno disuelto en el acero, para lo cual se usa aluminio metálico y/o ferroaleaciones. Las reacciones aquí involucradas son:

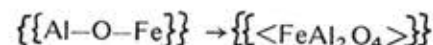


donde la notación con doble paréntesis de llave señala la formación de coágulos atómicos dipolares disueltos en la fase líquida y formados a raíz de la enorme afinidad que tiene el aluminio por el oxígeno disuelto en el acero.

Como también coexisten en el baño los coágulos $\{\{Fe-O\}\}$ ambos tipos de coágulos pueden interactuar por acomplejamiento:

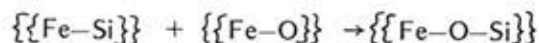


y bajo condiciones de saturación:

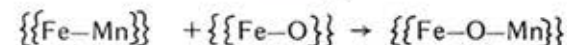
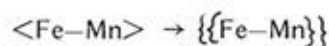
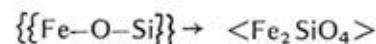


compuesto que de no ser absorbido en la escoria, pasaría a constituir una suspensión en el líquido y más tarde una inclusión en el acero sólido.

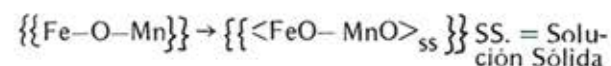
Para las ferroaleaciones la situación sería la siguiente:



y



y

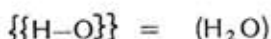
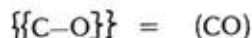


en ambos casos son válidos los comentarios hechos en torno al Al. Por supuesto que seguirán coexistiendo al final coágulos de todo tipo en el acero ya que parte del Si y del Mn quedan en forma residual.

En el caso de laminar o trefilar el acero a niveles muy finos, es preciso poner límite a la compo-

sición del silicio. Si se considera que la mitad o las 2/3 partes del silicio contenido en el acero proviene de la cuchara (arcilla, o material silicoso) o del distribuidor, se ve la importancia de controlar las inclusiones generadas por este ítem.

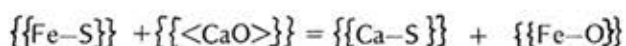
La segunda etapa químico-metalúrgica se refiere a la desgasificación mediante vacío. La cuchara debe soportar vacíos moderados que permiten la remoción de gases que no han alcanzado una suficiente presión de vapor, como el caso del CO , H_2O , y SO_2 , según los conocidos equilibrios:



Para los gases es válida también la teoría de la coagulación antes expuesta.

Algo similar ocurre al insuflar gas inerte Ar frío, ya que no sólo se produce una homogenización térmica y composicional del baño sino que además, el gas sirve de purificante al actuar las burbujas como arrastradoras de coágulos pseudogaseosos que se integran a la burbuja con una baja presión de vapor y sin tener que efectuar trabajo de interfaces.

Existe además un marcado interés por llevar a cabo también la desulfuración en la cuchara, proceso que se efectúa según el mecanismo:



existiendo la probabilidad de formación de coágulos cuaternarios Ca-S-O-Fe que pueden ser absorbidos en la escoria donde posteriormente precipitan por saturación.

Resumiendo, de las consideraciones metalúrgicas aquí expuestas pueden concluirse las siguientes solicitaciones a la mampostería de la cuchara:

- i) Solicitaciones químicas a nivel del baño, debido a la presencia de coágulos oxidados, o bien de precipitados complejos que pueden ayudar a escorificar las paredes internas de las cucharas (ej.: FeAl_2O_4). Las solicitaciones químicas a nivel de la escoria son obviamente las peores ya que permiten la interacción directa óxido-óxido que es químicamente lejos más virulenta que la interacción óxido-metal.
- ii) Solicitaciones térmicas por períodos de tiempo cada vez más prolongados. La tendencia moderna ha sido hacia mayores temperaturas de colada, principalmente debido al empleo de los largos tiempos de retención requeridos en colada continua.

iii) Severas solicitaciones de abrasión mecánica particularmente en la "zona de impacto" del chorro de acero al cargar las cucharas, y en la zona de sangrado por el fondo.

iv) Tanto la cara caliente de la pared, como la válvula de sangrado deben soportar condiciones de bruscas alternancias térmicas lo que origina serias solicitaciones de spalling térmico en la mampostería y en la zona de sangrado.

3. TIPOS DE ALBAÑILERIAS

Por la naturaleza de su operación, todas las cucharas de acería van revestidas interiormente con materiales refractarios. Como nota curiosa se puede comentar aquí que las cucharas para cobre blister y para matas de cobre, dadas las condiciones de trabajo, no llevan revestimiento refractario alguno.

Los diseños de las cucharas modernas contemplan dos características geométricas de interés:

a) Relación altura/diámetro (medidas externas)

$(H/\Phi) > 1$, para los diseños clásicos.

$(H/\Phi) = 1$, para minimizar la relación superficie a volumen.

$(H/\Phi) < 1$, para minimizar costos de edificación en altura (de los talleres de acería y de colada).

b) Conicidad (dimensiones internas)

$$\left(\frac{\Phi_{\text{(superior)}} - \Phi_{\text{(inferior)}}}{H} \right) \times 100$$

empleándose en la actualidad conicidades del orden de 1,50/o y menores.

En lo que a construcción refractaria se refiere, es necesario agrupar las cucharas en 2 grandes grupos, las enladrilladas y las monolíticas, y analizar ambos tipos por separado. Luego revisaremos las válvulas de vaciado.

3.1. CUCHARAS ENLADRILLADAS

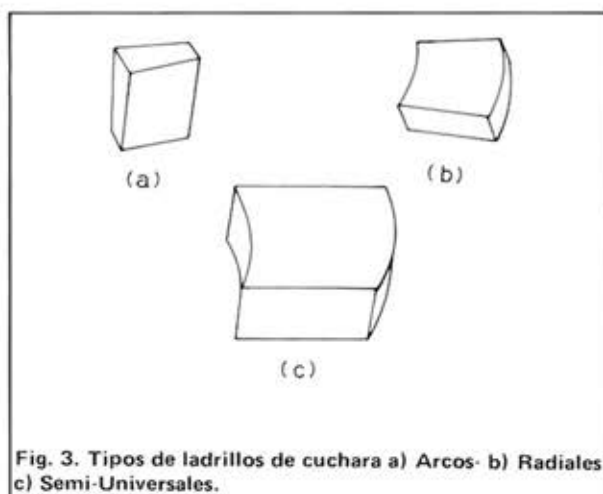
A modo de referencia podemos comentar que una cuchara moderna de gran capacidad tiene la siguiente distribución de peso:

palastro o carcaza	160/o
refractarios	120/o
acero líquido	700/o
escoria	10/o

Consideraciones energéticas elementales y de costo señalan que el esfuerzo de los diseñadores se

ha centrado en minimizar el peso de la cuchara en todo lo que es mampostería.

Tanto para cucharas con conicidad como para cucharas cilíndricas, el enladrillado más convencional es el constituido por anillos de trabajo hechos con ladrillos arcos combinados adecuadamente con rectos (Figura 3a.). Como alternativa se han venido usando en forma más preferente, ladrillos radiales, como el que muestra la Figura 3.b., la razón es que este diseño permite una mayor área basal al ladrillo lo que le da a la cuchara una construcción más estable. Además, con ladrillos arco es virtualmente imposible construir un revestimiento directamente adosado al revestimiento de seguridad y paralelo a la carcaza. Es esencial usar ladrillos radiales cuando se desea enladrillar directamente frente de un revestimiento de seguridad y sin usar un mortero.



Recientemente se ha introducido un ladrillo de forma semi-universal que permite confeccionar un enladrillado en forma helicoidal (espiral). Este diseño se muestra en la Figura 3.c. Al parecer, este tipo de diseño permite un enladrillado más fácil y más rápido, una mayor duración y no habrían infiltraciones de acero detrás de los ladrillos.

El enladrillado de cucharas requiere emplear expansiones muy precisas, ya que una expansión con mucha tolerancia puede originar penetraciones de metal y escoria, de preferencia en las uniones. Por otro lado, una dilatación insuficiente puede causar un spalling por compresión en la cara caliente. Obviamente que ambos tipos de diseños deficientes provocan fallas prematuras en el revestimiento.

Algo muy importante de tener en cuenta en el diseño de cucharas básicas, es que los refractarios básicos tienen conductividades térmicas mucho mayores que las de los refractarios convencionales silico-aluminosos. Por consiguiente es preciso minimizar las pérdidas de calor a través de las

paredes de las cucharas debido a lo siguiente:

- Para prevenir la solidificación de metal en la cara caliente.
- Para evitar un calentamiento excesivo de la carcaza, lo que puede deformar en forma crítica la cuchara.
- Para minimizar las pérdidas de energía.

