

ENVIE SUS MUESTRAS A ANALIZAR A LOS

LABORATORIOS DEL INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA

Cuando le interese conocer la composición elemental de sus productos, encontrará grandes facilidades y ayudas si encomienda sus estudios a los laboratorios analíticos del Instituto Geológico y Minero de España.

RAPIDEZ

PRECISION

SENSIBILIDAD

ECONOMIA



Precios muy interesantes para series importantes o contratos de colaboración.

Tendrá a su servicio las técnicas más adecuadas de química clásica, espectroscopía de emisión fotográfica y automática, espectroscopía de absorción atómica, fluorescencia de rayos-X, destellómetros. Análisis microlocales con moderna microsonda.

APARATOS MODERNOS, TECNICAS ADELANTADAS.

Análisis de minerales, productos mineralúrgicos, metalúrgicos en general; toda clase de productos.

Cuando le interese el estudio de las reservas de un criadero, clasificar las partidas de materias primas, calidad de los productos que adquiera o venda, valoración de las partidas comercializadas, así como para muchos de los problemas que se le presenten en su industria, acuda a los

LABORATORIOS DEL INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA

RIOS ROSAS, 23
MADRID-3

Tels. { 254 22 00
253 46 05

II/2-2-1



EMPRESA NACIONAL "ADARO"
DE INVESTIGACIONES MINERAS S.A.



ESTUDIOS GEOLOGICOS
INVESTIGACION DE CRIADEROS MINERALES
SONDEOS HASTA DE 4.500 MTS. DE PROFUNDIDAD
LABORATORIOS DE PETROGRAFIA, METALOGENIA,
MICROPALAEONTOLOGIA, QUIMICO, TESTIGOS,
LODOS, CEMENTOS, PREPARACION MECANICA
DE LAS MENAS.

DOMICILIO SOCIAL.— SERRANO Nº 116, MADRID (6). TELEFONO 2-61-79-02
OFICINAS Y LABORATORIOS.— K.12 CARRETERA DE ANDALUCIA. TELEFONOS 2-37-17-00, 1-2

PUBLICACIONES ULTIMAMENTE EDITADAS POR EL INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA

Mapa Geológico Nacional 1:50.000.

Hoja núm. 380 / 1.093 Lobos 100 pesetas

Hoja núm. 384 / 1.114 Istmo de la Pared 100 pesetas

PEDIDOS A

INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA

Ríos Rosas, 23
Teléfono 234 13 28

MADRID-3

RESERVADO PARA
LA REVISTA
ECONOMIA INDUSTRIAL

TOMO LXXIX
Fascículo I

ENERO FEBRERO - 1968

boletín geológico y minero

revista bimestral de geología económica, industrias extractivas y de su beneficio - fundada en 1874 - 4.ª serie

COMISION DE REDACCION

- ALMELA SAMPER, Antonio.**
Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. Madrid.
- ALVARADO ARRILLAGA, Manuel María.**
Instituto Geológico y Minero de España (Geología).
- ARANGUREN SABAS, Félix.**
Instituto Geológico y Minero de España.
- BERTRAND Y BERTRAND, Carlos.**
Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. Oviedo.
- BONED SOPENA, José Antonio.**
Centro Nacional de Investigaciones Metalúrgicas. Madrid.
- CANTOS FIGUEROLA, José.**
Instituto Geológico y Minero de España.
- CRUSAFONT PAIRO, Miguel.**
Facultad de Ciencias de Barcelona.
- DOETSCH SUNDHEIM, Jorge.**
Instituto Geológico y Minero de España (Minería).
- FONTBOTE Y MUSOLES, José María.**
Facultad de Ciencias de Granada.
- FUSTER CASAS, José María.**
Instituto "Lucas Mallada", de Investigaciones Geológicas.
- GALVEZ CANERO, Augusto de.**
Instituto Geológico y Minero de España (Aguas).
- HERNANDEZ-PACHECO, Francisco.**
Museo Nacional de Ciencias Naturales.
- LOPEZ DE AZCONA, Juan Manuel.**
Comisión Nacional de Geología.
- MELENDEZ Y MELENDEZ, Bermudo.**
Universidad de Madrid.
- MINGARRO MARTIN, Francisco.**
Facultad de Ciencias de Madrid.
- MURCIA VIUDAS, Andrés.**
Instituto Nacional de Colonización.
- ORTI SERRANO, Carlos.**
Consejo de Minería y Metalurgia.
- PARGA PONDAL, Isidro.**
Laboratorio Geológico de Lage. Coruña.
- PINTADO FE, Francisco.**
Instituto Nacional del Carbón. Oviedo.
- RIBA ANDERIU, Oriol.**
Universidad de Zaragoza.
- RIOS GARCIA, José María.**
Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. Madrid.
- NAENZ GARCIA, Clemente.**
Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Caminos. Madrid.
- NOLE SABARIS, Luis.**
Instituto Nacional de Geología. Barcelona.
- VIDAL PARDAL, Manuel.**
Servicio Geológico de Obras Públicas. Madrid.
- VIRGILI RODON, Carmina.**
Facultad de Ciencias de Oviedo.

REDACTOR JEFE

J. M. LOPEZ DE AZCONA

INDICE

PÁGINAS

Geología

- C. GAIBAR-PUERTAS: Algunas precisiones sobre la litoestratigrafía, el espesor y la edad atribuibles al Mesozoico que, apoyado sobre el Keuper y constituyendo el yacente de las capas de Utrillas, aflora en la Hoja número 661 (Villarejo de Fuentes, Cuenca) 1

Minería

- R. DE LA RIVA DEL BRÍO: Defosforación de minerales de hierro 17

Aguas subterráneas

- J. RICART: Plan hidrogeológico de León 21

Energía

- J. SUÁREZ FEITO: Combustibles nucleares 26

Geobiología, Geofísica, Geonucleónica y Geoquímica

- M. MORANTE, F. ARRESE y J. RODRÍGUEZ: Efecto del pH y de soluciones salinas sobre cristalizaciones orientadas 84

Estudio de minerales y rocas

- V. SÁNCHEZ CELA: Estudio petrológico de las tobas dacíticas-riolíticas de Las Negras (Almería) 87

Información

- Personal.—Noticias.—Estadística y Economía.—Información legislativa.—Notas bibliográficas.—Sección informativa de revistas 99

EDITADA POR EL

INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA

RÍOS ROSAS, 23. MADRID-3 (ESPAÑA)

El Instituto Geológico y Minero de España
hace presente que las opiniones y hechos
consignados en sus publicaciones son de la
exclusiva responsabilidad de los autores
de los trabajos.

Los derechos de propiedad de los trabajos
publicados en esta obra fueron cedidos por
los autores al Instituto Geológico y Minero de
España.
Queda hecho el depósito que marca la Ley.

EXPLICACION DE LA PORTADA

Sondeo n.º 2. Abastecimiento de Jaén. Caudal: 4.000 m³/día.

Depósito Legal M. 8.279.-1958

TALLERES GRÁFICOS VDA. DE C. BERMEJO.—J. GARCÍA MORATO, 122, TELÉFONO 233 06 19.—MADRID

Algunas precisiones sobre la litoestratigrafía, el espesor y la edad atribuibles al Mesozoico que, apoyado sobre el Keuper y constituyendo el yacente de las capas de Utrillas, aflora en la Hoja n.º 661 (Villarejo de Fuentes, Cuenca)

por C. GAIBAR-PUERTAS (*)

RESUMEN

Habida cuenta de las discrepancias evidenciadas por la bibliografía en relación con las facies, espesores y edad inherentes al mesozoico que constituye el yacente de las capas de Utrillas en la región manchega, hemos decidido avanzar, en esta nota, los resultados obtenidos al respecto durante los años 1960-1962, en que realizamos el levantamiento de la Hoja núm. 661 (Villarejo de Fuentes, Cuenca) de nuestro mapa geológico a escala 1:50.000.

Amén de describirse las unidades litoestratigráficas evidenciadas por cuatro cortes geológicos, se da cuenta del descubrimiento de yacimientos de macrofauna y microfauna que, al parecer, permiten datar con bastante garantía la mayor parte de dichas unidades litoestratigráficas que arman en una ininterrumpida serie sedimentaria de edad comprendida entre un posible Dogger inferior y el Keuper.

RÉSUMÉ

La bibliographie au sujet, montre quelques discrepancies en rapport avec les facies, puissance et âge du mésozoïque qui supporte les couches d'Utrillas (probable Albien) dans la région de La Manocha. Pour cette raison nous avons pensé sur la convenance de publier cette note avec les résultats obtenues, au sujet, pendant les années 1960-1962, dans lesquelles nous avons effectuée le levé de la Feuille n.º 661 (Villarejo de Fuentes, Cuenca) de la notre carte géologique officielle a échelle 1:50.000.

En plus de faire la description des unités lithostratigraphiques montrées pour quatre coupes géologiques, on signale la découverte de nouveaux gisements de macrofaune et microfaune qui semblent-ils permettre dater, avec certaine garantie, la plus grande partie des dites complexes lithostratigraphiques qui forment une série sédimentaire continue et d'âge comprise entre un possible Dogger inférieur et le Keuper.

ANTECEDENTES

Los afloramientos mesozoicos manchegos constituyeron aislados apuntamientos de cúpulas, generalmente falladas, más o menos alargadas y alineadas en direcciones próximas a la NNO-SSE. Actualmente, luego de haber sido arrasadas por la erosión, aquellas pléyades de estructuras cerradas recuerdan las superficies de fricción de los molares de un viejo mamífero herbívoro.

Si a esta imagen se superpone la existencia de innumerables fracturas (generalmente inversas y arrumbadas en dicha dirección) que han escindido tanto las estructuras arrasadas como las recientemente exhumadas y las todavía fosilizadas determinando, casi sistemáticamente, el cabalgamiento de los labios orientales sobre los materiales más modernos de los labios occidentales, se llegará a comprender la gran complejidad estructural —en gran parte dimanada de la escasa potencia presen-

(*) Investigador científico del C. S. I. C. y Jefe de la Sección de Prospección Geológica del Instituto de Geología Económica.

tada por los horizontes coherentes de la cobertera sedimentaria—, así como las dificultades opuestas por aquella región a una cartografía geológica de detalle.

En el país manchego se tropieza constantemente con las tremendas dificultades opuestas, a la cartografía y a la interpretación geológica, tanto por el desolador arrasamiento del relieve como por la importante complejidad estructural y la gran esterilidad paleontológica que, obstinadamente, presentan la inmensa mayoría de las unidades litoestratigráficas que, para colmo, muestran facies convergentes hacia un acusado carácter detrítico cual corresponde a la proximidad de las líneas costeras de los mares mesozoicos. Todas estas razones justifican plenamente la imperfección de nuestros conocimientos sobre el mesozoico manchego hasta el desarrollo de la técnica fotogeológica, siendo indiscutible que la región manchega constituye un claro y formativo ejemplo del inestimable auxilio prestado por la Fotogeología en los sectores de tamaño complejidad.

Como es sabido, el jurásico y liásico conquenses únicamente habían sido reconocidos en las serranías orientales hasta que, en 1931 (10), Richter y Teichmüller descubrieron su afloramiento en las modestas alineaciones morfológicas que, por su parte oriental, delimitan la vasta llanura manchega. De este modo quedaba enlazada la cobertera mesozoica de la Cordillera Ibérica con el conocido ísleo occidental de Alcázar de San Juan, entrañado por el Bunt, Keuper y las carniolas supra-ventes.

El trabajo de Richter y Teichmüller fue difundido en España por Ríos en 1944 (12), a la par que, en colaboración con otros eminentes geólogos y con miras a la investigación petrolífera, dicho geólogo español efectuó a la sazón extensos reconocimientos y levantamientos geológicos en el sector Cuenca-Priego-Cifuentes (11) y, posteriormente (1954) en el de Cuenca-Guadalajara-Ciudad Real (1), (8). Los itinerarios realizados fueron plasmados en un levantamiento a escala 1:200.000, donde se confirma el afloramiento del Liásico bajo el Cretáceo cuya presencia ya había sido reconocida por Cortázar durante el siglo pasado (2), (3) en aquel sector que, como es sabido, constituye la prolongación meridional de la Sierra de Altomira.

Así pues, con la ayuda de la fotografía aérea se logró una gran perfección para la cartografía geológica de aquella región manchega donde los afloramientos liásicos, orlados por las capas de Utrillas, emergen a través del Cretácico superior. Tan importante perfeccionamiento cartográfico quedó perfectamente plasmado en la cuarta edición (1955) de nuestro Mapa Geológico de España a escala

1:1.000.000, que fue dirigida por Gavala (7), así como en la Hoja núm. 715 del mapa a escala 1:50.000 publicada, durante el mismo año, por Dupuy de Lôme (4).

En 1956 aparecieron las contribuciones de Martínez Peña (9) y de Fontboté y Riba (5), que, según nuestras referencias, constituyen las más recientes investigaciones al respecto que nos interesa en esta nota.

La totalidad de las precitadas publicaciones convergen en la conclusión de que las líneas costeras de los mares jurásicos quedaron al saliente de nuestro sector, no sucediendo otro tanto con la del mar liásico cuya transgresión se extendió hasta bastantes kilómetros al poniente de nuestro sector. Consiguientemente resulta unánime la admisión de un hiato o laguna estratigráfica afectante a toda la serie jurásica (Dogger y Malm).

La esterilidad paleontológica mostrada por el Liás en muchos de los afloramientos manchegos ha venido dificultando extraordinariamente una mayor precisión para la edad atribuible a estas capas, razón por la cual los geólogos han venido datándolas apoyándose esencialmente en argumentos de índole paleogeográfica. Richter y Teichmüller (10) las atribuyen al Liás inferior e, involucrando las carniolas, les asignan una potencia de 50-60 m.; veintitrés años después, Martínez Peña (9) admite la misma edad, pero reduce aquel espesor (Liás + Carniolas), pues lo estima resumido a 40-50 m. Por su parte, Dupuy de Lôme en 1955 (4) atribuye dichas capas al Liás (sin más precisiones), asignándoles una potencia que rebasaría de 150 m. y, un año después, Fontboté y Riba (5) adoptan una postura intermedia —asimilando aquellas capas al Liás medio y refiriendo las carniolas al Liás inferior— al atribuir al Liásico un espesor de > 50 m. (Fontboté) y > 39 m. (Riba).

Digamos por último que, exceptuando a Dupuy de Lôme, quien cita haber encontrado en el ángulo NO de su Hoja pequeños artejos de *Pentacrinus scalaris* Gold., del Charmutiense, ningún otro vestigio orgánico del Liás manchego ha sido mencionado hasta el presente. Nosotros hemos sido, al parecer, un poco más afortunados aun cuando tanto la macrofauna como la microfauna recogidas no siempre han permitido una fácil determinación pese a los esfuerzos e interés desplegados por los jefes de los Laboratorios de Macropaleontología y Micropaleontología de nuestro Instituto Geológico y Minero, señores Quintero y Saavedra, a quienes muy gustosamente reiteramos en este lugar nuestro agradecimiento por la minuciosidad de sus informes en torno a la clasificación de los ejemplares y rocas cuyo estudio le confiamos.

NUESTRAS INVESTIGACIONES AL RESPECTO

Cuando llevábamos aproximadamente un año realizando campañas esporádicas en torno al sujeto, con fecha 24 de julio de 1961 el Instituto Geológico y Minero de España nos confirió oficialmente el encargo de efectuar el levantamiento geológico de la Hoja núm. 661 (Villarejo de Fuentes, Cuenca) de nuestro mapa a escala 1:50.000, trabajo que proseguimos durante sendas campañas realizadas durante 1961 y 1962.

En virtud de las dificultades precedentemente esbozadas, el hecho de que esta Hoja pertenezca al país manchego constituyó una magnífica piedra de toque para nuestra vocación, empeño y perseverancia, todavía subrayados por el hecho de habernos visto obligados a anticipar, de nuestros propios recursos, los medios económicos requeridos para la realización de tales campañas.

Unas y otras dificultades no hicieron sino medrar nuestro tesón, multiplicando considerabilísimamente nuestras observaciones, repitiendo los itinerarios e, incluso, extendiéndolos fuera de la Hoja encomendada animados por el afán de hallar alguna clave o, cuando menos, algunas luces que nos permitiesen datar con cierta precisión tanto las pretendidas capas liásicas, como las facies de Utrillas y el Terciario continental que, a nuestro juicio, entrañan los problemas-claves de la Geología manchega.

Más justa y razonable que los hombres, la Divina Providencia compensó nuestros esfuerzos permitiendo a la Naturaleza desvelarnos algunas de aquellas dificultades. En efecto, amén de habernos permitido descubrir la insospechada presencia del Keuper (con su caparazón de carniolas) en la ladera occidental de la Sierra de Almenara (prolongación meridional de la Sierra de Altomira que discurre a lo largo del borde occidental de nuestra Hoja), la tenacidad desplegada también encontró su compensación al permitirnos descubrir, dentro de nuestra Hoja, el primer yacimiento español de Flora Cenomanense (6), así como un incremento de precisión para la edad atribuible, en nuestro sector, a las «facies de Utrillas».

En otro sentido, la multiplicación y aun repetición de nuestras observaciones e itinerarios sobre el terreno y, particularmente, a lo largo de las escasísimas hoces, barrancadas y trincheras artificiales que, en nuestra Hoja y sus aledaños más o menos próximos, han sido esculpidas por las incipientes y rudimentarias redes fluvial y de carreteras que discurren por aquel desértico sector, también nos permitieron obtener algunas precisiones acerca de la potencia, facies y edad atribuibles al Liás manchego.

Desde 1962 hemos venido reservando las primicias de estos resultados para la Memoria que acompañará a nuestra Hoja de Villarejo de Fuentes. Sin embargo, habida cuenta del interés que puede entrañar la difusión de aquellas precisiones adquiridas y, por otra parte, de la persistencia del involuntario retraso que durante los últimos años ha venido imponiéndose a la publicación de las nuevas y ultimadas Memorias y Hojas de nuestro Mapa Geológico oficial a escala 1:50.000, hemos decidido publicar la presente nota donde nos proponemos avanzar algunos datos relativos a las litofacies, potencia y edad colegidas para aquellas rocas en el ámbito de nuestra Hoja.

LITOESTRATIGRAFÍA, ESPESORES Y EDAD COLEGIDOS PARA EL MESOZOICO QUE, CONSTITUYENDO EL YACENTE DE LAS CAPAS DE UTRILLAS, AFLORA EN LA HOJA DE VILLAREJO DE FUENTES (O. DE CUENCA)

Durante el levantamiento geológico de esta Hoja hemos cartografiado tres importantes afloramientos liásicos que, más o menos continuos y presentando una orientación próxima a la de NNO-SSE discurren, más o menos paralelos entre sí, por la mitad occidental de la Hoja.

Ya hemos indicado que nuestros datos fueron obtenidos durante las campañas realizadas entre 1960 y 1962, épocas entre las que asimismo quedó ultimado el estudio de la macrofauna y de las microfases, amablemente realizado en los Laboratorios de Paleontología y de Micropaleontología del Instituto Geológico y Minero. Los sucesivos informes parciales sobre los resultados del estudio de la macrofauna hallada en la Hoja fueron suscritos por el señor Quintero en las fechas 20-X-1960, 17-VI y 29-XII de 1961, y 12-II de 1962; los informes parciales sobre los resultados del estudio de las microfases de la Hoja fueron ultimados y suscritos por el señor Saavedra el 8-V, 7-VI y 10-IX de 1961. Naturalmente que de todos estos informes únicamente entresacaremos para este trabajo los datos concernientes al concreto sujeto de esta nota.

Para sistematizar en lo posible nuestra exposición consideraremos, aislada y sucesivamente, los datos inherentes a cada uno de los tres afloramientos precitados.

1.º Afloramiento occidental

Se extiende a lo largo de la Sierra de Almenara (o de la Cruz) que, entrañando la prolongación meridional de la Sierra de Altomira y cul-

minando en el vértice de 1.057 m., constituye el borde occidental de nuestra Hoja. El afloramiento del yacente de las capas de Utrillas es bastante continuo, pero, no obstante, son muy escasos los lugares donde pueden obtenerse cortes de alguna importancia sobre la secuencia litoestratigráfica inherente a aquel substrato. Seguidamente resumimos las referencias obtenidas en los dos parajes más explícitos al respecto que consideraremos de N a S.

A) Barranco del Colmenar.

El más septentrional corresponde a la vertiente occidental de la Sierra de Almenara y, realmente, queda situado unos 600 m. al O de la parte central del borde occidental de nuestra Hoja y, más concretamente, en el Barranco del Colmenar ($\varphi = 39^{\circ} 45' 20''$ N y $\lambda = 0^{\circ} 49' 40''$ E) donde afloran unas margas muy detríticas, grisáceas a ocrerosadas, que contienen abundantes cristales bipiramidados de Jacinto de Compostela blancos lechosos, no faltando los agregados esféricos integrados por un número variable de individuos ni los agregados uniáxicos. Ciertamente que este hábito resulta un tanto aberrante en el Keuper; pero, estos indudables Jacintos de Compostela (cuya longitud alcanza hasta los 25 m/m) presentan, sin excepción, agudos vértices y aristas que revelan claramente el carácter primario o autóctono de este yacimiento cuya edad triásica es, asimismo, confirmada por el hecho de que aquellas margas afloran bajo una cobertera de carniolas que alcanzan un espesor próximo a los 40 m.

La sucesión litoestratigráfica observada, puede resumirse del siguiente modo:

Columna A: $\varphi = 39^{\circ} 45' 20''$ N y $\lambda = 0^{\circ} 49' 40''$ E.

- 12 m. Facies de las capas de Utrillas.
- 15 m. Caliza dolomítica gris en bancos de 80 a 120 cm.
- 25 m. Caliza más detrítica y dolomítica, ocre-rosada, en bancos de 20 a 70 cm. que albergan ágatas y otras inclusiones silíceas cuyo volumen alcanza hasta los 10 dm³.
- > 15 m. Margas rosado ocráceas y grisáceas, muy detríticas, en bancos de 20-40 cm., con intercalación de hileras calcoarenosas tableadas de color ocre que contienen abundantes jacintos de Compostela blanco lechosos (aislados y formando agregados uniáxicos y poliáxicos), así como nódulos de ágatas u ópalos.

Según el informe suscrito por el Sr. Saavedra el 10-IX-1961, las microficies mostradas por estas rocas son las siguientes:

Horizonte b (= estaciones números 1105-2 y 1134).—«Caliza dolomítica gris a pardorrojiza con fractura concoidea. La matriz es caliza con tendencia a dolomítica fina en unas partes, de grano más grueso y hialino en otras, no faltando las áreas con matriz dolomítica de granos con tamaño intermedio, muchos de los cuales presentan un núcleo central de arcilla. Se observan áreas margosas que parecen orgánicas, pero no se advierten fósiles claros.»

Horizonte c (= estaciones números 1105-1 y 1133).—«Dolomia pardo rojiza y caliza dolomítica rojiza alterada. Matriz dolomítica con partes hialinas que engloban los granos dolomíticos con formas tendentes hacia la romboédrica y cuyo centro aparece impurificado por arcilla. Otras partes son más arcillosas. No se observan fósiles.»

Horizonte d (= estación número 1132).—«Caliza dolomítica microcristalina y fracturada, ocreblanquecina. Matriz dolomítica de grano medio y redondeado con tendencia a romboédrico, cuyo centro aparece impurificado por arcilla» (esta descripción se refiere a una lámina transparente obtenida a partir de una muestra procedente de una de las hileras calcoarenosas interestratificadas entre las margas que entrañan esencialmente este horizonte).

Resumiendo: en esta columna parecen bien identificados los siguientes complejos litoestratigráficos:

- (= horizonte a): 12 m.—Capas de Utrillas.
- (= horizontes b y c): 40 m.—Carniolas.
- (= horizonte d): > 15 m.—Margas del Keuper.

B) Extremo meridional de la sierra de Almenara.

En marcado en nuestra Hoja, este afloramiento se sumerge hacia el S, buzando periclinalmente unos mil metros al NNO de Hontanaya ($\varphi = 39^{\circ} 43' 30''$ N y $\lambda = 0^{\circ} 50' 40''$ E). Bajo la cobertera cretácica (que continúa aflorando mucho más hacia el S) emergen las calizas del yacente en este paraje que, amén de arrasado, aparece tapizado por un abundantísimo matorral xerofítico justificando plenamente las razones de la toponimia para asignarle la denominación de «Los marañales». Y, para colmo, todavía es preciso sumar una complejidad estructural de tal

guisa que, en algunos puntos, impide saber si un asomo rocoso descansa sobre el techo o constituye el yacente de los cortes muy fragmentarios que, derrochando paciencia y empeño, pueden llegarse a obtener en este paraje donde la sucesión litoestratigráfica puede resumirse, con algunas reservas, del modo siguiente:

Columna B: $\varphi = 39^{\circ} 43' 30''$ N y $\lambda = 0^{\circ} 50' 40''$ E.

- 26 m. Facies de las capas de Utrillas.
- 4,6 m. Calizas bastas, detríticas y algo dolomíticas, con pátina rosado-rojiza por impregnación ferruginosa, en bancos de 40-80 cm. (estaciones núms. 7 y 23).
- 2,2 m. Caliza detrítica blanco-rosada, basta y blanda, en bancos de 20 a 40 cm. (estación núm. 347).
- 2,9 m. Caliza oolítica de grano muy fino, dura, compacta y marmórea, ocre-rosada, con acusado carácter brechoide mostrando cada elemento un curioso beteado zonal de color rosa intenso, en bancos de 50 a 70 cm. (estaciones núms. 24 y 949).
- 3,5 m. Caliza oolítica ocre-rosácea a gris azulada, finamente detrítica y muy carstificada (largos orificios subcirculares de diámetro comprendido entre 3 y 15 cm.). No presenta aspecto brechoide ni acusado carácter marmóreo. Bancos de 50 a 100 cm. que contienen abundantes restos orgánicos (estaciones números 5-B y 951).
- > 15 m. Caliza finamente detrítica, rosado-amarillenta a grisácea con algunas intercalaciones violáceas, en bancos de 20 a 40 cm., donde se observa la presencia de nidos de oolitos y abundantes restos orgánicos: políperos, crinoideos, terebrátulas, lamelibranquios, gasterópodos, etc., etc. (estaciones números 6 y 952).

Algunos horizontes de esta secuencia nos han suministrado una macrofauna relativamente abundante, que fue estudiada por el señor Quintero en sus informes de 20-X-1960 y 17-VI-1961. Ante las incertidumbres sugeridas por la difícil o dudosa identificación de parte de aquella macrofauna, creímos conveniente remitir muestras de cuatro

de los mencionados horizontes al Laboratorio de Micropaleontología para el estudio de las microficies y, eventualmente, de la microfauna que pudieran contener; el estudio fue realizado por el señor Saavedra en su informe fechado el 8-V-1961. A continuación transcribimos, de dichos informes, los resultados inherentes a la macrofauna y microficies de los sucesivos horizontes:

Horizonte b (= estación número 7).—Macrofauna clasificada:

- Millericrinus* cf. *studer* Loriol.
- Millericrinus* cf. *drussieri* d'Orb.
- Corales indeterminables.
- Edad atribuida = *Sequanense*.

Horizonte d (= estación número 949).—Microficies observadas:

«Caliza oolítica ocre-rosácea. Pasta margosa en unos puntos y cristalina en otros, cuajada de gruesos oolitos concrecionados y fibroso-radiados; también contiene esquirlas de Moluscos, Ostrácodos y fragmentos de Equinodermos. Algunos oolitos contienen gruesos romboedros de dolomita y otros tienen como núcleo fragmentos de Equinodermos, pequeños Gasterópodos o Texturáridos. *Microficies de tipo liásico, muy frecuentes en el Liás medio y Hettangiense.*»

Horizonte e (= estaciones números 5-B y 951).—Macrofauna estudiada:

- Núcula*?
- Venus*?
- Secciones de gasterópodos.
- Edad atribuida = Indeterminable.

Microficies de la muestra número 5-B: «Caliza microcristalina ocre claro de fractura casi concoidea. Matriz margosa y, en parte, cristalina llena de restos redondeados oscuros, abundantes oolitos concrecionados poco nítidos y frecuentes restos orgánicos, sobre todo coprolitos de Crustáceos y esquirlas de Lamelibranquios, junto con algún Ostrácodo. *Microficies de tipo liásico, muy frecuentes en el Liás medio y Hettangiense.*»

Microficies de la muestra número 951: «Caliza microcristalina, ocre claro, de fractura casi concoidea. Matriz margosa de grano muy fino, plagada de pequeños puntos blancos que parecen centros de recristalización. No se ven más restos fósiles que espículas de Esponjas. *Microficies del Liás medio a inferior.*»

Horizonte f (= estaciones número 6 y 952).—Macrofauna determinada:

- Turritella*, sp.
- Artejos de crinoideos,

Secciones de gasterópodos.
Secciones de lamelibranchios.
Edad atribuida = *Liásico indeterminable*.
Microfacies observadas:

«Caliza microcristalina ocre pardo, muy dura. La pasta es cristalina y está llena de menudos restos redondeados oscuros, muchos de los cuales son pequeños oolitos. Pueden reconocerse, además, radiolas y placas de Equinodermos, fragmentos de Lamelibranchios, pequeños Valvulinidos y coprolitos de Crustáceos. Es similar a la número 951, pero los restos son mucho más finos. *Microfacies del Liásico.*»

Ni que decir tiene que nos sorprendió considerablemente el hecho de que la macrofauna suministrase una evidencia, más o menos patente, sobre la presencia del Malm inferior (concretamente, del Sequanense) en este sector manchego donde, al parecer, podría estar representado por nuestro nivel b. Este resultado induciría a la idea de una transgresión durante el Malm inferior entre dos regresiones determinantes de sendos hiatos o lagunas durante el Malm superior y durante el Dogger.