Al emplear aislación se reducen las pérdidas de calor, pero aumenta el desgaste de los ladrillos ya que el revestimiento de trabajo, al tener un menor gradiente de temperatura entre caras, facilita la penetración y ataque de la escoria. La experiencia señala que cuando se trabaja con cucharas básicas, el uso adecuado de ladrillos aislantes y papel de fibra aislante origina temperaturas de la carcaza que son comparables a las que se logran al usar ladrillos de alúmina y de arcilla.

Es usual usar mortero al enladrillar cucharas de alta alúmina y silico-aluminosas. No es necesario en cambio al enladrillar con ladrillos de magnesita o de magnesita-cromo. En cualquier caso, es fundamental que el mortero tenga una alta resistencia al ataque de escoria, comparable o incluso mejor que la de los ladrillos mismos, y además debe tener estabilidad volumétrica al calentar a las temperaturas de trabajo.

3.2. CUCARAS MONOLITICAS

En los últimos años se ha producido un traspaso de mamposterías enladrilladas a monolíticas debido principalmente a:

- El enladrillado es un trabajo de baja productividad.
- El desarrollo industrial ha provocado escasez de hábiles albañiles (sobre todo en países desarrollados).
- Consideraciones de costo energético de los refractarios cocidos frente a los no cocidos.

La Figura 4 ilustra el resultado de revestir en forma monolítica la pared de trabajo de una cuchara de acería. Se puede observar que tanto los revestimiento de apoyo del muro, como el piso completo siguen siendo enladrillados.

Para construir paredes de trabajo monolíticas se han diseñado máquinas especiales que permiten obtener densidades de compactación altas y homogéneas.

Como una alternativa al uso de apisonados, se puede citar el uso de mezclas proyectables, técnica que ha venido empleándose ya por cierto tiempo.

3.3. VALVULAS DE VACIADO INFERIOR

El corazón de una cuchara moderna de acería es el sistema de vaciado inferior, que llamaremos válvula de vaciado inferior. Este órgano, dadas las exigencias mismas de su operación, es el que ha

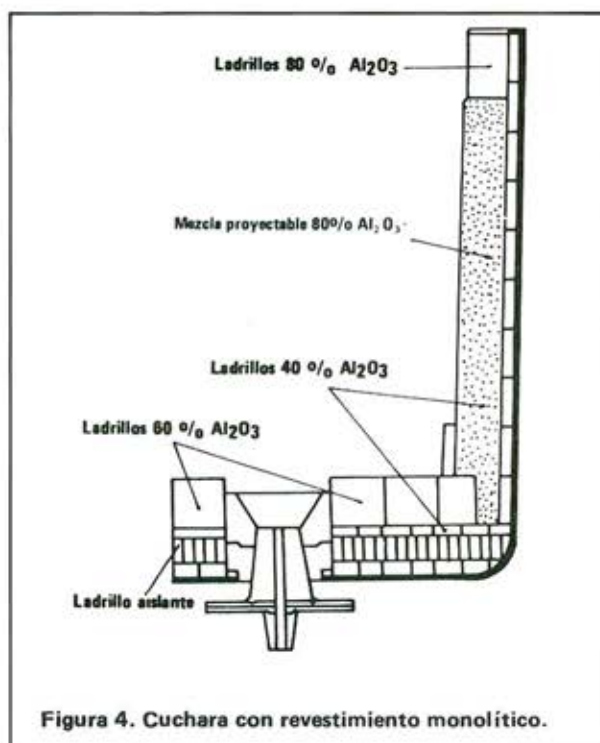


Figura 4. Cuchara con revestimiento monolítico.

sufrido mayores mejoras y es al cual se le ha dedicado mayor atención tanto por parte de los diseñadores, como por parte de los refractaristas.

La Figura 5 muestra los 2 tipos de diseño que actualmente se encuentran en operación a nivel comercial:

- a) es el llamado cierre deslizante.
- b) es el cierre giratorio.

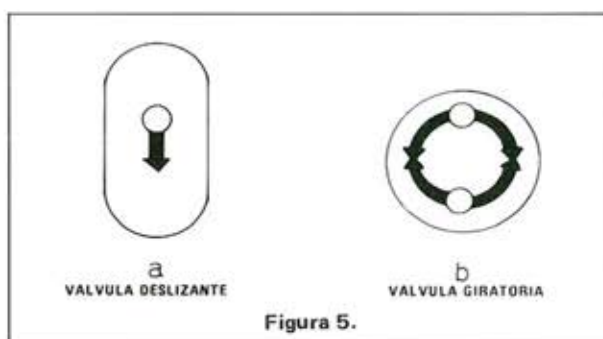


Figura 5.

En lo que sigue examinaremos con más detalle estos importantes órganos estructurales de las cucharas de acería.

a) CIERRE DESLIZANTE

Tal como se aprecia en la Figura 5a, un cierre deslizante es un dispositivo de sangrado inferior de cucharas basado en el desplazamiento de una placa perforada móvil en una dirección única (en ambos sentidos eso sí) con relación a otra placa perforada fija, de manera que el sistema permite el sangrado cuando las perforaciones de ambas placas se sobreponen. Anexo al sistema van ubica-

das por encima de la placa móvil una boquilla tronco-cónica adosada a la base de sangrado de la cuchara misma, y otra boquilla adosada a la placa móvil y que sirve para guiar el chorro de líquido. El movimiento deslizante de la placa inferior se consigue mediante un accionamiento hidráulico.

En la actualidad los materiales más comúnmente usados en las placas son: alta alúmina, circón y magnesita. Las estadísticas señalan duraciones más prolongadas para las placas alquitranadas y las ligadas con grafito (del orden del 100/o). El uso de adiciones de óxido crómico a la alúmina ha dado buenos resultados particularmente para vaciados de aceros muy erosivos.

b) CIERRE GIRATORIO

En la Figura 5b se puede apreciar que la base del diseño del cierre giratorio es el desplazamiento de una placa doblemente perforada que es móvil, en forma rotatoria (y con el eje geométrico colineal) con relación a otra placa de igual diseño en su área de contacto, pero que está fija. El sistema hace posible el sangrado cuando las perforaciones superior e inferior coinciden.

Este diseño permite mantener una superficie de contacto constante admitiendo que las 2 placas estén fuertemente apretadas una contra la otra minimizando así el riesgo de penetración del acero líquido entre las placas.

Como el diseño tiene 2 aberturas en la placa giratoria, y el accionamiento puede ser levógiro o dextrógiro, existen entonces 4 posibilidades de desgaste, de manera que una vez producido éste, no se encuentra orientado hacia el interior de la placa.

Finalmente puede aprovecharse de disponer sangrados con diferentes diámetros lo cual es muy conveniente si se desea contrarrestar la enorme diferencia de presión ferrostática que existe entre el comienzo y el término del vaciado.

3.4. LADRILLO DE PURGADO GASEOSO.

Originalmente se empleaban refractarios de arcilla. Posteriormente los ladrillos de mulita lograron dar mejores rendimientos. Para condiciones más severas se ha pasado al uso de magnesita. Tanto en el caso de ladrillos de mulita como en el de magnesita, se emplean en su fabricación mezclas de una sola granulometría. Al cocer los ladrillos a elevada temperatura, se obtiene un buen sinterizado a pesar que no existen finos en la mezcla. Se logran así porosidades de 300/o, con un tamaño de poros que queda definido según el tamaño de los granos de la materia prima prensada. La resistencia mecánica obtenida es similar a la de los ladrillos densos.

4. MATERIALES REFRACTARIOS USADOS EN CUCHARAS

Quien examine el desenvolvimiento de los materiales usados para revestir cucharas de acería podrá darse cuenta que la gama de ellos cubre prácticamente todo el espectro de los materiales refractarios comerciales, desde los materiales silíceos ácidos hasta los muy básicos de dolomita. Esto pone una vez más de manifiesto que para conocer bien las potencialidades de las diversas alternativas en cucharas, es preciso conocer a fondo todos los materiales refractarios empleados industrialmente.

ligados, cuya composición corresponde prácticamente a la de arenas ácidas de proyectado (85 a 90% SiO_2). Además, la formación de juntas se compensa con la dilatación de cuarzo, que provoca un deslizamiento superficial. Por ello los ladrillos de sílice generan una superficie monolítica que no permite el ataque localizado sino más bien una erosión homogénea que hace posible hacer mejores estimaciones del desgaste de las cucharas durante la campaña.

Experiencias realizadas en Bélgica agregando 7 a 8% Cr_2O_3 a las arenas arcillosas ácidas han demostrado mejorar sensiblemente la resistencia al ataque de escorias. Bastante buen éxito ha tenido

La TABLA 1 muestra algunas sugerencias porpuestas por la firma Didier-Werke.