Dada la singular importancia y delicadeza entrañadas por una tal hipótesis, creímos procedente efectuar nuevos itinerarios y reconocimientos durante una campaña efectuada a finales de 1961. En esta campaña descubrimos, bajo las capas de Utrillas y en el fondo de una barrancada situada a unos 2.000 m. al NNE de «Los Marañales», un paquete de calizas tableadas y coronadas por una delgada cobertera groseramente detrítica, cuya posición resulta ciertamente muy dudosa en relación a los niveles de Los Marañales precedentemente descritos. Sobre el terreno parece interpretarse que la delgada (2 a 3 m.) cobertera de calizas detríticas infracretácicas, representaría el nivel b de Los Marañales y que la nueva secuencia de calizas tableadas con *Rhynchonella* muy bien pudiera representar una facies costera (más calcárea) del Toarciense.

La descripción de estas nuevas capas puede ser resumida en dos nuevos horizontes:

- b') 2.8 m. Calizas muy detríticas y semiduras, gris-ocráceas, en bancos gruesos.
c') > 32 m. Caliza poco detrítica, muy dura, marmórea y friable, color gris parduzco con intercalación de algunas hiladas más detríticas de color gris rosado. Contienen nidios de oolitos y permiten observar alguna sección de braquiópodo

dos o lamelibranchios. En esta formación describimos un nivel de 2 cm. de espesor cuajado de *Rhynchonella* (estaciones números 952 y 1137).

Esta macrofauna fue estudiada por el señor Quintero en sus informes del 29-XII-1961 y del 12-II-1962, donde pudo identificar:

Rhynchonella aff. *varians* Schlot = Jurásico.
Rhynchonella cf. *lycettii* Dav. = Dogger inferior?
Rhynchonella subtetraedra? Dav. = Aalenense-Bajociense?
Rhynchonella variabilis? Schlot = Lías medio y superior?

de donde parece colegirse que estas capas pueden ser atribuidas (con reservas) al Dogger inferior y, consiguientemente, que constituyendo el yacente de las capas de Utrillas en aquel paraje, este paquete de calizas debe ser situado entre nuestros horizontes a y b, lo que, de rechazo, resulta contrapuesto a la precitada atribución del nivel b al pretendido Sequanense o Malm inferior que, en consecuencia, creemos preciso descartar, aunque no así la constancia de tales indicios macropaleontológicos.

Resumiendo, los niveles integrantes de la columna de Hontanaya pueden ser integrados en los siguientes complejos litoestratigráficos:

- 1 (= horizonte a): 26 m. Capas de Utrillas.
2?, 3? (= horizontes b' y c'): > 35 m. Calizas tableadas (6-30 cm.) muy duras y marmóreas gris parduzcas con *Rhynchonella* Dogger inferior? Toarciense?
3?, 2? (= horizontes b y c): > 6,8 m. Calizas groseramente detríticas en gruesos bancos. Lías superior?
4 (= horizontes d, e y f): > 21,4 m. Calizas oolíticas fosilíferas. Lías medio-inferior.

que suministran para el Lías (+ Dogger inferior?) de Hontanaya una potencia superior a los 63,2 m.

2.º Afloramiento central

Asimismo alargado en la dirección NNO-SSE, se extiende, más o menos paralelo y al E del precedente, entre El Batán (al S de Saelices) y el segmento central de la carretera entre Fuentelespino de Haro y La Osa de la Vega.

En los aldeaños septentrionales de nuestra Hoja este afloramiento aparece hendido por el río Gígüela en una magnífica hoz donde es posible obtener un corte completo de la secuencia liásica y de las carnioles infrayacentes con un espesor total que muy probablemente rebasa de los 150 m.

Dentro del ámbito de nuestra Hoja, este afloramiento es algo menos generoso, pues únicamente presenta asomos que, arrasados por la erosión o cultivados, imposibilitan la obtención de cortes, si bien es dable obtener algunas evidencias no muy precisas sobre la edad de estas rocas. Tal es el caso de nuestra estación número 261 —situada unos 1.000 m. al S de Almonacid del Marquesado—, donde las calizas oolíticas nos suministraron una fauna difícilmente determinable y poco representativa según se desprende del informe suscrito el 20-X-1960 por el señor Quintero, puesto que solamente pudo determinar:

Pentacrinus sp. Liásico? Jurásico?
Gasterópodos indeterminables.

A juzgar por el diagnóstico sugerido por las microfacies de este afloramiento, parece posible que dicho crinoideo corresponda al *Isocrinus scalaris*? Gold. del Charmutiense? que, hasta el presente, ha venido siendo el único fósil citado en las publicaciones relativas al Lías manchego. Por lo demás, no creemos necesario recordar que *Isocrinus* es la sinonimia vigente en sustitución de la antigua voz *Pentacrinus* con que se conocía este género de crinoideos.

Con todo, dentro de nuestra Hoja, existe un paraje donde es posible obtener un interesante corte, pudiendo definirse por las coordenadas: $\varphi = 39^{\circ} 44' 50''$ N y $\lambda = 0^{\circ} 57' 30''$ E; es decir, situado a lo largo de la hoz esculpida por el arroyo de San Blas de Albornoz al O de las «Peñas del Contadero», situadas unos dos kilómetros al O de la derruida ermita de San Blas.

A 840 m. de altitud esta hoz permite observar el núcleo de un anticlinal fallado, cuyas capas envolventes se prolongan a lo largo del afloramiento que nos ocupa. Precisamente, unos 1.000 m. al N de dicha hoz y a la altitud de 923 m., dichas calizas envolventes forman una pequeña bóveda o cúpula satélite al S de la casa y el corral de La Boticaria, paraie donde efectuamos nuestra estación número 280 en aquellas calizas envolventes que, por cierto, presentan una curiosa disyunción en bolas o nódulos.

Se trata de una caliza blanquecina, cristalina y durísima, de grano muy fino, en bancos de 10 a 60 cm., cuyas microfacies fueron estudiadas por

el señor Saavedra en su informe del 7-VI-1961, en donde transcribimos la descripción siguiente:

Número 280: Caliza oolítica muy fina, blanquecina. La pasta es cristalina, apareciendo llena de diminutos oolitos concrecionados que contienen gran proporción de microfósiles: Textuláridos, Valvulinidos, Bulimínidos y Ophthalmídeos. Es notable la presencia de a modo de inclusiones nodulares (muy parecidas a las de la muestra número 489) con espículas de Esponjas, Radiolarios, Ostrácodos y algunos romboedros de dolomita. *Las partes oolíticas corresponden al Lías medio.*

Sin embargo, es preciso recurrir a la precitada hoz del arroyo de San Blas de Albornoz para poder observar un segmento de la secuencia liásica que arma, constituyendo el núcleo de un anticlinal afectado por varias fracturas sensiblemente paralelas a la principal de la estructura. Una de dichas fracturas amputa el flanco oriental del núcleo liásico determinando el hundimiento del mesozoico suprayacente bajo la cobertera terciaria: este contacto anormal aparece jalonado por un caos de grandes bloques que, precisamente, son los denominados «Peñas del Contadero» porque sobre ellas afectaban el recuento y reparto de sus botines los antiguos salteadores de las diligencias.

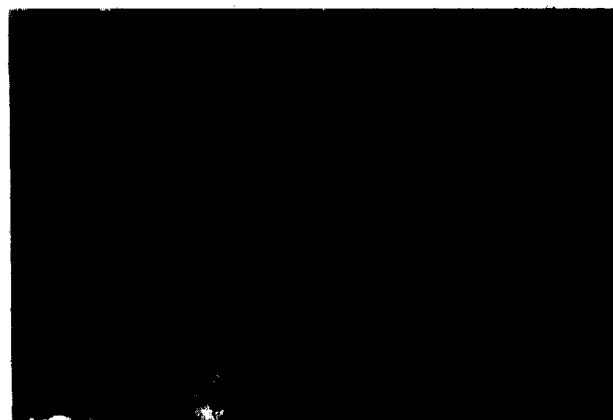
El flanco occidental de este anticlinal, cuyas capas adoptan en seguida un buzamiento subvertical (fot. 1 y 2), también aparece afectado por varias fracturas que solamente permiten obtener perfiles fraccionarios del mesozoico. Por esta razón nos parece más prudente concretarnos a describir la sucesión litoestratigráfica observable en la porción central del núcleo anticlinal:

Columna C: $\varphi = 39^{\circ} 44' 50''$ N y $\lambda = 0^{\circ} 57' 30''$ E.

- a) 12 m. Facies de las capas de Utrillas.
b) 2.1 m. Caliza grisácea, detrítica y marmórea, con aspecto de megabrecha poligénica muy consolidada, en bancos de 20 a 80 cm.
c) 4.2 m. Caliza detrítica ocreamarillenta, semidura, que alberga grandes bloques o enclaves de caliza gris y muy dura.
d) 7.5 m. Brecha muy consolidada formada por cantos (1 a 5 cm.) de duras calizas poligénicas cuyos colores fluctúan entre intensamente violáceos o rosáceos y amarillentos pálidos. Formación detrítica y marmórea en bancos de 40 a 70 centímetros.



Fot. 1.—Cierre occidental del anticlinal liásico hendido por la hoz del Arroyo de San Blas de Albornoz, al O de la Ermita de San Blas.



Fot. 2.—Detalle del flanco occidental del anticlinal liásico hendido por la hoz del Arroyo de San Blas de Albornoz, al O de la Ermita de San Blas.

- e) 14,3 m. Brecha muy consolidada de caliza detrítica ocreamarillenta, cuyos elementos presentan tamaños comprendidos entre 1 y 5 cm. Formación marmórea en bancos de 20 a 60 cm.
- f) 8,2 m. Caliza finamente detrítica y algo oolítica, gris-blancuzca y en muy duros bancos de 30 a 80 cm., que también constituyen el precitado y diminuto domo o cúpula-satélite de La Boticaria (estación número 280).
- g) 4,9 m. Caliza ocre rosada, finamente detrítica y con nidos de oolitos. Bancos semiduros de 20 a 60 cm.
- h) 7,4 m. Caliza groseramente detrítica, basta y blanda, de color ocre-rosáceo intenso. Bancos de 30 a 70 cm.
- i) 14,3 m. Hiato por existencia de una depresión (esculpida en margas?, jalona una falla?).
- j) 4,6 m. Caliza oolítica ocreamarillenta, dura y friable, en delgadas capas (10 a 30 cm.), que permiten observar la presencia de Políperos, artejos de Crinoideos, secciones de Terebrátulas y de Moluscos, etcétera.
- k) 27,9 m. Caliza oolítica finamente detrítica, dura y friable, ocreamarillenta, con intercalación de hiladas ocráceorrosadas a netamente rosadas y violáceas en delgadas capas (2

a 20 cm.), cuyo aspecto brechoide se incrementa considerablemente hacia el muro. Se intercalan algunas hiladas más detríticas y fosilíferas en las que, amén de observarse la presencia de pectínidos del género *Entolium*, se advierte la existencia de secciones de otros moluscos, así como de Terebrátulas, artejos de Crinoideos, etc.

- l) > 12 m. Caliza detrítica beig ocrácea muy blanda y con aspecto de trituración congénita por deslizamientos subacuáticos atectónicos («slumping»). Bancos de 2 a 20 cm. en algunos de los cuales pueden observarse pistas de gusanos (*Rhizocorallium*) cuya longitud alcanza de 10 a 15 cm. a lo largo de la flecha.

La columna precedente puede ser resumida en seis unidades litoestratigráficas fundamentales:

- 1 (= horizonte a): 12 m.—Capas de Utrillas.
- 2 (= horizontes b-c): 28,1 m.—Brechas poligénicas y muy consolidadas de calizas marmóreas parduzcas, el diámetro de cuyos elementos fluctúa entre 1 y 5 cm.
- 3 (= horizontes f-h): 20,5 m.—Calizas con nidos de oolitos, finamente detríticas hacia el techo y bastas hacia el muro.
- 4 (= horizonte i): 14,3 m.—Hiato en las observaciones por existencia de una depresión longitudinal (margas?, fractura?).

5 (= horizontes j-k): 32,5 m.—Calizas oolíticas, ocráceas y rosadas, en delgadas capas (2 a 30 cm.) fosilíferas y mostrando un cuarteamiento que les confiere un falso aspecto brechoide.

6 (= horizonte l): > 12 m.—Calizas detríticas beig-ocráceas, muy blandas, cuyas delgadas capas (2 a 20 cm.) presentan aspecto de trituración congénita por deslizamientos subacuáticos atectónicos («slumping») y presentan pistas de gusanos (*Rhizocorallium*).



Fot. 3.—Bella cúpula liásica que, constituyendo el «Alto del Losar», emerge de las blandas capas de Utrillas (circundadas por el Cenomanense) al NE de la Ermita de San Cristóbal.

que revelan un espesor de > 107,4 m. para el yacente de las capas de Utrillas en el supuesto de que, en lugar de jalonar una probable fractura, el hiato integrado en la unidad número 4 correspondía, realmente, a un nivel margoso o a un blando nivel groseramente detrítico.

Sin embargo, estas dos hipótesis nos parecen muy poco probables habida cuenta de los caracteres estructurales observados en este sector, pues confieren una probabilidad muy superior a la hipótesis de que se trate de una fractura determinante de la amputación de la parte inferior de la unidad litoestratigráfica número 3 que, en consecuencia, aparece repetida al superponerse su parte superior a la unidad número 5 que, por lo tanto, no representaría sino el propio complejo o unidad número 3, que aparecería completo en la unidad número 5.

En esta interpretación, más probable, se llega a la obtención de los espesores siguientes:

Unidad litoestratigráfica núm. 1	=	12 m.
»	»	2 = 28,1 m.
»	»	5 (= 3) = 32,5 m.
»	»	6 = > 12 m.

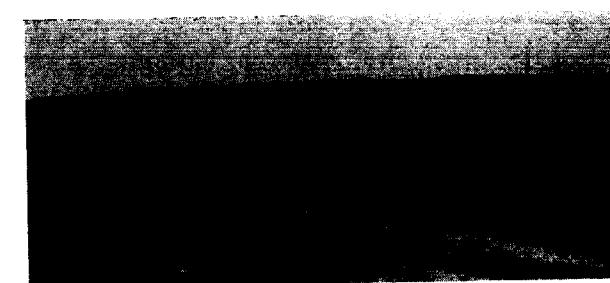
que suministran una potencia total de > 74,6 m. para la columna observada.

3.º Afloramiento oriental

Separado por un angosto y profundo corredor colmatado por la cobertera cenozoica, unos 2.000 metros al E del precedente surge —circundado por la aureola cretácica que constituye un reducido domo ovalado y cerrado periclinalmente— un nuevo afloramiento del yacente liásico (fot. 3), que constituye una de las avanzadillas más orientales de los afloramientos manchegos emplazados en el sector meridional de las modestas alineaciones morfológicas integradas en las sierras de Altomira y Almenara.

Realmente, puede considerarse como una estructura-satélite del afloramiento precedente que, afortunadamente, también ha sido hendida en dirección E-O por un arroyuelo que ha esculpido una hoz denominada «Cañada de la Longaniza», situada unos 1.000 m. al E de la ermita de San Cristóbal; es decir, en el sector definido por las coordenadas $\varphi = 39^\circ 43' 23''$ N y $\lambda = 1^\circ 01' 20''$ E.

Recorriendo esta hoz se advierte claramente que su parte más profunda (central del núcleo anticlinal) ha sido esculpida en los términos superiores de las carniolas. Para poder observar la secuencia liásica apoyada sobre las carniolas es preciso dirigirse desde el centro de la hoz hacia el N, ascendiendo por la casa de Don Pepe hacia el «Alto del Losar» (fot. 4). De esta guisa nos fue posible obtener la siguiente columna litoestratigráfica para la secuencias integrante del yacente de las capas de Utrillas:



Fot. 4.—El «Alto del Losar» visto desde la Ermita de San Cristóbal. En primer plano las calizas cenomanenses cuyo yacente (blandas capas con facies de Utrillas) queda jalonado por la depresión intermedia.

Columna D: $\varphi = 39^\circ 43' 23''$ N y $\lambda = 1^\circ 01' 20''$ E.

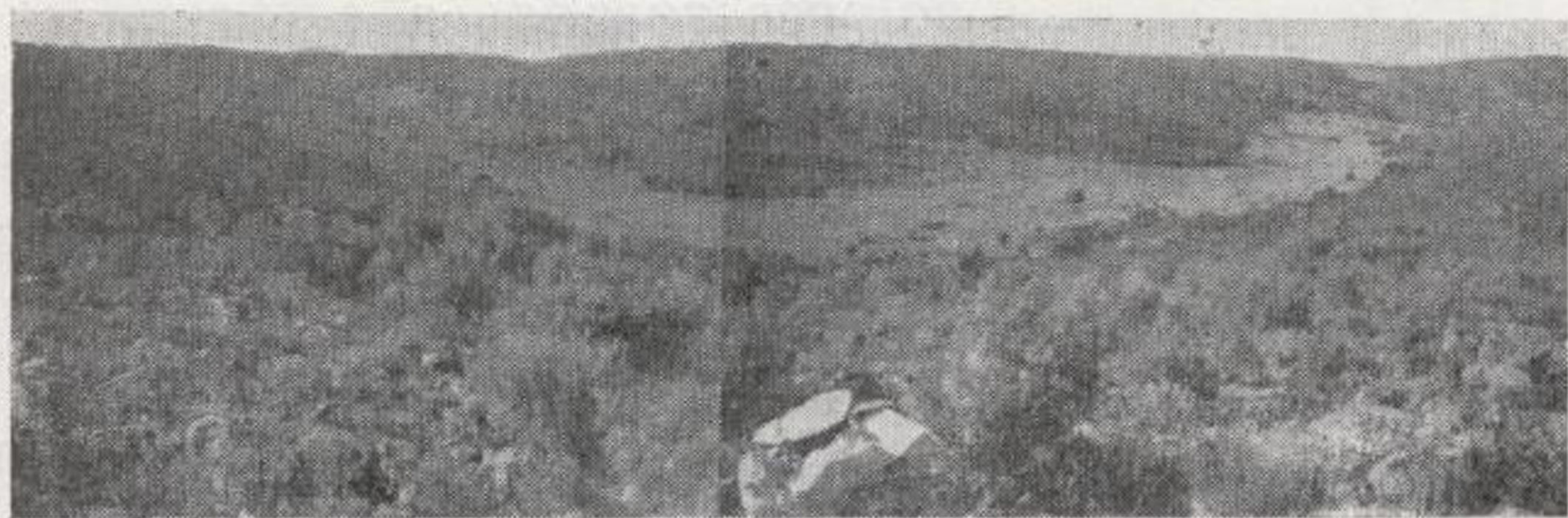
- a) 17 a 20 m. Facies de las capas de Utrillas.
- b) 3,2 m. Caliza groseramente detrítica y algo cristalina, de color rosado



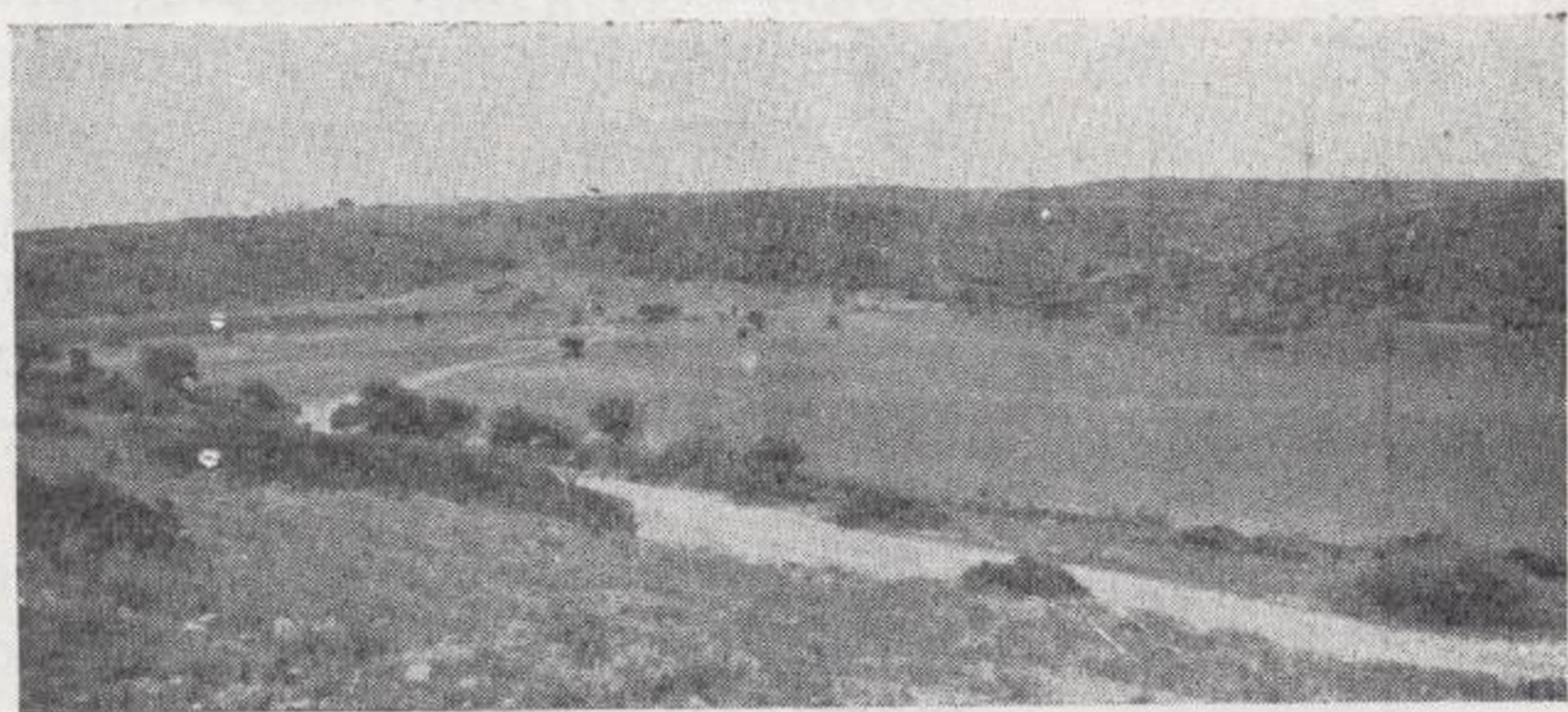
Fot. 1.—Cierre occidental del anticlinal liásico hendido por la hoz del Arroyo de San Blas de Albornoz, al O de la Ermita de San Blas.



Fot. 2.—Detalle del flanco occidental del anticlinal liásico hendido por la hoz del Arroyo de San Blas de Albornoz, al O de la Ermita de San Blas.



Fot. 3.—Bella cúpula liásica que, constituyendo el «Alto del Losar», emerge de las blandas capas de Utrillas (circundadas por el Cenomanense) al NE de la Ermita de San Cristóbal.



Fot. 4.—El «Alto del Losar» visto desde la Ermita de San Cristóbal. En primer plano las calizas cenomanenses cuyo yacente (blandas capas con facies de Utrillas) queda jalonado por la depresión intermedia.

- y en gruesos bancos (40 a 80 centímetros). Estación núm. 518.
- c) 5,6 m. Caliza detrítica de grano cada vez más fino hacia el muro, a la par que se incrementa su compacidad y dureza. Color blanco rosado y bancos algo más delgados (20 a 60 cm.) que los suprayacentes, algunos de los cuales presentan irregulares oquedades de la toras de un proceso de carstificación. Estación número 519.
- d) 5,9 m. Caliza de grano finísimo y con nidos de colitos, dura, tenaz y con aspecto marmóreo. Color rosado muy pálido y aspecto tableado (bancos de 2 a 15 cm.). Contienen abundantes microfósiles y, entre la macrofauna, destacan por su frecuencia las pléyades de artejos y restos de Crinoideos. Estación número 553-B.
- e) 7,8 m. Calizas oolíticas y finamente detríticas, duras y frágiles, ocreosadas a blancogrisáceas, en delgados bancos (3 a 20 cm.) que contienen numerosos microfósiles, destacando por su abundancia los artejos y otros restos de Crinoideos. Estaciones números 521 y 554.
- f) 26,2 m. Calcoolitas detríticas de grano finísimo, ocregrisáceas a violáceas, en finas hiladas (5 a 15 centímetros) generalmente duras y frágiles, algunas de las cuales aparecen bastante carstificadas. Se observan algunas incalaciones de calizas más grovemente detríticas a la par que más blandas. Estación número 533-A.
- g) 3,6 m. Caliza blancuzca, finamente detrítica y suavísima al tacto, marmórea, dura y friable, cuyas lajas producen al golpearlas sonidos metálicos. La roca presenta un acusado carácter brechoide (con elementos poligénicos de hasta 10 cm.) y oqueroso. El espesor de los bancos fluctúa entre 20 y 70 cm., siendo la mitad de ellos auténticas calcoolitas con oolitos de diámetro uniforme y próximo a los 0,75 mm.; en algunas ton-
- gadas se observan restos fosilizados de algas. Fueron explotadas en dos pequeñas canteras situadas a uno y otro lados de entrada occidental a la Cañada de la Longaniza (estación número 489), a lo largo de la cual fueron observados los siguientes horizontes infrayacentes.
- h) 14,7 m. Caliza algo arenosa y dolomítica, sensiblemente marmórea, de colores rosados a ocráceos con predominancia de los primeros. Bancos gruesos (30 a 80 centímetros) entre los que aparecen intercaladas numerosas tongadas con aspecto auténticamente brechoide y muy consolidado. Hacia el techo, una de estas capas brechoides presenta un neto color rosa pálido y presenta el espesor de 80 centímetros. Estación núm. 1.111.
- i) 4,3 m. Caliza bastante detrítica, ocrácea a blancorrosada, en finas hiladas (2-15 cm.) que presentan pequeñas e irregulares oquedades. Estación núm. 1.112.
- j) 18,9 m. Caliza algo dolomítica, marmórea, dura, basta y oquerosa, de coloración rojizo violácea, en bancos de 30 a 60 cm. Estación núm. 1.124.
- k) 1,1 m. Caliza dolomítica y bastante detrítica, basta y algo menos dura que la suprayacente, color rojo parduzco, en bancos gruesos (40 a 80 cm.) cuya superficie presenta una típica película (1 a 2 mm.) verde intenso que, muy probablemente, entraña un depósito secundario de óxidos y carbonatos ferrosos. Estación núm. 1.125.
- l) > 2,0 m. Dolomía ocreamarillenta, algo parduzca, que constituye el substrato visible en el núcleo del anticlinal y en la que el barranco ha excavado pequeñas pozas que aparecen colmatadas por arcillas y margas rojovioláceas que, muy probablemente, proceden de la descalcificación de los dos horizontes suprayacentes. Estación núm. 1.126.

Resumiendo, esta secuencia puede ser sintetizada en las siguientes unidades litoestratigráficas:

- 1 (= horizonte a): 17 a 20 m.—Capas de Utrillas.
- 2 (= horizontes b y c): 8,8 m.—Calizas detríticas y marmóreas de tonalidades más o menos rosadas, en gruesos bancos (20 a 80 cm.). Estaciones núms. 518 y 519.
- 3 (= horizontes d a g): 43,5 m.—Calizas tabicadas cuyo espesor (2 a 20 cm.) únicamente aparece incrementado hacia el muro. Generalmente son detríticas de grano fino, duras y tenaces, con aspecto marmóreo. Su color fluctúa entre gris ocráceo y rosado blancuzco, con intercalación de hiladas netamente violáceas. Hacia el techo y el muro presentan nidos de oolitos cuya concentración alcanza un máximo en la parte central de la columna, donde arman tongadas totalmente oolíticas (calcoolitas puras). Niveles muy fosilífero. Estaciones núms. 489, 521, 553-A, 553-B y 554.
- 4 (= horizonte h): 14,7 m.—Calizas arenosas y dolomíticas, frecuentemente brechoides y marmóreas, ocráceas y rosadas, en gruesos bancos (30 a 80 cm.). Estación núm. 1.111.
- 5 (= horizontes i a l): > 26,3 m.—Carniolas de coloraciones generalmente oscuras, predominando las tonalidades pardorrojizas. Estaciones núms. 1.112, 1.124, 1.125 y 1.126.