TABLA 1: MATERIALES SUGERIDOS PARA USO EN CUCHARAS						
BASICIDAD ESCORIA	media	alta	alta	alta	baja	baja/alta
ATMOSFERA	—	reduct.	reduct.	fuertemente reduct.	oxidante	oxidante/reductora
EJEMPLOS DE PROCESOS	desgasificado	desulfuración	desulfuración (VAD)	desulfuración IN	VOD VAD	VOD con desulfuración
ZONA ESCORIA	Mg-Cr 60 ó 65	dolom.	MgO	MgO o	Mg-Cr 50	Mg-Cr 65
MUROS	Mg-Cr	dolom.	cromita o baux.	dolom. o	cromita	cromita
ZONA IMPACTO	Mg-Cr 60	Mg-Cr 60	cromita o baux	materiales básicos	cromita	cromita
FONDO	Mg-Cr 60	Mg-Cr 60	baux.	proyect.	Mg-Cr 50 ó 65	Mg-Cr 65

Aunque el espectro aquí mostrado está restringido principalmente a cucharas básicas sigue aún operándose con cucharas no-básicas para diversos propósitos, razón por la cual conviene hacer un recorrido por todo el espectro a que anteriormente se hizo mención.

4.1. LADRILLOS DE SILICE.

En los ladrillos cocidos es típico el encogimiento, la erosión en las juntas y la posterior formación de "endentado" (cobble stone). Por ello, en los fondos de las cucharas por ejemplo, ellos se reemplazan por ladrillos de sílice químicamente

en Japón el material silíceo conocido como Roseki, que se emplea tanto en apisonados monolíticos como en ladrillos. Con contenidos de 81 a 83% SiO_2 y 16 a 17% Al_2O_3 , se trata fundamentalmente de un mineral pirofilitico, con cuarzo anexo y un bajo residual alcalino.

4.2. LADRILLOS SEMI ACIDOS.

Para cucharas en las que se requiere una mayor resistencia a la escoria y a la erosión, se prefiere usar ladrillos cocidos de arcilla en lugar de las de arenas. Estos ladrillos semi-ácidos contienen 20 a 22% Al_2O_3 , combinan las ventajas de los

ladrillos de arena con las de los arcillosos. Sus buenas propiedades se deben al contenido de mulita, material altamente refractario.

4.3. MATERIAL BAUXITICO.

Este tipo de material refractario, que tiene como principales constituyentes mineralógicos el coridón y la mulita, es altamente resistente a la acción de la escoria. Además, debido a la buena resistencia al choque térmico que tiene la bauxita es factible tener enfriamientos repetidos de cucharas recubiertas enteramente con bauxita, sin producir spalling o agrietamientos, evitando inclusiones en los aceros.

Por otra parte, debido a la alta conductividad térmica de este material, se recomienda usar aislantes en la cuchara.

4.4. ARENA DE CIRCON.

El silicato de circonio llamado también circón o arena de circón, es otro material altamente resistente a la escoria.

Las mezclas de circón ligado con arcilla tienden a producir grietas por contracción puesto que el silicato de circonio, a diferencia del cuarzo, no se transforma con aumento de volumen. Por ello se agrega cuarzo a la mezcla para disminuir el encogimiento aunque disminuye eso sí la resistencia a la escoria.

4.5. MINERAL OLIVINICO Y DE CROMO.

Es posible utilizar en cucharas de acería ladrillos olivínicos que contienen una materia prima relativamente barata, la olivina ferrosa $2\text{MgO} \cdot \text{SiO}_2 (+80\% \text{ FeO})$, es decir una forsterita impura. Este material es más resistente a la escoria que la arcilla, sin embargo, como no sinteriza para formar una superficie sellada, puede ser infiltrado por la escoria. Los ladrillos cocidos fabricados con olivina tienen una pobre resistencia al choque térmico, y al ser infiltrados en su cara caliente, tienden a desconcharse. Los químicamente ligados no son tan sensibles como los cocidos.

Estas debilidades pueden mejorarse mediante adiciones de cromita. Puede llegarse al extremo de fabricar ladrillos sólo de cromita ya que son incluso más resistentes a la escoria que los de olivina-cromita, aunque son obviamente más caros.

4.6. MATERIALES BASICOS.

Se entiende como cucharas revestidas con materiales básicos, aquellas que usan como materias primas magnesita, cromita, dolomita, o mezclas entre ellas. Como estos materiales tienen mayores dilataciones, altas conductividades térmicas, baja resistencia al choque térmico, alta capacidad de almacenaje térmico etc., requieren una albañi-

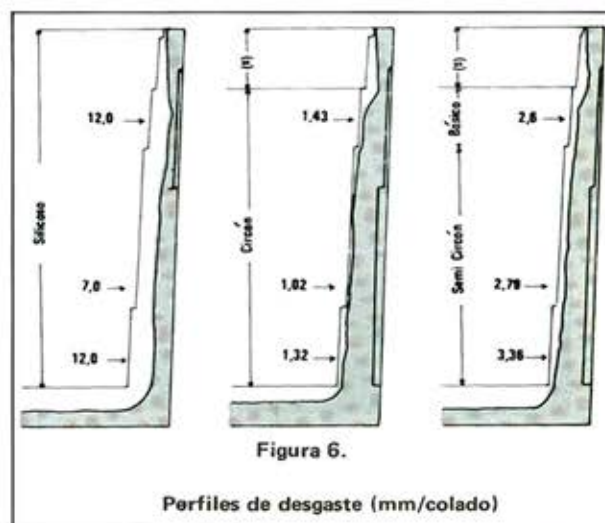
lería más cuidadosa, prolija y cara. Hay que tomar las precauciones de mantener calientes las cucharas básicas. Una manera de abaratar los costos de estas cucharas, es recurrir al empleo de mezclas básicas proyectables, aunque la vida de cucharas básicas revestidas por proyectado es mucho menor que la de las cucharas básicas enladrilladas. Los refractaristas han logrado desarrollar mezclas expandibles formadoras de espinelas, que permiten reducir el encogimiento y con ello el problema de propagación de grietas.

Los materiales básicos pueden usarse ligados con alquitrán (tar-bonded) o bien impregnados en alquitrán (tar-impregnated).

5. MECANISMOS DE DESGASTE DE CUCCHARAS

Con cifras de consumo de 3 a 5 kg de refractarios por tonelada de acero procesada no cabe duda que se debe dedicar tiempo y atención al desgaste de las cucharas, más si se piensa que el consumo en cucharas es comparable con el de los hornos LD.

Otra manera práctica de cuantificar los consumos o los desgastes es evaluar el espesor de refractarios consumido por colada. Al respecto puede tomarse como referencia un desgaste de 5 mm colada para cucharas de 340 t enladrilladas, tal como se puede apreciar en los perfiles de desgaste mostrados en la Figura 6.

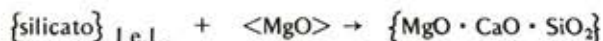
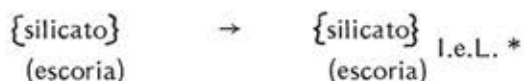


Como ocurre en la mayoría de los fenómenos de corrosión refractaria por contacto directo con líquidos a alta temperatura, la cara caliente muestra las siguientes zonas, a medida que nos internamos ortogonalmente hacia su interior:

- zona escorificada
- zona infiltrada
- zona densificada
- zona de transición
- zona inalterada

cuyos espesores variarán según las circunstancias propias de cada situación en especial.

Observaciones hechas en la línea de escoria con refractarios de magnesita-cromo directamente ligados señalan el siguiente mecanismo de corrosión:



el ataque preferencial por los granos de magnesita ha dejado inalterados los granos de cromita y los de liga directa. La solubilidad del MgO en diversos sistemas oxidados líquidos se ha encontrado que depende del recíproco de la temperatura absoluta según:

$$\ln [\text{MgO}] \cong -\frac{A}{T} + B$$

donde

$$[\text{MgO}] = \text{moles de MgO disueltos}$$

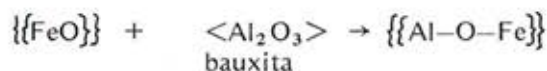
A;B constantes

En el caso de usar revestimientos de dolomita ligada con alquitrán, el ataque preferencial ocurre en la fase CaO que es más básica que la magnesita:



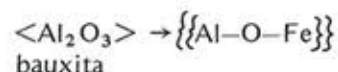
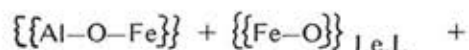
esta fase tiene menor difusividad que la fase montichelítica formada en el caso del ataque al MgO. Sin embargo, debido a su conversión $\alpha \rightarrow \gamma$, es responsable de un fenómeno destructivo muy indeseable denominado "dusting". Al enfriarse el ortosilicato α formado a alta temperatura, se transforma en ortosilicato γ (o β según otros autores) causando una expansión del 120/o que provoca un escamado similar a la formación de polvos y por ello en inglés se conoce como "dusting".

Estudios hechos con revestimientos de alúmina en la cara caliente en contacto con el acero señalan que ocurre aquí el siguiente mecanismo:



coágulo que al enfriar genera $\langle \text{FeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \rangle$, pero que puede seguir disolviendo bauxita hacia el interior en presencia de Fe-O infiltrado previamente, según:

* I.e.L. = infiltrado en el ladrillo



El desgaste de las válvulas de vaciado responde a solicitaciones más dramáticas, y es por ello que se fabrican según la mejor tecnología disponible hoy en día.



Figura 7: Solicitaciones en los cierres deslizantes.

La Figura 7 es muy ilustrativa en explicar lo que ocurre en los diferentes instantes de acción del cierre:

- Antes de sangrar existe poca sollicitación térmica.
- Al sangrar hay un efecto erosivo en las paredes provocado por el chorro de acero líquido que escurre, hay sollicitaciones térmicas y químicas; además ataque a la junta de las placas.
- Al estrangular se provoca un efecto erosivo en las aristas, turbulencia y desvío del chorro en la boquilla inferior.
- Al cerrar se promueve un efecto de roce entre las placas, y un choque térmico en la boquilla inferior.

Al abrir la válvula, la temperatura de la placa móvil sufre un severo choque térmico (sobre los 1000°C por minuto). Antes de la primera colada, la temperatura de la placa deslizante es inferior a 100°C, pero ya en la segunda colada se encuentra entre 200 y 400°C, dependiendo obviamente del lapso transcurrido entre colada y colada. Se han hecho cálculos matemáticos de los esfuerzos a que queda sometida la zona vecina a la perforación de sangría, debido a este choque térmico, y se ha encontrado que ellos justifican la fracturación radial que ocurre en estas placas. Para minimizar este agrietamiento se requiere emplear material refractario con alta resistencia a la tracción y a la flexión, un bajo módulo E y un bajo coeficiente de expansión térmica.

Al cerrar la válvula, la zona de la placa móvil

que queda ahora en contacto con el acero, experimenta un calentamiento casi instantáneo desde unos 500 a 800°C hasta 1500°C, lo cual provoca desconchamiento y escamamiento. En la práctica se evalúa la resistencia de los materiales a este efecto usando un soplete. Se ha observado así que aquellos materiales que tienen alta resistencia en caliente y bajo coeficiente de expansión pueden sobrevivir al test sin desconcharse. Es muy importante que exista una buena liga cerámica, como es la que produce la mulita en las placas sílico-aluminosas. Las placas de magnesita se comportan muy bien en el test del soplete, no se encuentran destrucciones en la textura, aunque muy a menudo las placas se fracturan. Si se efectúa en forma repetida el ensayo del soplete, en el mismo lugar de la placa, para simular varias acciones de apertura y cerrado de la válvula, se ha detectado que la alúmina sobrevive estos ensayos sin mostrar daño, pero las placas de magnesita se deterioran al destruirse la textura ya en el primer calentón.

Al accionar repetidamente la válvula, se depositan partículas de acero y de escoria, luego el acero solidifica y las superficies en contacto (entre placas) se van erosionando. Para minimizar este desgaste, se requiere superficies sin poros en los que puedan penetrar partículas líquidas o sólidas. La resistencia a la erosión puede evaluarse midiendo la resistencia a la compresión. En este

aspecto, las placas de magnesita son tanto o más buenas que las de alúmina.

El acero y la escoria provocan además un ataque químico a las placas; son especialmente peligrosos el FeO del acero y las escorias muy básicas o muy ácidas. Comparativamente, el MgO resiste, pero la alúmina sufre ataque. La mulita muestra un vigoroso ataque.

En general, la experiencia señala que para moldeo de lingotes y uso repetido, se adecúan las placas de Al_2O_3 .

Las placas de MgO en cambio pueden usarse en todas aquellas plantas de colada continua en que se trabaje con aceros de bajo carbono, y oxígeno relativamente alto, como es el caso de aceros para alambres y para bandas. Como la temperatura de sangrado es alta ($\sim 1650^\circ C$) y los tiempos de colada son largos (60 a 90 min), el ataque químico a las placas de Al_2O_3 es mayor, más aún en vaciados controlados (con estrangulamiento de la válvula), ya que además aparece un severo efecto de abrasión.

Para concluir revisaremos el desgaste de los ladrillos de purgado gaseoso.

Es importante considerar la resistencia mecánica de este tipo particular de ladrillo por cuanto su desgaste se debe principalmente a una erosión en la superficie. Al diseñar la albañilería es preciso coordinar la vida del cono de purgado con la vida del bloque-soporte y del piso de la cuchara.





* Dr. Ing. Klaus Krone

Aprovechamiento de desperdicios con contenidos metálicos

1. LAS MATERIAS PRIMAS EN ALEMANIA FEDERAL

La República Federal Alemana, con cerca de 65 millones de habitantes, representa sólo un 1,6% de la población mundial. Sin embargo su empleo de materias primas es desproporcionadamente más grande. En el caso de los más importantes metales de uso común, su empleo llega al 5-10% de la producción mundial. Pero los alemanes disponen en su territorio escasas reservas de los metales de mayor importancia: sólo algunos yacimientos de hierro, plomo y cinc, los que estarán agotados a fines de este siglo. Por aquellos años, la importación de estas materias primas alcanzará el 100%.

Lo anterior pone en evidencia la importancia de emplear materias primas, o sea, aprovechar desperdicios que tienen contenidos metálicos (en idioma inglés: recycling).

Sólo en el caso del hierro, aluminio, cobre, plomo, cinc, metales nobles, así como del titanio y wolframio se ha logrado una producción metálica secundaria digna de mención. No obstante, se requiere con urgen-

cia un aumento de la cuota de materiales reciclados para todos los metales.

2. RESIDUOS

Otro aspecto a considerar al estudiar el aprovechamiento de desperdicios con contenidos metálicos, son los residuos de esos materiales.

Los desperdicios que contienen metales, en particular metales pesados, que a sabiendas o por ignorancia eran desechados, o bien descartados y luego procesados; una y otra vez han originado los llamados "escándalos ambientales" como ocurrió por ejemplo en:

- * 1974 en Stolberg, donde hubo emisiones y residuos que contenían metales pesados provenientes de la metalurgia del plomo,
- * 1977 en Hanau, se descartaron ilegalmente sales cianídricas de tratamientos térmicos.
- * 1979 en Erwitte, se produjeron emisiones con talio en la industria del cemento.

* 1980 en Goslar, se infectó un gran terreno de unos 30 km² con emisiones provenientes de la metalurgia del plomo.

Lo ocurrido antes en Stolberg y hace poco en Goslar sólo en pequeña medida puede culparse a las condiciones actuales, ya que en ambas zonas se han venido extrayendo minerales de metales pesados (principalmente de plata, plomo y cobre) desde principios de la Edad Media.

El decreto federal del 24 de mayo de 1977 establece 18 tipos de residuos que contienen metales, y cuya eliminación final debe efectuarse bajo precauciones especiales, como por ejemplo: descarte en botes especiales o subterráneos, incineración o entrapamiento en alta mar, por lo cual van recargados con altos costos, hasta 250 marcos por toneladas, además de los costos de transporte.

Afortunadamente este tipo de descarte de desechos con contenido metálicos está limitado a casos muy especiales. Sin embargo, soluciones o barros con metales que deben ser descartados deben someterse a rigurosas pruebas, para lo cual existen

Ingeniero Jefe del Instituto de Metalurgia y Electrometalurgia de la Universidad Técnica de Aachen, Alemania Federal; especialista visitante, invitado por la Vicerrectoría Académica de la USACH.

***NOTA: El presente trabajo es una traducción resumida del artículo de igual título (en alemán) escrito por el Dr. K. Krone, y presentado como parte de su conferencia dictada en idioma inglés, el 13 de marzo de 1984 en el Complejo de Eventos de nuestra Universidad.*

instalaciones especiales de descontaminación.

3. VALORIZACION DE DESPERDICIOS CON METALES

La industria metalúrgica tiene claros criterios para decidir el aprovechamiento de sus residuos:

Recuperar; Venta; Descarte en depósitos o Almacenamiento en botaderos.

Debido a los altos contenidos metálicos en los desperdicios, en muchos casos sólo procede recuperar o bien vender.

La recuperación de desperdicios metálicos comúnmente, es más fácil de realizar desde el punto de vista técnico, que adecuarse a los costos de tratamiento dictados por el mercado.

3.1. CHATARRA DE FIERRO

En la República Federal se tiene un bien organizado mercado chatarrero para el fierro con numerosas cizallas gigantes, prensas enormes y enfardadoras, estas últimas dispuestas para la recuperación de restos de automóviles.

La clasificación de las chatarras de fierro se basa en la composición química, tamaños de las piezas, grado de suciedad, origen, etc., y está establecida en las llamadas "listas de clasificación de chatarra".

Los precios son los del mercado y por consiguiente se rigen por la oferta y demanda.