Todos los horizontes fosilíferos quedan condensados en la unidad litoestratigráfica núm. 3, cuya edad hemos intentado puntualizar en lo posible, encomendando el estudio de sus microfácies al señor Saavedra, quien con fecha 7-VI-1961 nos remitió un informe donde figuran tres muestras procedentes de otros tantos niveles bien dispersos en la columna inherente a esta unidad (números 533-B, 533-A y 489). Seguidamente transcribimos de dicho informe los resultados referentes a dichas muestras:

Núm. 533-B.—«Caliza oolítica rosadoblanquecina. Matriz cristalina llena de oolitos concrecionados de tamaño medio, muchos de los cuales tienen como núcleo una esquirla de cuarzo y otros un fragmento orgánico. Se observan fragmentos de equinodermos, pequeños gasterópodos y algunos foraminíferos (Textuláridos e Involutinidos). *Microfacies del Lías medio = Domeriense.*»

Núm. 533-A.—«Caliza microcristalina gris-rojiza, fracturada. Matriz caliza, finísima, con fisuras rellenas de calcita hialina. Contiene escasos restos de Radiolarios y Ostrácodos, semiborrados por la recristalización. *Microfacies correspondiente al muro del Lías medio o al Lías inferior.*»

Núm. 489.—«Caliza microcristalina blanquecina-ocre. Pasta caliza finísima, con frecuentes restos orgánicos epigenizados en calcita. Abundantes espículas y menor proporción de Radiolarios y Ostrácodos. También aparecen diseminados por la pasta algunos romboedros de dolomita. *Probable parte bajo del Lías medio.*»

Las descripciones precedentes confirman la idea que nos habían sugerido las macrofacies en el sentido de que las unidades litoestratigráficas números 2 y 3 representan el Liásico, cuyo muro parece presentado en las microfácies de la Estación núm. 533-A, y más acusadamente por la aparición de la Dolomita en la Estación núm. 489.

Estos resultados nos aconsejaron efectuar una nueva exploración sobre el terreno, con objeto de estudiar con el mayor detalle posible y, sobre todo, recoger muestras de las tongadas infrayacentes con el fin de intentar la confirmación de su carácter de carniolas. Fueron recogidas tres muestras cuyas microfácies fueron estudiadas por el señor Saavedra en su informe del 10-IX-1961, del que transcribimos a continuación los resultados recogidos:

Núm. 1.124.—«Caliza blanquecina a rojiza tipo dolomítico, con fisuras. Matriz dolomítica con granos de tamaño medio y finas oquedades rodeadas de granos más gruesos con tendencia romboédrica.»

Núm. 1.125.—«Caliza dolomítica pardorrojiza. Pasta caliza de grano fino con grumos margosos que recristalizan peor y en grano más fino. Sin fósiles.»

Núm. 1.126.—«Dolomía grisparto claro. Matriz caliza con tendencia a dolomítica y partes en las que el grano es más grueso y más hialino. Sin fósiles.»

que, a nuestro juicio, confirman su carácter de carniolas y máxime habida cuenta de la similitud entre estas microfácies y las observadas en las muestras números 1.132 y 1.134 correspondientes al precitado supra-keuper de la ladera occidental de la sierra de Almenara.

Resumiendo, en este sector comprendido entre el «Alto del Losar» y la «Cañada de la Longaniza», creemos haber llegado a identificar:

Unidad litoestratigráfica núm. 1 = 17 a 20 m.—Capas de Utrillas.

Unidad litoestratigráfica núms. 2 y 3 = 52,3 metros.—Liásico.

Unidad litoestratigráfica núm. 4 = 14,7 m.—Capas de transición entre el Lías y las Carniolas.

Unidad litoestratigráfica núm. 5 = > 26,3 m.—Carniolas del supra-keuper.

LAS BIOFACIES DEL YACENTE DEL CRETÁCICO EN LA
HOJA DE VILLAREJO DE FUENTES: INDICACIONES
CRONOESTRATIGRÁFICAS

Ya hemos advertido que desde 1933 (en que fueron descubiertos los afloramientos precretácicos manchegos) su atribución al Liásico ha venido siendo apoyada sobre consideraciones de orden paleogeográfico, así como en analogías con el Lías —bien datado— de la Cordillera Ibérica, más bien que en sus propias biofacies.

En efecto, basta repasar la literatura al respecto para poder cerciorarse de que la totalidad de los hallazgos paleontológicos se han concretado a pequeños artejos de crinoideos que, esporádicamente, fueron observados por algunos de los geólogos que abordan el problema. Generalmente, los geólogos se conformaron con la atribución de dichos artejos al género *Pentacrinus* (los más actualizados, emplearon la sinonimia vigente: *Iso-crinus* para aquel género). Solamente en uno de los trabajos al respecto (4) fue intentada la determinación específica de tales artejos, siendo atribuidos a *Iso-crinus scalaris*, Gold., con cuyo resultado se dató como Charmutiense al Liásico de La Mancha.

Al margen de haber observado gran abundancia de tales restos de crinoideos, durante el levantamiento geológico de nuestra Hoja hemos logrado descubrir nuevos yacimientos de macrofauna precretácica, que fue estudiada en el Laboratorio de Paleontología de nuestro Instituto Geológico y Minero, por el Dr. Quintero, quien logró identificar los siguientes géneros y especies:

Millericrinus cf. *studerii*, Loriol. *Millericrinus* cf. *drussieri*, d'Orb. Otros corales indeterminables. Artejos y restos de crinoideos. *Rhynchonella* aff. *varians*, Schlot. *Rhynchonella variabilis*?, Schiot. *Rhynchonella* cf. *lycettii*?, Dav. *Rhynchonella subtetraedra*?, Dav. *Turritella*, sp. *Núcula*? Secciones de gasterópodos indeterminables. *Venus*? y secciones de lamelibranquios indeterminables; resultados que no le permitieron obtener la anhelada precisión cronoestratigráfica para estas rocas liásicas. Al margen de esta fauna, sobre el terreno, pudimos observar otros restos cuya extracción nos resultó imposible, aunque nos fue perfectamente dable reconocer la presencia de:

Rhizocorallium (grandes pistas). *Políperos*. *Iso-crinus* (abundantes artejos y otros restos). *Terebrátula* (secciones de sus valvas). *Entolium* (pectínico bastante frecuente), que, ciertamente, tampoco suministran clara luz en torno al problema que nos ocupa.

Tales imprecisiones nos aconsejaron recurrir al Laboratorio de Micropaleontología del Instituto Geológico y Minero ante la posibilidad de que las microfacies de estas rocas pudieran incrementar las anheladas precisiones cronoestratigráficas.

Amén de confirmar el carácter oolítico de algunos niveles (bastante definidos para poder ser utilizados cual niveles-guía) y el dolomítico de otros (esencialmente acantonados en las partes alta y baja del Liásico manchego), el estudio de aquellas microfacies permitió al señor Saavedra la identificación de abundante microfauna correspondiente a los siguientes grupos:

Textuláridos. *Involutinidos*. *Valvulínidos*. *Bulminidos*. *Ophthalimídidos*, *espículas de Esponjas*, *coprolitos de Crustáceos*. *Gasterópodos*. *Lamelibranquios*

que le permitieron asimilar tales microfacies con las habitualmente presentadas por el Liásico medio e inferior; es decir, como pertenecientes a los pisos comprendidos entre el Domeriense y el Hettangiense.

Resumiendo, a diferencia de la macrofauna que parecía evidenciar edades comprendidas entre el Malm (Sequaniense), el Dogger inferior y el Liásico, los tres informes, sobre el estudio micropaleontológico de ocho muestras, presentan una perfecta convergencia en el sentido de indicar una edad comprendida entre el Domeriense y el Hettangiense para las capas liásicas integrantes de los afloramientos enmarcados en nuestra Hoja.

CORRELACIONES LITOESTRATIGRÁFICAS Y CRONOLOGÍA COLEGIBLES PARA LAS CUATRO COLUMNAS MÁS IMPORTANTES OBSERVABLES EN LA HOJA DE VILLAREJO DE FUENTES

Acabamos de ver que las microfacies parecen suficientemente significativas para permitir identificar diversos tramos del Lías que, al margen de un dudoso Dogger inferior, aflora teniendo como yacente (visible en un punto de la Hoja y en otros cuatro puntos situados en sus alrededores inmediatos) las carniolas del Suprakeuper, bajo las que en uno de dichos cuatro puntos —situado unos 600 m. al O del borde occidental de la Hoja— llega a asomar un reducido afloramiento del Keuper, de cuyo descubrimiento ya dimos cuenta en 1962 (6).

Animados por la pretensión de una mejor sistematización de los resultados obtenidos, comenzaremos por establecer una gama o secuencia prototípica de unidades litoestratigráficas previsibles, cuyas edades pueden estimarse bastante bien definidas.

VII = Capas con facies de Utrillas	Albense?
VI (= V?) = Calizas de facies singulares por su coloración y macrofauna	Dogger inferior?
V = Calizas detríticas bastas y estériles	Liásico superior.
IV = Calizas con nidos de oolitos hacia el techo y el muro, con intercalación de una ancha zona central de calcoolitas puras. Nivel muy fosilífero	Liásico medio e inferior.
III = Calizas algo dolomíticas, con escasos vestigios paleontológicos	Capas de transición entre Lías inferior y carniolas.
II = Carniolas típicas	Suprakeuper.
I = Margas con Jacintos de Compostela blanco lechoso.	Keuper.

De este modo ya nos es posible ensayar el encajamiento, en esta sucesión o secuencia-tipo, de los segmentos columnares entrañados por aquellos cuatro cortes más o menos parciales obtenidos en nuestra Hoja.

1.º Afloramiento occidental: Columna A (ladera occidental de la Sierra de Almenara.)

Las capas de Utrillas (VII) aparecen directamente apoyadas o, quizá mejor, yuxtapuestas a las carniolas (II) en su contacto. Por lo tanto, existe un hiato (falsa laguna estratigráfica) que afecta a las unidades litoestratigráficas VI a III y, propablemente, a la parte superior de la II.

Sin descartar la posibilidad de que el vigor de un paleorelieve precretácico pudo haber facilitado la erosión hasta determinar el desmantelamiento de la cobertura liásica e, incluso, de los niveles superiores de las carniolas, parece más prudente la estimación de que, por sí solos, los quebrantamientos tectónicos alpidicos se bastan para justificar el desmochamiento presentado por esta columna.

2.º Afloramiento occidental: Columna B (extremo meridional de la Sierra de Almenara, al N de Hontanaya.)

Este sector implica un precioso cierre periclinal que constituye el borde meridional del asomo liásico implicado en nuestro afloramiento occidental, encarnado por la Sierra de Almenara. Por sí sola, esta circunstancia permitiría presumir un vigor mínimo para aquel presunto paleorelieve estructural y, por ende, una mayor protección de la cobertura precretácica frente a los agentes erosivos. Por lo demás, los accidentes tectónicos se tradujeron

esencialísimamente en aquella deformación plástica, ya que no existen indicios de deformaciones elásticas hasta, cuando menos, unos 2.000 m. al N de dicho cierre periclinal.

Así se comprenderá o justificará el hecho de que las capas de Utrillas (VII) fosilicen, en este paraje, complejos litoestratigráficos mucho más recientes que en el caso de la columna precedente, no obstante pertenecer al mismo afloramiento. Este último aserto parece confirmado tanto por las potencias ofrecidas por el yacente de las capas de Utrillas, como por sus propias litofacies e incluso por las biofacies. En efecto, según hemos visto, las litofacies presentadas por algunas capas superiores de la cobertura precretácica no pueden ser parangonadas con las halladas en los restantes afloramientos precretácicos. Por otra parte, se da la circunstancia de que las determinaciones macropaleontológicas —si se quiere un tanto dudosas específicamente, aunque, según parece, muy concordantes desde el punto de vista de los indicios cronológicos que pueden atestiguar— parecen apuntar (aun descartando los hermatípicos corales solitarios atribuidos por el señor Quintero a un posible Sequaniense) hacia indicios de evidencias en el sentido de encontrarnos ante un testigo residual del Dogger inferior (VI), a juzgar por las especies recogidas en la delgada lumaquilla de *Rhynchonella*, bajo el que afloran el Liásico superior (V), amén del Liásico medio y, probablemente, una buena parte del Liásico inferior (IV).

Resumiendo, parece ser que las columnas A y B de nuestro afloramiento occidental se complementan en cierto modo puesto que, mientras la B muestra una secuencia continua entre las unidades litoestratigráficas VII a IV (salvando un hiato, probablemente poco importante, que incluiría el muro de la IV, la III y el techo de la II) se enlazaría con el centro y la parte inferior de la II, así como con

la parte superior de la I, observables en la columna A.

3.º *Afloramiento central: Columna C (hoz del Arroyo de San Blas de Albornoz y sector septentrional).*

En este sector, la unidad con facies de las capas de Utrillas aparece apoyada sobre una serie de capas que constituyen auténticas brechas, poligénicas y muy consolidadas, para las que nos inclinamos a atribuir un origen tectónico, más bien que sedimentario, por la razón de que las capas en cuestión aparecen emparedadas entre dos fracturas probablemente alpidicas. Aun cuando los fenómenos diagenésicos o epigenésicos hayan impreso en estas capas unos caracteres un tanto aberrantes, nos parece muy poco dudosa la probabilidad de que correspondan a nuestra unidad litoestratigráfica número V o, si se quiere, a las VI + V.

Bajo tales brechas aflora, perfectamente caracterizada, nuestra típica unidad litoestratigráfica número IV, e incluso unos metros de su yacente: número III.

Consiguientemente, sin hiato alguno, en este afloramiento central quedan identificados nuestros complejos litoestratigráficos número VII a III, amén de presentirse la proximidad del techo de las carniolas en la parte central del anticlinal cortado por esta hoz.

4.º *Afloramiento oriental: Columna D (Cañada de la Longaniza, al E de San Cristóbal, y sector septentrional hasta el Alto del Losar).*

Situado hacia las longitudes geográficas centrales de nuestra Hoja, este afloramiento —que constituye una preciosa cúpula-satélite y muy próxima a la estructura implicada por el afloramiento precedente— comporta el asomo mesozoico más oriental de nuestra Hoja y de muchos kilómetros al E de la misma; consiguientemente, entraña una de las aisladas avanzadillas orientales de los afloramientos manchegos del Mesozoico antes de hundirse, hacia el levante, bajo la potente cobertera cenozoica alcarreña.

Como en el sector donde fue obtenida la columna B, aquí vuelve a observarse una notable predominancia de las deformaciones plásticas sobre las elásticas o de fractura. Por lo demás, la unidad litoestratigráfica entrañada por las capas de Utrillas (VII) tiene cual yacente a las típicas unidades liásicas (VI a IV) bajo las que, en el centro de la estructura, es dable observar —a lo largo de la hoz— las unidades del más profundo yacente liásico (III) e incluso la parte alta de las carniolas (II).

RECAPITULACIÓN SOBRE LAS CORRELACIONES COLEGIDAS ENTRE LOS CUATRO PERFILES

En el cuadro I resumimos los espesores y edades sugeridos por los complejos litoestratigráficos individualizados en las cuatro columnas obtenidas para el yacente del Cretácico en la Hoja de Villarejo de Fuentes.