3.2. CHATARRAS NO FERROSAS.

Existe también un bien organizado mercado para las valiosas chatarras no ferrosas, desde operaciones artesanales que separan a mano la chatarra según el tipo, luego hay anticuarios y pequeños chatarreros, y finalmente están los talleres de refusión y las fundiciones primarias, que procesan tanto chatarras como residuos que contienen no ferrosos.

La clasificación de estas chatarras para su comercio está establecida por la Federación Técnica de Talleres Metalúrgicos y de Refusión, y puede solicitarse en los respectivos talleres.

En el mercado se utilizan palabras codificadas para la clasificación de chatarras no ferrosas, empleándose en Alemania Federal la primera letra para designar el metal o su correspondiente aleación. La normalización en el Mercado Común Europeo y en los EE.UU. utiliza principios similares. En sus detalles se establecen además datos de forma, contenidos mínimos, orígenes, impurezas permitidas, etc.

En las chatarras no ferrosas no se puede contar con precios fijos. Lo normal son los cambios de corto plazo dentro de una tendencia alcista en el largo plazo, por lo menos en los metales transados en la Bolsa (ej. LME=London Metal Exchange) como cobre, plomo, cinc y estaño.

3.3. DESPERDICIOS NO METÁLICOS QUE CONTIENEN METALES.

También se han desarrollado prácticas para el comercio y recuperación de desperdicios no metálicos que contienen metales, según las cuales por analogía con el mercado de minerales y concentrados, se siguen fórmulas de compra en las que se prescriben contenidos mínimos y se aplican descuentos cuando cierta impureza sobrepasa los límites permitidos.

Los pagos por tratamiento, fusión y refinación se refieren normalmente a la unidad de peso del metal o de los metales útiles contenidos en el material seco.

Al recuperar desperdicios conteniendo metales, en algunos casos especiales es preciso cerciorarse si vale la pena, o si se requiere transformar el proceso o bien cambiar de metal. Así, debido a la alta contaminación, las empresas W.C. Heraeus y Degussa en Hanau, desde hace algunos años, han decidido eliminar el cadmio de todas las aleaciones por ellos producidas, substituyéndolo por otros elementos de aleación.

El juicio técnico acerca de los numerosos problemas aquí encontrados de seguro que no es fácil. El no puede basarse en la perspectiva del día sino que requiere ahondar en los cambios del mercado en el largo plazo, detalles del consumo, y montos de los reciclados.

4. TIPOS DE DESPERDICIOS QUE CONTIENEN METALES.

Para clasificar los desperdicios que contienen metales puede usarse una serie de criterios, por ejemplo:

Estado de agregación: Sólido o líquido.

Tipo de enlace: metálico, oxidico, sulfídico, clorídico, etc.

Lugar de origen: fábrica, elaboración y purificación de metales.

Metales útiles: fierro, aluminio, cobre, plata, etc.

Para los efectos de elaboración posterior de estos materiales se presta una clasificación basada en los metales útiles principales contenidos y recuperables, de los cuales los principales son: fierro, aluminio, plomo (cinc), cobre, cinc (plomo), y estaño.

Existe una variedad de residuos que contienen metales útiles, que por su cantidad no son muy significativos, pero sí son importantes por los valores contenidos.

5. RECOLECCION

Ya durante la recolección de las chatarras hay que prestar especial atención a la separación de las diversas clases y los diversos tipos de chatarras.

Las diversas clases de chatarra son fáciles de separar puesto que ellas se producen generalmente en diversas etapas de la producción (virutas en las tornearías, polvillos en las esmeriladoras y pulidoras, etc.).

La recolección separada de diversos tipos de chatarra, o sea, desperdicios de diferentes metales y aleaciones es comúnmente difícil. No basta separar la chatarra de acero y hierro por un lado y la no ferrosa por otro lado, sino que debe separarse (mientras sea razonable en los costos) ya en el lugar de generación de la chatarra, en lo posible en el lugar mismo, según los tipos de aleaciones. Debe darse especial atención a que no aparezca ninguna impureza extraña, como por ejemplo materiales no metálicos.

En la recolección de desperdicios no metálicos que contienen metales se debe considerar siempre que hay casos particulares. A menudo ocurre que se juntan grandes cantidades de desechos similares pero en lugares diferentes. Estos desperdicios pueden tener diversos contenidos de metales útiles, de manera que tiene sentido recolectarlos y almacenarlos en forma separada.

En la eliminación del Zn y Pb de residuos en hornos rotatorios según el proceso Wälz, se forma el llamado óxido Wälz que consiste de ZnO y PbO (en algunos casos también con SnO₂), el que tiene diferentes composiciones según sea el lugar donde se produce.

En muchos procesos metalúrgicos se logra un enriquecimiento o un empobrecimiento de determinados componentes en los desperdicios mediante una

adecuada elección de las condiciones.

Se logra una recolección comúnmente difícil en el caso de residuos metálicos contenidos en materiales viejos de orígenes diversos, lo que corresponde a reciclajes muy diferentes. Mientras que la situación es muy adecuada en el caso de batería y placas offset al tener una cuota de reciclaje de casi 100%, en el caso del tungsteno y tantalo de ampolletas usadas, o de componentes de radios y televisores inutilizados, la recuperación es una tarea sin mucha esperanza.

6. RECUPERACION

Para el tratamiento de casi todos los desperdicios, incluyendo los que contienen metales es válida la siguiente regla:

"Cuanto más simple es un desperdicio en su composición, más se puede recuperar; y cuanto más complejo es, más difícil, caro, y en algunos casos estéril resulta su recuperación".

Esto significa que en el procesamiento de desperdicios que contienen metales, la chatarra limpia que tiene pocos componentes es más fácil de procesar que los complejos polvos metalúrgicos, las escorias o los barros, que contienen una variedad de componentes no metálicos en las más diversas combinaciones. No obstante, se forman inevitablemente estos complejos productos de descarte en muchos procesos de fabricación, de procesamiento y de purificación de metales.

En muchos casos la recuperación es sólo posible cuando se obtiene un desperdicio concentrado (enriquecido mediante técnicas de procesamiento) que

se recicla en las etapas primarias del proceso metalúrgico extractivo. Así por ejemplo, el barro de sulfato de plomo de la recuperación de baterías, se agrega a las máquinas de sinterización en la extracción del plomo.

6.1. MATERIAS PRIMAS Y CHATARRAS DE FIERRO

Es relativamente fácil tratar materias primas que contienen hierro:

- Las Batiduras y cascarillas de laminación se añaden en la actualidad de preferencia en la carga al alto horno.
- La chatarra se trata exclusivamente en la acería, en el convertidor o bien, de preferencia, en el horno eléctrico.

En la República Federal el uso específico de chatarra alcanza a cerca de 400 kg/t acero bruto y a cerca de 100 kg/t acero eléctrico fino.

En todo caso, se ponen especiales exigencias a los contenidos de elementos dañinos como cinc, plomo, cobre y estaño (así como arsénico y antimonio), en las chatarras empleadas en la fabricación de acero, ya que esos elementos van en continuo aumento en las acerías.

El cinc y el plomo provienen la mayoría de las veces de las cubiertas protectoras de la corrosión, el estaño viene en los restos de hojalata y de soldaduras, y el cobre proviene de restos de materiales eléctricos, radiadores y conductores tubulares. Durante la fusión se evapora el cinc contenido, se oxida en los humos y debe precipitarse en los purificadores de gases. El aumento de la cantidad de cinc en las operaciones, debido a las exigencias de control ambiental, ha hecho necesario aumentar los gastos en equipos de limpieza de gases. El plomo se evapora, en parte como PbO, y en parte pasa a la escoria, y parte se encuentra en los polvos de acería.

La proporción principal del plomo, debido a su elevado peso específico, se junta en la solera, destruye el revestimiento refractario y redonda en elevados costos de mantención.

El cobre y el estaño son particularmente dañinos. Se disuelven ilimitadamente en acero líquido y ya a nivel de trazas, al precipitar en los bordes de granos, producen fragilidad al deformar en caliente. El arsénico y el antimonio producen daños similares.

Con el aumento de la chatarra proveniente de las distintas fuentes de recolección, y mencionadas, se hace cada vez más urgente una solución a este problema. Hasta aquí no existe ningún método económico para eliminar estos elementos de las chatarras de fierro. El proceso de la firma Goldschmidt A.G. de Essen, para el desestañado de hojalata mediante cloración es económico solamente con restos de hojalata nueva y con precios altos del estaño. El proceso se hace progresivamente antieconómico puesto que la capa de estaño en la hojalata mediante el estañado electrolítico apenas llega a unos 15 g/m².

Las medidas tomadas hasta ahora para manejar estos problemas consisten en limitar los contenidos permisibles en la chatarra no aleada a un máximo de 0,150/o en cobre y 0,020/o en estaño, y diluir con chatarra limpia en el caso de mayores contenidos.