CUADRO I

COLUMNAS LITOESTRATIGRAFICAS		A	B	C	D
COORDENADAS GEOGRAFICAS	$\varphi_N =$	39° 45' 3	39° 43' 5	39° 44' 8	39° 43' 4
	$\lambda_E =$	0° 49' 7	0° 50' 7	0° 57' 5	1° 01' 3
(VII)	Capas de Utrillas...	12	26	12	17 a 20
(VI + V)	Dogger inferior (B) + Lías superior...	—	> 41,8	> 28,1	> 8,8
(IV)	Liásico medio + Liásico inferior...	—	> 21,4	32,5	43,5
(III)	Capas de transición Lías-Carniolas...	—	—	12	14,7
(II)	Carniolas del Suprakeuper...	> 40	—	—	26,8
(I)	Keuper (margas con jacintos)...	> 15	—	—	—

Teniendo presente que los perfiles A y B fueron obtenidos en dos sectores correspondientes a un mismo afloramiento (el occidental), el cuadro I todavía puede resumirse cual hacemos en el cuadro II, donde se observa perfectamente el incremento del espesor de la formación liásica hacia el E.

CUADRO II

AFLORAMIENTOS		Occidental	Central	Oriental
(VII)	Capas con facies de Utrillas...	19	12	18,5
(VI + V)	Dogger inferior (Occ.) + Lías superior...	> 41,8	> 28,1	> 8,8
(IV)	Liásico medio + Liásico inferior...	> 21,4	32,5	43,5
(III)	Capas de transición Lías-Carniolas...	—	> 12	14,7
(II)	Carniolas del Suprakeuper...	> 40	—	> 26,8
(I)	Keuper (margas con jacintos)...	> 15	—	—

Resumiendo, ambos cuadros evidencian una precisión de espesores de:

- > 41,8 m. para el dudoso Dogger inferior más el Liásico superior.
- 43,5 m. para el Liásico medio más el Liásico inferior.
- 14,7 m. para las capas de transición entre el Lías y las Carniolas.
- > 40 m. para las carniolas del Suprakeuper.
- y > 15 m. para las margas detríticas del Keuper.

Es decir, que según estos resultados, el presunto Dogger inferior más el Liásico completo presentarían un espesor total de ~ 85,3 m.

Este resultado puede considerarse concordante con el atribuido por Fontboté (> 50 m.) y Riba (> 30 m.) a la potencia del Liásico manchego, en el bien entendido de que, amén de las Carniolas, también excluimos en nuestro resultado el espesor atribuible a las capas de transición entre el Liásico y las Carniolas. De otro modo, es decir, involucrando las capas de transición y las Carniolas, hemos medido un espesor que rebasa de los 125 metros para el Liásico manchego, resultado que nos aproximaría mucho más a la estimación de Dupuy de Lôme.

CONCLUSIONES

1.ª Durante los trabajos realizados para el levantamiento de la Hoja número 661 (Villarejo de Fuentes, Cuenca) del mapa geológico oficial a es-

cala 1:50.00, fueron cartografiados tres afloramientos de rocas precretácicas que, arrumbados en una dirección próxima a la NNO-SSE, quedan ubicados en la mitad occidental de la Hoja.

2.ª No obstante, las dificultades opuestas por el arrasado relieve y por la complejidad estructural (favorecida por la escasa potencia de las formaciones competentes) han podido obtenerse cuatro cortes afectantes a las sucesivas unidades litoestratigráficas que arman en aquel yacente de las capas o facies de Utrillas.

3.ª La datación de tales complejos litoestratigráficos ha sido efectuada de acuerdo con los resultados suministrados por la clasificación de la macrofauna descubierta en varios yacimientos (Corales solitarios hermatípicos del género *Millericrinus* y Políperos; restos de Crinoideos del género *Isocrinus*; pistas de Gusanos: *Rhizocorallium*; Braquiópodos de los géneros *Terebrátula* y *Rhynchonella*; Moluscos gasterópodos de los géneros *Turritella* etc., y lamelibránquios de los géneros *Entolium*, *Núcula?*, *Venus?*, etc.) y, particularmente, merced a un minucioso estudio de las microficies de aquellas rocas, entre las que han sido identificados *Textuláridos*, *Involutinidos*, *Valvulínidos*, *Bulimínidos*, *Ophthalmídeos*, etc., así como restos de *Espongiarios* (espículas), de *Crustáceos* (coprolitos) y pequeños *Gasterópodos*, junto con fragmentos de *Lamelibránquios*, etc.

4.ª Ensamblando las unidades litoestratigráficas con los resultados geocronológicos evidenciados por la macrofauna y las microficies, se llega al establecimiento de la presencia de un posible Dogger inferior apoyado sobre el Liásico más o menos completo que, con el intermedio de unas capas de

transición, descansa sobre unas típicas carniolas, cuyo yacente está constituido por el Keuper que llega a aflorar en un reducido asomo.

5.^a Como espesores medios para estas formaciones pueden ser considerados los siguientes:

Capas con facies de Utrillas, ~ 16,5 m.

Dogger inferior? + Liásico superior, > 41,8 m.

Liásico medio e inferior, > 43,5 m.

Capas de transición entre el Lias y las Carniolas, ~ 14 m.

Carniolas del Suprakeuper, > 40 m.

Margas del Keuper con Jacintos de compostela, > 15 m.

6.^a De la precedente conclusión se colige para el Dogger inferior? + Liásico (completo) un espesor total de > 85,3 m.; es decir, sensiblemente concordante con el establecido por Fontboté (> 50 metros) y, por supuesto, por Riba (> 30 m.) para el Liásico de esta región manchega. Ello, en el bien entendido de que, en nuestro cómputo, quedan excluidas las capas de transición y las Carniolas, pues, si se considera que estas últimas deben integrarse en el Liásico, el espesor de este último, en aquel sector manchego, rebasaría de los 125 m., potencia que nos aproximaría más a la estimada por Dupuy de Lôme.

BIBLIOGRAFÍA

1. BOWERS (G.), FORD (R.), GARCÍA-FUENTE (S.), MARTÍNEZ PEÑA (I.) y RÍOS (J. M.): *Bosquejo geológico de parte de las provincias de Guadalajara, Ciudad Real y Cuenca a escala 1:200.000. Contribución al conocimiento de la geología de la región manchega*. Madrid, 1954 (inédito).
2. CORTÁZAR (D.): *Itinerarios geológicos por la provincia de Cuenca: manuscrito original de la Memoria «Comisión del Mapa Geológico de España»*, 1 vol. con 251 págs. y numerosas figuras. Madrid, 1871.
3. — — *Bosquejo de una descripción física, geológica y agrológica de la provincia de Cuenca*. «Memoria de la Comisión del Mapa Geológico de España», con 406 págs., 43 figs., 2 láms. y 1 mapa geológico de la provincia. Madrid, 1874.

4. DUPUY DE LÔME SÁNCHEZ (E.): *Explicación de la Hoja núm. 715: El Provencio, del Mapa Geológico de España a escala 1:50.000*. Con 75 págs., 21 fot., 6 figuras y 3 cortes geológicos. Madrid, 1955.
5. FONTBOTÉ (J. M.) y RIBA (O.): *Estudio geológico de los alrededores de Mota del Cuervo (provincia de Cuenca)*. «Not. y Com. del Inst. Geol. y Min. de España», núm. 44, pp. 35-71, con dos cortes y un bloque-diagrama. Madrid, 1956.
6. GAIBAR-PUERTAS (C.): *Estudio geológico en torno a un nuevo yacimiento de flora supracretácica española*. «Not. y Com. del Inst. Geol. y Min. de España», núm. 60, pp. 37-64, con 2 figs. y 8 láms. Madrid, 1962.
7. GAVALA Y LABORDE (J.): *Mapa geológico de España y Portugal a escala 1:1.000.000 (cuarta edición)*. Instituto Geológico y Minero de España. Madrid, 1955.
8. — — y RÍOS (J. M.): *Actividades de la Empresa Nacional "Aldaro" y la Comisión de Investigaciones Petrolíferas "Valdebro" en la investigación de hidrocarburos*. «Not. y Com. del Inst. Geol. y Min. de España», núm. 38, pp. 121-178, con 18 figs. Madrid, 1955.
9. MARTÍNEZ PEÑA (I.): *El sistema cretáceo sobre la mesa manchega (Cuenca-Ciudad Real-Guadalajara)*. «Mem. del Inst. Geol. y Min. de España», tomo LVII, páginas 163-174, con 2 figs. Madrid, 1956.
10. RICHTER, (G.) und TEICHMÜLLER (R.): *Die Entwicklung der Keltiberischen Ketten*. «Beiträge zur Geologie der Westlichen Mediterrangebiete», núm. 9; «Abhandlungen der Gesellschaft der Wissenschaften zu Göttingen, Mathem.-Physik Klasse», III Folge, Heft. 7, con 109 págs., 56 figs. y 3 láms. con mapas. Berlin, 1933.
11. RÍOS (J. M.), GARRIDO (J.) y ALMELA (A.): *Reconocimiento geológico de una parte de las provincias de Cuenca y Guadalajara*. «Bolet. de la Real Soc. Esp. de Hist. Nat.», tomo XLII, pp. 107-128, con 7 figs., 10 fot., 8 cortes y 1 mapa geológicos. Madrid, 1944.
12. RÍOS (J. M.): *Reconocimiento geológico de una parte de las provincias de Cuenca y Guadalajara. Segunda parte: Paleogeografía e historia geológica del sistema ibérico según Richter y Teichmüller, extractada con especial referencia a la zona Cuenca-Priego-Cifuentes*. «Bolet. de la Real Soc. Esp. de Hist. Nat.», tomo XLII, pp. 263-286. Madrid, 1944.

Recibido el 25-IX-66.

Desfosforación de minerales de hierro

por R. DE LA RIVA DEL BRIO

VARIEDAD DE LOS MINERALES NATURALES

Los minerales de hierro que se encuentran en la naturaleza son muy variados, siendo los más utilizados en la industria siderúrgica, los hematíticos y sus variedades más o menos hidratadas (no magnéticos), los minerales magnéticos y los carbonatos de hierro.

Todos ellos tienen más o menos impurezas, tales como, sílice, alúmina, cal, magnesia y otras más específicas y perjudiciales, como cobre, cinc, plomo, arsénico, azufre, fósforo, etc., que pueden hacer variar ampliamente el valor práctico de un criadero y hasta hacerlo inutilizable en el estado actual de la técnica y de la economía.

De estas impurezas, el fósforo ha sido determinante del proceso apropiado para convertir el arrabio que se produce en el horno alto (que absorbe casi todo el fósforo de la carga) en acero.

Cuando se descubrió el procedimiento Bessemer o de convertidor con revestimiento ácido, sólo era posible utilizar en el horno alto minerales con unas muy pocas milésimas de fósforo, en general por bajo de 0,03 por 100, lo que hizo muy codiciados los minerales de Vizcaya e inutilizables muchos minerales existentes en muchos países, entre ellos los de Lorena-Luxemburgo.

El procedimiento Thomas, convertidor con revestimiento básico, no solamente permitía tratar arrabios altos en fósforo, sino que necesitaban que el fósforo no bajase de un porcentaje del orden del 2 por 100, lo que hacía muy necesario al proceso los minerales altos en fósforo como carga de los hornos altos.

Como también había minerales con contenido en fósforo intermedio, que no eran válidos ni para el Bessemer ni para el Thomas, el procedimiento Siemens básico fue su solución, tratando arrabios de cualquier contenido en fósforo con mezclas de chatarra en los más variados porcentajes, siendo el procedimiento más flexible de que disponía la industria siderúrgica.

Por tanto, el fósforo no era ya ninguna limitación, si se elegía el proceso siderúrgico apropiado.

La reciente evolución de la producción de acero hacia el procedimiento laminación delgada de convertidores básicos sopladados con oxígeno, de forma espectacular, ha vuelto a establecer cierta limitación en la cantidad de fósforo, que debe tener el arrabio para un trabajo fácil y económico y, por tanto, en la cantidad de fósforo que pueda contener la carga del horno alto.

Si el siderúrgico desea que el arrabio a convertir en acero no pase de 0,30 de P, la carga deberá tener un contenido en fósforo dependiente del contenido en hierro, de tal forma que con minerales del 50 por 100 de hierro, no deberían pasar de 0,15 de fósforo, y si el contenido en hierro fuese de un 65 por 100, podría llegarse a 0,20 por 100 de fósforo en los minerales, sin rebasar el 0,30 de P en el arrabio.

Paralelamente a esta limitación en el contenido en P, el siderúrgico cada vez exige un porcentaje más alto en hierro de la carga y mejores características físicas de la misma, lo que le permite aumentar la productividad de sus hornos altos y reducir el consumo específico de cok, por lo que para ser competitivo en calidad hay que evolucionar, llegando a ofrecer al siderúrgico, según la tendencia moderna, pellets de alta ley en hierro 65 por 100 y de bajo contenido en fósforo.

Los minerales del NO. de España permiten su concentración y pelletización, pero aunque el contenido en hierro alcance el 66 por 100, el fósforo queda por encima de lo que desean los siderúrgicos. Por lo que se ve la conveniencia de su desfosforación, que se ha llevado a cabo, partiendo de los concentrados.

DESCRIPCIÓN DEL PROCEDIMIENTO

Fundamento.

La base científica en que se apoya el procedimiento de desfosforación de mineral de hierro, recoge las teorías «ácido-base» de Arrhenius, Ostwald, Bronsted, Lowry, Lewis, Usanovich, etc., etcétera.

Teórica y experimentalmente, el concepto ácido-base de los autores referidos explica como ácido, toda sustancia capaz de ceder protones, y como base a toda sustancia capaz de combinarse con protones. Este probado concepto es el punto de partida del procedimiento que se propone; juntamente con el carácter dual que puede desempeñar el agua, actuando como base débil en presencia de ácido, e inversamente como ácido en presencia de una base.

Consecuentemente, si situamos en un medio acuoso una sustancia capaz de ceder protones, producimos un desequilibrio en el medio, que tiende a equilibrarse, es decir, cederá protones con tendencia a unirse a los aniones que cede el agua, actuando ésta como base débil. Si la cantidad es suficientemente importante, el equilibrio no podrá establecerse, disponiendo en el agua de elevada densidad de protones que le dará el carácter ácido.

Un medio cualquiera que sea apto, en nuestro caso agua, actuando como disolvente, en el que hayamos creado protones en cantidad suficiente, se encuentra en desequilibrio, en tal situación tiende a equilibrarse a costa de cualquier sustancia, que introducida en este medio, sea capaz de descomponer sus moléculas cediendo iones. Este es el caso de los derivados de calcio y por lo mismo, del trifosfato cálcico.

La especie mineralógica aportadora de fósforo en ésta, como en la mayor parte de las menas ferríferas, pertenece al grupo de los apatitos, a su vez, el compuesto fosfatado del apatito es el trifosfato cálcico.

Al descomponerse la molécula de trifosfato, cada elemento busca encaje en razón a sus características químicas; el fósforo, como elemento integrante de este compuesto, una vez liberado de la molécula, pasa al medio acuoso, formando sales fosfatadas solubles. El calcio se transforma a su vez en las sales correspondientes, etcétera.

Las reacciones que se producen y las sales que se generan varían según el generador de protones que utilizemos, el medio líquido o disolvente en que se produzcan la reacción, y la composición del mineral.

Generador de protones.

Toda sustancia capaz de generar protones es apta para ser utilizada, e igualmente, todo medio que pueda estimarse como disolvente.

Razones económicas, son las que deciden la elección de uno y otro.

Entre los disolventes estimados como más ap-

tos por las consideraciones expuestas, el agua ocupa el lugar primero.

Como generadores de protones, los ácidos son eficaces y de empleo y control cómodo. Entre ellos el ácido sulfúrico tiene, por el momento, preferencia.

Fases del proceso de defosforación.

Para que el proceso de defosforación se produzca con mayor eficacia, es preciso guardar normas específicas que se resumen como siguen:

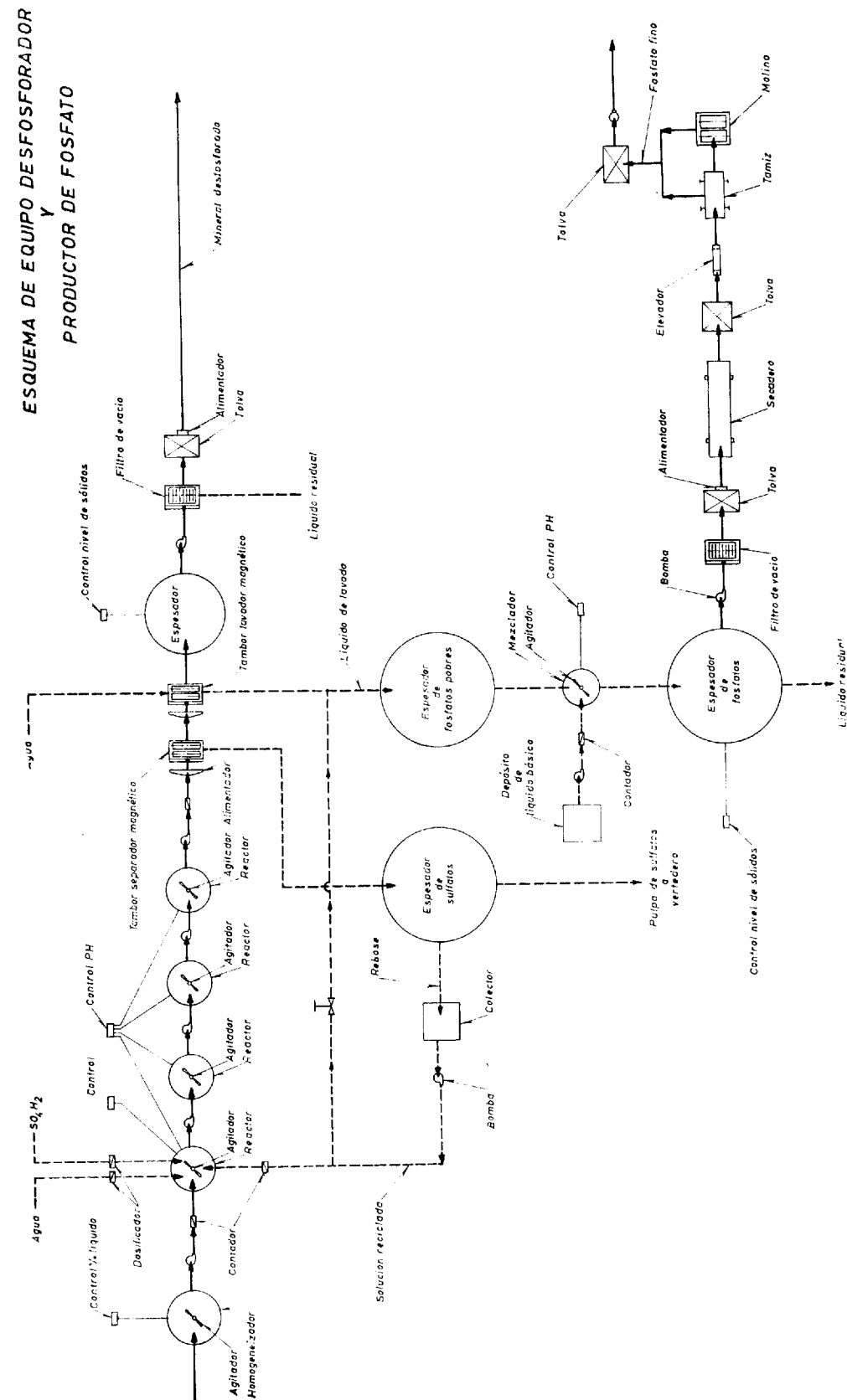
- a) Preparación del mineral.
- b) Tratamiento de la pulpa durante la reacción.
- c) Acondicionamiento posterior del mineral tratado.
- d) Obtención y clasificación de subproductos.

La preparación del mineral es común a todos los casos y a todos los reactivos que se utilicen, y son perfectamente aptos los concentrados dispuestos para peletizar, que como se sabe son finos concentrados y molidos a tamaños inferiores a 0,1 mm.

El tratamiento de la pulpa, de hecho tiene variación según el generador de protones que se utilice, debiendo establecer la relación adecuada entre el líquido y el sólido. La agitación de la pulpa produce la homogeneización de mineral-líquido, facilitando la reacción y disminuyendo el factor tiempo, mejorando la eficacia.

La acidez actuante en la pulpa durante la reacción resulta más efectiva si la mantenemos a nivel constante, mediante control del valor pH, que se efectúa fácilmente con medidor regulador automático de este valor.

La pulpa sometida a tratamiento en el depósito reactor, afluye de éste de modo continuo. La fase líquida está formada por una solución, cuyo valor ácido corresponde al pH elegido, incluyendo diversas sales disueltas extraídas de los componentes del mineral, entre ellas principalmente, monofosfato de calcio, producido a costa del compuesto fosforador. Ha de señalarse que el hierro no es atacado, y por lo mismo, las pérdidas de metal que origina el proceso, son prácticamente nulas. La fase sólida está formada por el mineral y por las sales que por su bajo índice de solubilidad han precipitado durante la reacción. Se hace necesario, pues, separar el mineral del sólido no metálico y del líquido. Tratándose de minerales magnéticos, la separación puede hacerse en tambor concentrador magnético, que toma en su banda el mineral, liberando la mayor parte del líquido y los sólidos no magnéticos. El mineral se hace seguir a un segundo tambor magnético, donde



se lava, para continuar posteriormente al filtro, donde pierde la humedad necesaria para quedar apto para ser granulado y cocido en el proceso de peletización.

El líquido y sólidos no magnéticos procedentes del primer tambor o separador, son conducidos a tanque espesador, donde por decantación se extrae la fase sólida por su fondo, rebasando la fase líquida, que se incorpora al ciclo con la consiguiente economía de ácido. El producto sólido extraído de este primer espesador, está integrado fundamentalmente por sulfatos de cal y estériles, que no fueron eliminados en la concentración.

El líquido obtenido en el segundo tambor magnético o lavador, incluye sólidos no magnéticos, ambas fases se envían al espesador segundo, que por decantación se seleccionan. La fase sólida se extrae por su fondo, incluyendo los sulfatos no separados en el primer tambor y fosfatos precipitados en pequeña cantidad al elevarse el nivel pH por dilución, como consecuencia del lavado. Este espesador entrega fosfatos empobrecidos, cuya riqueza en anhídrido fosfórico oscila entre el 2 y 7 por 100.

La solución rebosantes del espesador segundo, es conducida al tanque mezclador, donde simultáneamente se hace llegar líquido fuertemente básico, elevando el nivel pH entre 4,5-6, conduciendo el líquido el espesador número 3; en este tanque se produce una precipitación instantánea de fosfato dicálcico. For decantación se separa las fases líquida y sólida, la primera rebosa clarificada, inofensiva a la agricultura y la pesca; la segunda se extrae en forma de pulpa mediante bomba de membrana, pasando a filtro prensa o tamiz centrifugo, donde elimina la mayor parte de la humedad, continuando a desecador giratorio o de cinta, pasando seguidamente a molino. El producto obtenido es fosfato soluble en citrato amónico, con riqueza en anhídrido fosfórico oscilante entre el 25 y 40 por 100. Es de hacer notar, que el superfosfato comercial tiene el 18 por 100 de anhídrido fosfórico.

Este procedimiento y sistema permite defosforar mineral de hierro, consiguiendo recoger el fósforo extraído del mineral en forma de fosfato de interés agrícola; funcionando la planta defosforadora de mineral, simultáneamente como fábrica productora de fosfatos.

El esquema que se acompaña recoge las fases del proceso, cuya simplicidad y eficacia ha sido demostrada en el Instituto Geológico y Minero de España.

De conformidad con los estudios hechos en la zona NO., los minerales incluyen por término medio 80 centésimas de fósforo. La concentración, previa molienda a tamaños inferiores a 100 micras,

reduce el contenido de fósforo, por término medio, a 45 centésimas. La defosforación por sistema expuesto ha confirmado que reduce el contenido en fósforo a menos de 5 centésimas.

Durante la semana del 20 al 26 de febrero de 1966 fueron realizados en el Departamento de Operación de Minerales del Instituto Geológico y Minero de España, demostraciones con una planta piloto preparada para tratar las disponibilidades de mineral molido y concentrado, que habían sido reunidas en este Centro. Este mineral fue triturado por la Junta de Energía Nuclear, molido y concentrado por el Centro Español de Investigación Metalúrgica. La demostración fue hecha en trabajo continuo, de los días 21 a 24, ambos inclusive. Los resultados, escrupulosamente controlados por el personal del Instituto producen datos que confirman los ensayos hechos durante el mes de junio pasado en este Centro y ratifican la información recibida de la empresa autora del procedimiento.

Trasladando los referidos datos a escala industrial de acuerdo con el proyecto e industrialización del proceso que propone la sociedad autora el costo de tratamiento incluyendo reactivo, energía eléctrica, personal, amortización, etc., es inferior al valor del fosfato comercial que produce la planta.

La defosforación del mineral de hierro pasa a ser una interpolación operacional en la técnica de la peletización, cuya situación se encuentra entre la concentración y la granulación. De industrializarse el sistema defosforador expuesto, podrá partirse de minerales fosforosos, consiguiendo peles o gránulos defosforados, sin haber gravado el costo de la peletización. Lo cual supone un nuevo e importante avance en la preparación de minerales.

La trascendencia en nuestro país de este procedimiento se traduce en las consecuencias que siguen:

a) Posibilidad de utilización por nuestra industria siderúrgica de los minerales del NO., que en continuo desarrollo, produce un desfase más acusado cada día entre la demanda y oferta nacional de minerales.

b) Promoción de los yacimientos ubicados en el NO., cuyas reservas de varios cientos de millones de toneladas investigadas (en algunos casos, a punto de explotación). Están, sin embargo, paralizadas por falta de mercado.

c) Poder contar con importante producción de fosfato en esta región de tradicional riqueza agrícola y ganadera.

Recibido el 21-IV-67.

Plan hidrogeológico de León

Por J. RICART

RESUMEN:

Damos una nota informativa de las distintas fases del estudio que se ha realizado para el conocimiento de la cuenca artesiana existente en la provincia de León.

La importancia de este estudio está ligada al conocimiento de las capas subterráneas detríticas existentes en el Mioceno de la cuenca del Duero, que permitirá la obtención de caudales importantes de agua, tanto para abastecimiento de poblaciones, como para nuevos regadíos.

1. ANTECEDENTES

En mayo de 1966 el Instituto Geológico y Minero de España y la Diputación Provincial de León establecieron un Consorcio, con el objeto de conocer las posibilidades acuíferas de la cuenca artesiana de León.

Este plan consistía tanto en la realización de una serie de estudios geológicos y geofísicos, como en la perforación de sondeos de investigación para comprobación de la cuenca.

Pertenece dicho Mioceno al conjunto de la cuenca del Duero. El Instituto Nacional de Colonización realizó en 1963 un estudio geológico-geofísico de toda la cuenca, cuyos datos nos han resultado de inestimable valor.

Desde que en 1904 se encontró en León la primera agua artesiana, se han perforado multitud de sondeos, la mayoría hoy en día abandonados, debido en unos casos a derrumbamientos, y en otros a quedar obstruidos, por estar casi todos ellos sin ninguna entubación.

En dichos sondeos únicamente se intentaba llegar a la capa superior de arenas. Al dejarlos siempre abiertos, resultó aquella sangrada de tal forma, que se perdió su artesianismo.

2. ESTUDIO GEOLÓGICO Y FOTOGEOLOGICO

Tenía por objeto conocer, por un lado, el Mioceno detrítico en sus diversas facies, y por otro, el Paleozoico de los alrededores.

Esta segunda parte tenía como labor principal el conocimiento del basamento bajo la cuenca artesiana con sus diversas estructuras.

El Paleozoico de León lo podemos dividir en dos grandes zonas: en la primera, al Oeste de la provincia, se forma un gran sinclinal, con distintos sinclinales y anticlinales, en que se van sucediendo las formaciones de edades silurianas y cambrianas, llegando en su parte septentrional a aparecer el Arcaico; en la segunda, en el Norte de la provincia, el Paleozoico está formado por terrenos carboníferos, aunque hay también zonas silurianas y devonianas.

Al Norte, sobre las formaciones carboníferas y en falla, aparecen primero unas areniscas albenenses, sobre ellas hay unas margocalizas del Cretáceo superior, terminando el conjunto con unos conglomerados paleozoicos.

Todas estas formaciones se van acuñando y soterrando de Este a Oeste, hasta que al Oeste de La Robla terminan por desaparecer.

El Mioceno es transgresivo de Este a Oeste. Se ha pensado casi siempre en la provincia de León que la red fluvial miocena coincidía con la actual, o por lo menos era muy parecida.

Se debía esta creencia a que en los valles fluviales solían salir sondeos con mucha más agua que en los interfluvios. En los sondeos que hemos estudiado no hemos visto esta correlación, sino únicamente que la diferencia de los caudales se debe a la menor cota en boca de sondeo.

Un capítulo que merece la pena reseñar es la existencia, en la parte inferior de la cuenca, de

los conglomerados oligocenos, por lo menos en su parte más al Este, ya que éstos pueden influir beneficiosamente en algunas captaciones.