Bajo condiciones favorables, o sea, para altos precios de la chatarra, cobre, estaño, y alta oferta de chatarra vieja barata contaminada, parece económico procesar chatarra sucia mediante destilación al vacío.

También es posible eliminar elementos no deseables de chatarras no ferrosas mediante vacuodestilación, por ejemplo: magnesio del aluminio; plomo, estaño, arsénico y bismuto del cobre, aunque eso se practica aún muy poco a nivel industrial.



El refinado de chatarras mediante cloración selectiva (por ej. magnesio de aluminio, cinc del plomo, etc.) se efectúa en alguna medida a nivel comercial.

6.2. MATERIAS PRIMAS Y CHATARRAS NO FERROSAS

Contrariamente a la siderurgia, en la metalurgia no ferrosa no se puede hablar de un proceso más o menos típico para recuperar los metales. Aquí más bien, deben tenerse en cuenta las singularidades de las materias primas primarias y secundarias que a menudo difieren mucho en su naturaleza, de modo que casi siempre compiten varios procesos muy diferentes para un mismo metal.

En la República Federal se procura disponer de las metodologías que permitan estar en condiciones de operar con los más diversos materiales ya sea:

- introduciéndolos en las diversas etapas del proceso de la metalurgia primaria de modo de reobtener metales puros, cuando se trata por ejemplo de desechos no metálicos que contienen metales, o bien,

- producir aleaciones específicas en talleres de refusión empleando predominantemente las chatarras.

Una explicación del gran número de procesos no es posible de dar aquí, pero sí se tratará de mostrar, a la luz de algunos ejemplos escogidos, de qué manera se pueden procesar en la actualidad los desperdicios industriales que contienen metales no ferrosos.

7. EJEMPLOS PARA EL HIERRO Y EL ACERO

Procesamiento de legía de acero con HCl según el proceso Ruthner de tuesta en el reactor de rociado.

En comparación al ácido sulfúrico, el uso de ácido clorhídrico como reactivo en siderurgia ofrece entre otras las siguientes ventajas:

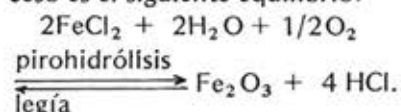
- circuito cerrado
- recuperación completa del ácido
- productos finales recuperables o vendibles.
- cortos tiempos de reacción
- no se produce ningún barro residual.

Sin duda que hay desventajas en el uso de ácido clorhídrico caliente como reactivo, tales como los siguientes:

- formación de vapores de HCl
- problemas de corrosión
- altos costos de inversión

Las que pueden controlarse mediante medidas constructivas y la elección de materiales de construcción adecuados. Pero ellas quedan más que contrapesadas por las citadas ventajas.

A estas ventajas hay que añadir que las nuevas instalaciones emplean casi exclusivamente el proceso de HCl. La base del proceso es el siguiente equilibrio:



El núcleo de la instalación donde este proceso se realiza es el reactor de rociado, en cuya parte superior se asperja la solución clorhídrica de trabajo con 3 a 5 bar de presión.

El reactor consiste básicamente de un palastro cilíndrico revestido interiormente de material refractario. Sobre la periferia del horno se disponen tangencialmente quemadores a gas o a petróleo los que permiten llegar a la requerida temperatura de pirólisis: 700-900°C. La mayor proporción del óxido de fierro formado se recoge en la base cónica del reactor y se extrae mediante un adecuado sistema de extracción. El óxido arrastrado en el gas del proceso se precipita en ciclones de gas caliente.

Para la extracción del polvo fino se dispone de un recuperador de lavado, previo al lavador propiamente tal, el que puede construirse como columna de relleno o como lavador Venturi, al cual se le agrega la solución a regenerar. Los gases de tuesta, con un 50% de vapor de agua, 5 a 10% HCl y 40 a 45% gas inerte (todo en volumen) se llevan a una colum-

na de relleno con agua rociada donde se libera del HCl formándose una solución clorhídrica al 20% la que se añade al equipo de la legía. El óxido de fierro precipitado, finísimo 0,1 µm) y con menos de 0,1% cloro, puede reducirse o venderse, previo un pretratamiento (peletizado por ejemplo).

El proceso es también adecuado para el procesamiento de legías no ferrosas. Se ha desarrollado para obtener grandes cantidades de óxido puros, por ejemplo: MgO a partir de soluciones finales de la industria de los álcalis.

PARA EL ALUMINIO

Procesamiento de chatarras de aluminio:

En 1979 el consumo de aluminio en la República Federal alcanzó a cerca de 1.488.000 t, de las cuales un 28% (420.000 t) se produjeron como material de reciclado.

Los materiales allí reciclados se clasifican en:

- descartes puros nuevos de fabricación.
- virutas, hojas y cables.
- chatarras de recolección y vieja (conteniendo Fe y metales pesados).
- cenizas y limaduras.

Los desperdicios nuevos de fabricación, en proporción creciente son retratados por los talleres de semiterminados y fundiciones, mientras que los desperdicios de menor calidad pueden ser procesados sólo en los talleres de refusión para obtener productos terminados de calidad adecuada.

Los materiales de los primeros dos grupos se seleccionan y agrupan en los más diversos tipos y aleaciones. Es esencial entresacar el aluminio puro claramente reconocible, la separa-

ción de la chatarra que queda de la chatarra fundida, y la separación del fierro, magnesio, cinc, plomo, cobre y latón. Si no es posible separar aleaciones a ojo, se sacan muestras para análisis químicos rápido, como por ejemplo, con la prueba de manchas. (análisis a la gota).

Métodos adecuados de clasificación del aluminio y sus aleaciones lo constituyen sus propiedades físicas tales como dureza, conductividad, densidad y potencial de disolución. Las aleaciones fundidas se dejan reconocer a menudo por el aspecto de sus fracturas.

El material ya clasificado si es suelto se enfarda en prensa y va a los hornos de fusión o se almacena; si es chatarra de fusión va directo al horno o bien a bodega. El material líquido que abandona los hornos se vacía en lingotes de prefusión y se somete a detallado análisis químico. Este análisis es decisivo para el uso posterior. Mientras no esté presente ninguna impureza molesta, el material va a los hornos de aleación, pero si aparecen altos contenidos de cinc o de magnesio, entonces se va a los hornos de destilación o de extracción de Mg, y luego de aquí a los hornos de aleación.

Las virutas se tratan de manera totalmente diferente. Las partidas se separan según su aspecto y se clasifican según sus análisis. Las virutas largas y sueltas se rompen en un fracturador. Para separar el aceite, el petróleo o la emulsión de maquinado adheridos a las virutas, se envían a centrifugación. De la centrífuga las virutas salen con una humedad promedio de 2%. Puesto que es de gran importancia un completo secado de las virutas, ellas pasan a un tambor rotatorio de secado provisto de calefacción directa o bien indirecta. Del secador pasan a través de un tolvin a un separador magnético de tambor,

donde se liberan de partículas de hierro y acero. En ambos equipos se efectúa una extracción adicional de polvo. Las virutas así liberadas de suciedades se funden en hornos rotatorios o de antecrisol bajo capa protectora de sal (si así se requiere, se prensan previamente).

Los desechos laminares son realmente casi exclusivamente de aluminio puro. Sino llevan papel pegado, se prensan y funden en un horno rotatorio. La eliminación del papel adherido se logra ventajosamente por combustión en el horno rotatorio o en el secado de virutas. Allí es generalmente suficiente el tiraje natural como para separar los restos de papel quemado que quedan como residuo.

Los desechos pintados se limpian mediante tratamiento térmico, eso sí que los gases generados deben quemarse. Las chatarras recubiertas con PVC se tratan de manera similar, sometiéndose los gases a un lavado para eliminar el HCl que se forma. En ciertos casos puede hacerse una reducción de tamaño criogénico (con nitrógeno líquido) con lo cual se pueden separar los trozos de material plástico (cierres de botellas).

Se hace difícil el procesamiento de limaduras y cenizas que tienen contenidos de Al muy variables. Además del metal puro, ellas contienen principalmente impurezas oxídicas. La fracción recuperable es entre 30 y 70%. Limaduras extrañas deben muestrearse y analizarse. Los productos con fierro o libres de él, entremezclados, así como las escorias calcinadas deben ser eliminados previamente. Las limaduras gruesas deben ser fraccionadas y tamizadas. Los residuos del tamizaje van a un separador de limaduras que consiste de un tambor tamizador rotatorio lleno con bolitas de acero. El material grueso extraído, luego de una separación magnética queda listo para el horno. Los finos, al igual que todas las

limaduras finas se pasan por un ciclón que tiene acoplado un separador magnético, y desde aquí al horno rotatorio o al basculante. El procesamiento de las cenizas pretratadas se lleva a cabo casi exclusivamente bajo cubierta de sal. La siguiente transformación a aleaciones de aluminio, aleaciones de fundición y aleaciones desoxidantes se consigue comúnmente en la actualidad en hornos de inducción de baja frecuencia.

El uso de sales protectoras basadas en fluoruros alcalinos y alcalinotérreos en los talleres de refusión y fundiciones genera importantes problemas.

En la República Federal se producen ~ 100.000 a 150.000 t/año de escorias salinas en el procesamiento de aluminio secundario, ellos tienen una composición de 4 a 8% Al, 18 a 20% KCl, 45 a 50% NaCl, y un máximo de 30% de materias insolubles en agua.

La recuperación de estas escorias es un problema aun lejos de resolverse. En los procesos de disolución y cristalización empleados por 2 firmas en Europa, en los cuales se lixivia la escoria evaporando luego las aguas madres, se obtiene un concentrado salino con un 95% de eficiencia, pero el consumo de energía es enorme, y los gases que se forman en la disolución (H_2) son difíciles de manejar. La disolución de las escorias salinas sólo para obtener aluminio es antieconómica. Ensayos de recuperación mediante centrifugación, electroprecipitación con elevado campo, etc no han producido logros dignos de mencionar.

No es posible el descarte con desperdicios industriales si-

milares a la basura doméstica, puesto que las sales solubles en agua producen una salinización del suelo. El almacenamiento en depósitos especiales tiene un costo de 150 DM/t en la actualidad produciendo grandes cargas económicas a las fundiciones.

Por analogías con la práctica usual en la industria de los álcalis, es posible recuperar estas escorias mediante flotación, tal como lo han demostrado las investigaciones llevadas a cabo en el Instituto de Procesamiento de la U. Técnica de Clausthal.

Este ejemplo demuestra cómo es posible recuperar desperdicios que contienen metales, mediante procesos físicos de procesamiento. Otros ejemplos de empleo de los principios de procesamiento técnico en la solución de estas tareas aplicadas luego de fraccionar el material, son los siguientes:

- Uso de la precipitación por decantación-flotación para la recuperación de chatarras de baterías y motores de aluminio.
- el empleo de ciclones en la separación de componentes de desperdicios de alambres y cables, así como.
- uso de separadores magnéticos para la separación de trozos de chatarra de fierro en plantas trituradoras.

PARA EL COBRE

Recuperación de chatarras de cobre que contienen Sn, Pb y Zn:

La recuperación de chatarras y residuos que contienen cobre se apoya aún hoy en sus etapas fundamentales en un proceso desarrollado por Knudsen en 1915.

El diagrama de flujo de la figura 1 señala la ruta original, un proceso duplex convertidor-cubilote, en el cual pueden tratarse materias primas metálicas

y no metálicas de diversos orígenes.

La fracción de chatarra (latón, bronce) se funde en un convertidor con coque, también se carga el metal líquido producido en el cubilote, luego se sopla el baño metálico con aire.

Los productos de este proceso de soplado son los siguientes:

- cobre blister con 950/o Cu, el que luego de refino a fuego se somete a refino electrolítico.
- escoria, que debe ser reducida en el cubilote puesto que contiene aprox.: 200/o del Cu, 200/o del Zn, 500/o del Pb y 600/o del Sn alimentados al convertidor:
- polvos, con 800/o del Zn, 200/o Pb y 400/o del Sn alimentados al convertidor y deben procesarse para plomo, cinc y estaño.

La escoria rica del convertidor, junto con materias primas predominantemente no metálicas (limaduras, polvos) se llevan a fusión reductora en el cubilote.

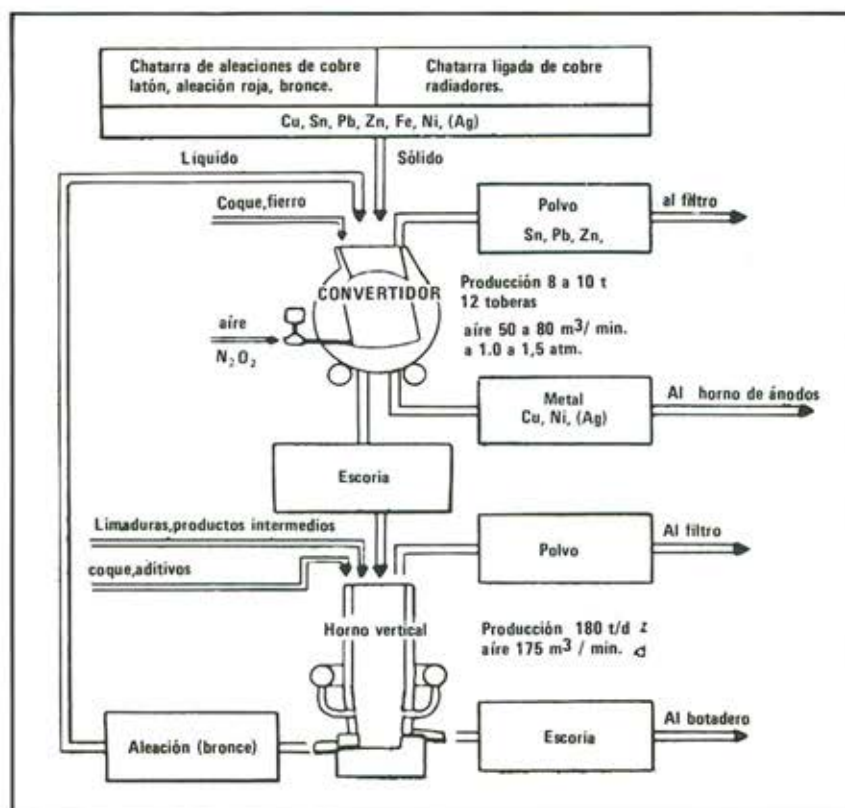
Los productos del cubilote son:

- metal (Cu-Sn-Zn/Pb) que debe ser luego soplado.
- escoria, que es descartable por contener poco no ferroso.
- polvos, los que debe ser procesados para extraerles el plomo, el cinc y el estaño.

Una gran desventaja de este proceso es el hecho que se mantienen en circulación cantidades considerables de cobre y estaño, por lo cual se producen pérdidas relativamente elevadas.

En un variante del proceso, se funde todo el material junto con la rica escoria del convertidor en el cubilote. El material fluye luego líquido al convertidor donde se sopla.

Los productos de estos procesos tienen la misma compo-



ción como los del citado proceso Knudsen. La principal ventaja reside en que las cantidades de metales en las escorias circulantes entre cubilote y convertidor disminuyen en un $\sim 700/o$ para el cobre y en un $\sim 500/o$ para el estaño.

PARA EL PLOMO Y CINC

Recuperación de desperdicios siderúrgicos que contienen no ferrosos en horno giratorio:

En la actualidad la industria siderúrgica de la República Federal produce ~ 1 millón t/año de polvos (alto horno y acería) que llevan contenidos metálicos aprovechables de 5 a 600/o Fe, 0,7 a 170/o Zn y 0,3 a 120/o Pb.

Si se fija un contenido medio de los polvos de sólo 3,50/o Zn y 1,80/o Pb, tal como se espera a largo plazo por ejemplo en las siderurgias August-Thyssen, entonces, para un rendimiento global del 900/o se obtienen ~ 32.000 t/año de Zn y 16.000 t/año de Pb, lo que representa

un 700/o y 500/o respectivamente de los consumos de esos metales durante 1978 en la República Federal.

Hasta aquí se ha recirculado parte de estos descartes a la producción de arrabio, no obstante, estas posibilidades están limitadas debido al continuo incremento de los contenidos de Zn, Pb y álcalis, los que ocasionan perturbaciones en la marcha de los altos hornos. Una eliminación de estos materiales, tal como aún hoy se hace, no es posible de seguir apoyando debido a razones ambientales y económicas, toda vez que con una densidad de sólo $1m^3/t$ se requiere un espacio de descarte de 1 millón de $m^3/año$.

Estos materiales que contienen modestas cantidades de Pb y Zn (por ej. escorias de plomo, cenizas, residuos de lixiviación, etc.) son procesados desde hace tiempo según el llamado proceso Wälz", o sea, mediante una volatilización en un horno giratorio en que se enriquecen

estos metales para formar un una mezcla de óxidos.

La carga consiste de polvos y barros secos provenientes de la siderurgia, cascarillas de laminación y aditivos. Estos materiales se mezclan, se peletizan y se cargan al horno giratorio junto con coque y carbón. El horno se calefacciona con quemadores en el manto y/o en el eje central. A partir de los 800 a 900°C se reducen a metal los óxidos de cinc, plomo y estaño (si está presente) mediante el carbono o en CO secundario formado. A temperaturas de operación de 1100 a 1200°C el plomo y el cinc se presentan gaseosos, y se reoxidan ya sea con aire secundario o con CO₂. Los sulfatos presentes se reducen a sulfuro, pudiéndose volatilizar así en el caso del plomo y del estaño. Los óxidos de hierro se reducen predominantemente a hierro metálico.

Los óxidos son arrastrados

como polvo en suspensión en los gases de salida, siendo captados en cámaras de polvos o en filtros. El hierro contenido en estos sólidos se encuentra metalizado en un 950/o. Se evita una reoxidación enfriando, en un baño de agua. El reductor sobrante y la escoria se separan mediante separación magnética. Los contenidos de plomo y cinc se encuentran siempre bajo 0,10/o. El sólido recuperado constituye una materia prima que puede reingresar al alto horno sin más tratamiento.

La planta metalúrgica Berzelius de Duisburg con la colaboración de la Lurgi de Frankfurt, y la August-Thyssen de Duisburg llevaron a cabo con éxito experimentos a gran escala en un horno rotatorio de 41 m x 3,6mΦ. A partir de esos resultados, desde comienzos de 1980 se tratan exitosamente sólo barros de tragante y polvos de acería (convertidor y horno eléctrico), siempre

que el contenido de plomo más cinc supere el 180/o. Se producen 6.000 t/mes de estos productos. Resulta un óxido Wälz con ~ 670/o Zn + Pb y una esponja de hierro con ~ 620/o Fe total. El óxido mixto (Wälz) se briquetea en caliente y se trata en la misma empresa para obtener plomo y cinc de acuerdo al proceso de fusión Imperial Smelting.

El proceso representa una válvula de escape de Zn/Pb para la siderurgia y presenta un aporte a la eliminación de residuos y a la protección ambiental igual como asegura parte del suministro de materias primas. El empleo de materias primas con bajos contenidos de no ferrosos depende desgraciadamente de las condiciones económicas, es decir, de los precios del plomo, del cinc, de la chatarra y del acero crudo. Existen ya planes para grandes plantas de 400.000 t/año. ●



REMETALLICA

Tengo un montón de fallas, a veces me explico alguna de ellas, pero la que sobresale es motivo de muy poca preocupación de mi parte. Se trata de que no puedo botar los envases plásticos vacíos ya sean de remedios, gominas, desodorantes, etc. También junto los tarros de lata que tengan tapas como los de leche, nescafé y cerelac. ¿Por qué? no sé. No se trata de colecciones clasificadas como para cachiporrearme y decir: tengo todos los envases de desodorantes desde que salieron al mercado en forma de barras. ¡Nada de eso! Simplemente los junto porque creo que alguna vez les daré un buen uso.

Esto se llama "cachureo", que viene a ser algo así como el hermano recontra menor del coleccionista. Este último reúne con mucho esfuerzo y es la pasión de su vida sellos de correos, monedas, libros, discos, etc. y tienen nombres bien encachados, en el mismo orden se llaman filatélicos, numismáticos, bibliófilos y discófilos. Conocen toda la historia de cada objeto que reúnen, son ordenados y pueden pasar horas intercambiando experiencias con otro que tenga la misma enfermedad idigo, pasión!

El cachurero simplemente junta, apila, amontona cualquier cosa generalmente desechos que nunca volverán a usarse.

Sé de personas que guardan pilas secas, ampolletas, envases (como yo) sillas, cajas, revistas, etc. Los mejores cachureos los tienen en los talleres y se verá, si es eléctrico, grandes cantidades de enchufes cojos, fusibles fundidos, tubos de luz indecisos, todas las cosas malas, pero todas guardadas en sendos cajones con la esperanza de que alguna vez pagarán su alojamiento con una piecica. Los mecánicos no lo hacen mal tampoco, esta vez los cajones estarán lle-



Sr. Juan Valencia

CACHUREO

nos de pernos, tuercas, brocas quebradas, trozos de metal, resortes; para qué hablar de repuestos dados de baja.

Las damas también tienen esta debilidad que se va agravando a medida que aumentan los pícaros años. Unas guardan botones, medias corridas (creo que ahora tienen otro nombre y vienen pegadas) blusas, chalecas, etc. Llenan bolsas, cómodas y cajones, ¿Por qué? no sé. Otras con el pretexto de la moda mantienen gran cantidad de

los cabros chicos recogen del suelo cualquier porquería que encuentran, ramas, palos, piedras, hojas, papeles, cajetillas de cigarros, son las primeras prácticas de cachureo que desarrolla el hombre en su infancia. Y hay que darles duro para evitar que transformen la casa en basural.

En mi infancia, recuerdo que se me ocurrió juntar palitos de helados. Salí varias tardes hasta que llené una caja de zapatos. Había un juego muy entretenido en ese entonces, "se trataba de tomar un puñado, ponerlos parados sobre una mesa, con otro palito afirmar uno del puñado y soltarlos. Después había que sacar el máximo de palitos con uno solo, sin mover cualquiera del resto, el que sacaba más ganaba". ¡Se acuerdan viejos!

Saber por qué se guardan todas estas cosas, es motivo para que inteligentes psicólogos encuentren las respuestas. Pero la realidad es que los cachureos han sido olvidados por todo el mundo menos por su cónyuge que también reclama espacio. Es cierto que su labor es silenciosa, no es farsante y a nadie le cuenta su pifia. Además tampoco busca nombre para su fallita. Claro que sería feo,



zapatos, carteras, cinturones, etc. y podemos continuar enumerando: carretillas de hilo pero sin hilo, calzones iperdón! cuadros, etc. etc.

El cachurerismo nace con el hombre, es cuestión de ver como

¿Cómo llamaríamos, por ejemplo a los que juntan botellas, zapatos o tarros?, ¿botellófilos, zapatélicos o tarreros?

Con el objeto de cooperar a que cada uno se conozca mejor he efectuado un profundo estudio según las manías de cada cual y creo que con este trabajo podremos decir: "dime que cachureas y te diré como te las arreglas".

Ampolletas:

Es un optimista, espera que todo se arregle solo. Es buen compañero pero no ha prestado debida atención a sus estudios y perfeccionamiento. Generalmente ignora de que se habla a su alrededor.

Botellas:

Si junta botellas vacías es amarrate, si son llenas sibarita, si gusta desocuparlas luego, buen amigo, cargado a la ternura. En general es gente interesante y conviene conocer sus santos o cumpleaños.



Botones:

Casi siempre son señoras que le tienen horror a las agujas. Sufren de falta de concentración y tienen tendencia a engordar. Necesitan evitar peleas en el hogar.

Si es varón, se avecinan complicaciones en su vida profesional. Se recomienda visitar a un endocrinólogo.

Envases:

Es un hombre sereno, dispuesto a afrontar el destino con sus mejores armas. Es inteligente, estudioso, ordenado. Es el descueve.

Diarios:

Si es varón se le recomienda cambiar de trabajo. La sección empaque de cualquier tienda o paquetería lo hará feliz. Si es dama, no es el momento para nuevos amores, conviene dejar el cigarrillo.

Ropas y Trapos:

Las damas tienen tendencia a esta manía. Significa que son esclavas de la moda, inunca tienen que ponerse! mientras los cajones y roperos están repletos.

También puede significar madurez. Si es hombre quiere decir que ha bajado o subido de peso.



Pernos, artículos de taller:

Demuestran habilidad manual, gran espíritu de ayuda, resuelve todos los problemas mecánicos o eléctricos de los vecinos. Todo el mundo debe tener uno cerca porque además tienen toda clase de herramientas. Son muy buenos chatos.

Zapatos:

Se da mucho entre el sexo débil (?) indica varias cosas: falta de carteras de igual color, complejo de pata grande, uso de parches curitas, espacio en el closet, etc.

Los hombres se encariñan con sus zapatos, no se los secan hasta cuando hay que botarlos. Si los junta, indica inestabilidad o ternos de varios colores.

Lápices de Pasta Vacíos:

Esta manía indica que pasó la línea de los 40 años. Un lápiz que se respete se pierde antes de llegar a su última gota. Solamente los viejos los cuidan, aquellos



que les ponen etiquetas tienen espíritu de viejos tiranos. ¡Dejad que los lápices vuelen de mano en mano!

Revistas:

Este es el cachureo más popular, todo el mundo junta revistas desde chicos a viejos, y de todo tipos. En realidad debemos preocuparnos del que no tiene ninguna revista en su casa, de él podríamos decir que es de otro mundo, marciano por ejemplo, también podríamos decir otras cosas; pero no las decimos mejor...

Hojas de afeitar:

Puede significar dos cosas: buen corazón, no quiere que nadie se haga una yayita o inestabilidad de carácter y piensa solucionar sus problemas algún día a lo japonés.



Si entre los objetos clasificados no figura lo que Ud. guarda celosamente y tiene interés en conocer su personalidad, puede escribirme sin problemas, salvo que Ud. junte sobres.



REMETALICA

REVISTA DEL DEPARTAMENTO DE METALURGIA
UNIVERSIDAD DE SANTIAGO DE CHILE - FACULTAD DE INGENIERIA

NOVIEMBRE DE 1994

SANTIAGO/CHILE

Nº 2