Bajo el Mioceno continúan en profundidad las mismas estructuras que en superficie se ven en la zona Oeste.

De Sur a Norte se forman tres sinclinatorios separados por dos anticlinorios; los primeros son los llamados:

a) Sinclinatorio de Truchas: Estudiado por los doctores Llopis Lladó y Fontboté; está comprendido por las corridas de cuarcitas armoricanas de la Sierra de Cabrera y del Teleno.

b) Sinclinatorio de Astorga: Encaja en él el criadero del Coto San Bernardo, prolongación del coto Wagner y del Vivaldi.

c) Sinclinatorio de Brañuelas: Comprendido entre las cuarcitas armoricanas del Manzanal del Puerto y las de Valdemascaño.

Las características litológicas van variando; así, mientras al Sur del sinclinatorio de Truchas el Cambriano es totalmente pizarreño, al Norte se va volviendo más silíceo, de tal forma que en Riello el horizonte es totalmente silíceo.

El Mioceno, en superficie, tiene tres facies distintas.

a) *Astorga-Benavides-León.*

Sus materiales en general son de origen de meteorización por arrastre fluvial.

En la zona borde se aprecian abundantes niveles detríticos, que van quedando soterrados por otros rojizos con abundantes niveles de cuarzo.

Los acuíferos son unas veces conglomeráticos si sus materiales provienen del Norte, y otras arenosos si lo hacen del Oeste.

b) *Valderas-Valencia de Don Juan-Astorga-La Bañeza.*

De características semejantes a la anterior, presenta un cambio muy fuerte en cuanto a los niveles detríticos, especialmente en sus niveles inferiores.

Los niveles inferiores arenosos están más individualizados y toman en general mayor potencia. Alrededor de ellos se apiñan unas arcillas abigarradas que dan, a veces, sensación de formaciones del Keuper.

c) *Facies Sahagún de Campos.*

Presenta esta zona unas características de sedimentación mucho más fina que la anterior.

Los sedimentos son más arcillosos. Proviene del Norte y en un régimen mucho más movido, quedando los sedimentos detríticos muy mezclados con los arcillosos.

A medida que se avanza hacia el Este, o sea, hacia Palencia, las arcillas se van haciendo más compactas y desaparecen los niveles detríticos.

Sobre estas formaciones y en contacto con la sierra, existe un Mioceno, con tramos más o menos detríticos, formado por deposición mecánica.

Es importante tener en cuenta en esta cuenca los acuíferos superficiales formados por rañas pliocenas y cuaternarias, con las que por medio de ininidad de pequeños pozos, se logran gran cantidad de regadíos.

3. TOMA DE DATOS Y SITUACIÓN DE LAS LABORES EXISTENTES

Para todo estudio hidrogeológico es necesario conocer los resultados de todas las labores que se hayan realizado en distintas épocas.

Todos estos datos nos dan un punto de partida que nos permiten hacer una extrapolación para el conocimiento general de la cuenca.

En todos los sondeos antiguos de la provincia de León, cuya labor meritoria no discutimos, pues con sondas a mano se llegaron en muchos casos a sobrepasar los 200 metros de profundidad, sólo se intentaba llegar al primer acuífero, con lo que los datos de las capas más profundas sólo se han podido obtener de los más modernos.

Se han estudiado más de 400 puntos acuíferos, y en los que los sondeos lo permitían, se pasó a un estudio más detallado de testificación por rayos γ .

4. ESTUDIO DE TESTIFICACIÓN DE SONDEOS POR RAYOS γ

Se intentó con este estudio una correlación posible con el objeto de conocer las capas artesianas y la potencia de cada una de ellas en el punto del sondeo estudiado.

Se han podido estudiar 36 puntos acuíferos.

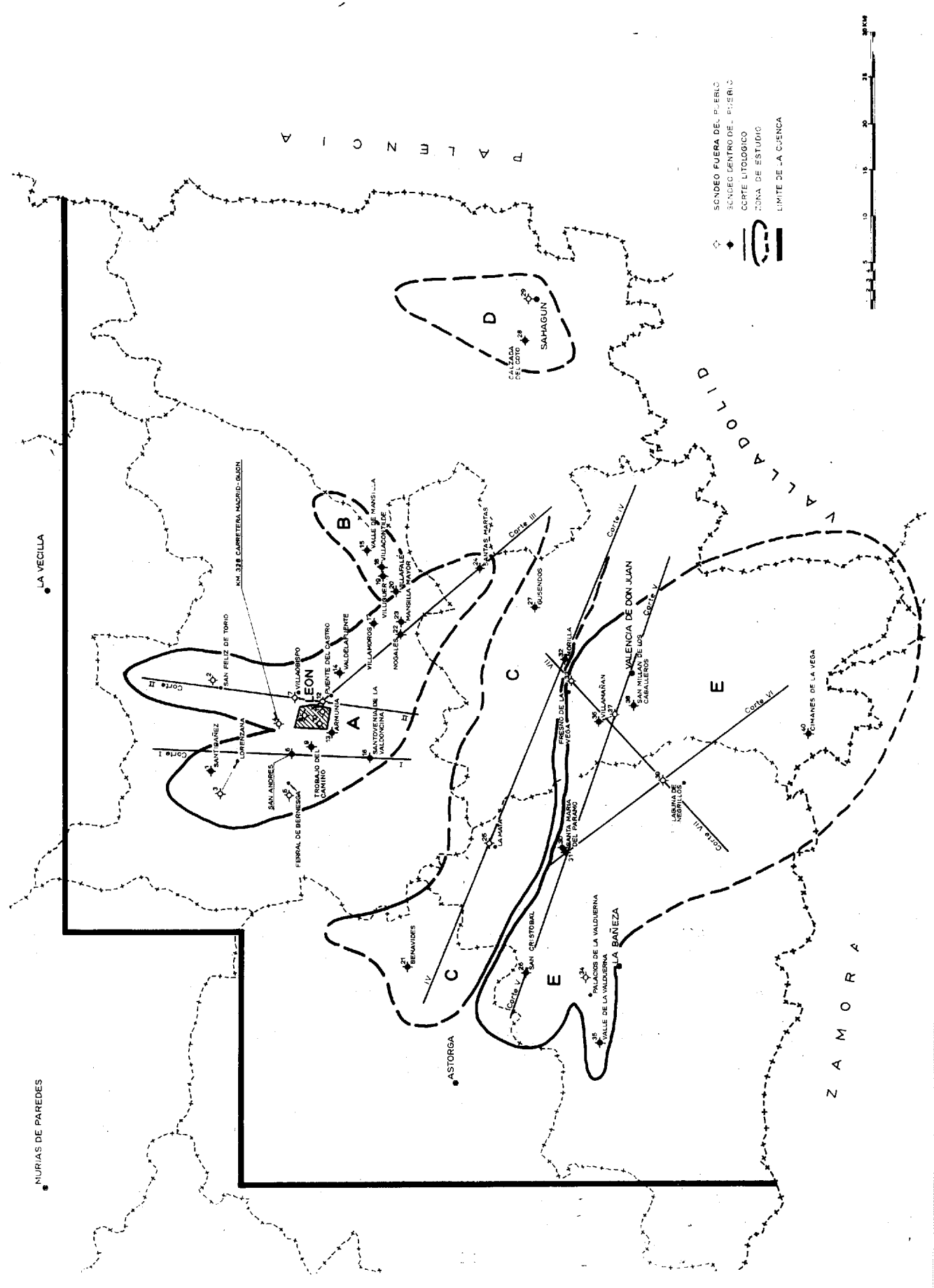
En este estudio se han logrado diferenciar cinco zonas, con acuíferos que no se han podido de ninguna forma correlacionar.

La zona A corresponde a León capital, llega hacia el Sur hasta Santas Martas, y por el Norte ocupa las riberas del Torío y el Bernesga.

La zona B, situada al Noroeste de Mansilla de las Mulas, ocupa la parte de Villafalé.

Estas dos zonas recibieron sus aportes de sedimentación casi totalmente del Norte.

La C recibió sus principales aportes del anti-



clinal del Norte de Astorga. La E de los dos anticlinales existentes al Sur de esta ciudad. En ella se pueden diferenciar tres subzonas distintas, con mayores tramos detríticos al Norte y al Sur, y menores en el central.

En la zona D la existencia de tramos detríticos es casi nula.

5. ESTUDIO GEOFÍSICO ELÉCTRICO

Aero Service Limited, por encargo del Instituto Nacional de Colonización, realizó una serie de investigaciones en la cuenca del Duero. En la zona a tratar hizo un primer estudio de vuelos aeromagnéticos, después uno sísmico en la línea de la carretera Mayorga de Campos-León, y por último una serie de sondeos eléctricos, con AB = 220 m., 380 m. y 920 m.

Este estudio nos facilitó totalmente nuestra labor. El Instituto Geológico y Minero se limitó a una investigación eléctrica con AB = 4.000 m. de las siguientes líneas:

- Astorga-León.
- León-Valencia de Don Juan.
- León-Santa María del Páramo.
- Valencia de Don Juan-Sahagún de Campos.
- Sahagún de Campos-Galleguillo de Campos.

El objeto de estas líneas fue complementar el estudio anteriormente realizado y completarlo, al conocer la resistividad de las capas inferiores.

Al considerar el conjunto de perfiles, parece observarse una línea hipotética, que pasaría por los SEV números 9, 28, 18, 36, 41, 45 y 47, que se debe interpretar como la más desfavorable, encontrándose al Norte y al Sur de ella los horizontes resistivos mucho más diferenciados.

Esta línea pasaría por el ángulo NE. de la Hoja de Santa María del Páramo por Ardón, por el Suroeste de Matadeón de los Oteros, por Goraliza del Pino y por Calzada del Coto.

Viene a ser la misma diferenciación encontrada en la testificación entre las zonas C y E.

Debido a la poca continuidad de las capas, no podemos dar aquí los resultados de este trabajo, que nos ha permitido las posibilidades de captación de aguas en cada punto.

6. BALANCE HIDRÁULICO

Aunque con los conocimientos actuales es imposible conocer un verdadero balance hidráulico de la región, se ha intentado establecer de una forma, aunque sea somera, uno que nos sirva de partida para ulteriores investigaciones.

En primeras líneas podemos indicar que este ba-

lance hidráulico nos ha salido de unos 4.000 l/s. y estimamos que, con la adecuada recarga, podrá sobrepasar fácilmente los 6.000 l/s.

7. ESTUDIO DE RECARGA DE LA CUENCA

Se ha perforado un sondeo principal, en los conglomerados paleocenos, situados en la zona de Luga, al Sur de Boñar, y seis sondeos piezométricos a 5, 10, 25, 50, 100 y 150 metros de profundidad.

Con ellos queremos calcular la capacidad de infiltración de dichos conglomerados, ya que estimamos ser ésta la principal zona de absorción de la cuenca.

En principio, después de conocer la infiltración, se llegaría a establecer una serie de diques y rebosaderos que permitiesen a través de las cuencas principales de los ríos, obtener una recarga máxima.

El coeficiente de infiltración ha resultado

$$K = 233 \text{ m}/24 \text{ h.}$$

8. REALIZACIÓN DE SONDEOS DE INVESTIGACIÓN

Hasta el presente momento se han realizado seis sondeos de investigación y está en realización el séptimo.

Los datos técnicos obtenidos de ellos los damos a continuación:

Sondeo núm. 1, Ferral de Bernesga.

Situación: Campamento militar.
 Profundidad: 93 m.
 Diámetros de entubación: 400 mm.
 Acuíferos encontrados: 45 m. - 58 m.
 80 m. - 88 m.
 Caudal artesiano: 5 l/s.
 Aforo: 14 l/s. con una depresión de 38 m.

Sondeo núm. 2, Puente de Castro.

Situación: Este del pueblo.
 Profundidad: 400 m.
 Diámetros de entubación: 100 m. a 400 mm.
 150 m. a 300 mm.
 150 m. a 200 mm.
 Acuíferos encontrados: 42 m. - 48 m.
 125 m. - 137 m.
 172 m. - 188 m.
 233 m. - 241 m.
 375 m. - 380 m.
 Aforo: 60 l/s. con depresión de 62 m.

Sondeo núm. 3, Valencia de Don Juan.

Situación: Centro de la ciudad.
 Profundidad: 483 m.
 Diámetros de entubación: 100 m. a 400 mm.
 150 m. a 300 mm.
 150 m. a 200 mm.
 100 m. a 150 mm.
 Acuíferos encontrados: 128 m. - 131 m.
 258 m. - 273 m.
 343 m. - 348 m.
 447 m. - 471 m.
 Caudal artesiano: 45 l/s.
 Aforo: Pendiente.

Sondeo núm. 4, Sahagún de Campos.

Situación: Este de la ciudad.
 Profundidad: 500 m.
 Diámetros de entubación: 80 m. a 400 mm.
 120 m. a 300 mm.
 200 m. a 200 mm.
 100 m. a 150 mm.
 Acuíferos encontrados: Pequeños niveles a partir de los 350 m.
 Caudal artesiano: 0,25 l/s.
 Aforo: 8 l/s. con 80 m. de depresión.

Sondeo núm. 5, Matanza.

Situación: Norte del pueblo.
 Profundidad: 500 m.
 Diámetros de entubación: 100 m. a 400 mm.
 150 m. a 300 mm.
 150 m. a 200 mm.
 100 m. a 150 mm.
 Acuíferos encontrados: Varios pequeños de 130 a 480 m.
 Caudal artesiano: 5,5 l/s.
 Aforo: Pendiente.

Sondeo núm. 6, Poblatura de Pelayo García.

Situación: Centro del poblado.
 Profundidad: 398 m. (Se interrumpió al llegar al Paleozoico).

Diámetros de entubación: 100 m. a 400 mm.
 150 m. a 300 mm.
 148 m. a 200 mm.
 Acuíferos encontrados: 340 m. - 342 m.
 360 m. - 364 m.
 Caudal artesiano: 1,5 l/s.
 Aforo: Pendiente. Se calcula un caudal aproximado de unos 8 l/s.

Sondeo núm. 7, Palacios de la Vallduerna.

Situación: Centro de la población.
 Profundidad: 102 m.
 Diámetro de entubación: 400 mm.
 Acuíferos encontrados: 80 m. - 100 m. (conglomerados gruesos).
 Nivel hidráulico: 8 m.
 Aforo: Pendiente. Por los datos obtenidos al perforar, creemos será superior a 100 l/s.

9) LABOR A REALIZAR

1.º Se va a comenzar una campaña de explotación, tanto para abastecimiento de poblaciones como para la implantación de nuevos regadíos.

2.º Se necesita una regulación general de la cuenca, pues hasta el momento actual todos los sondeos quedan abiertos durante todo el año, aunque la mayor parte de ellos están totalmente desaprovechados.

3.º En las zonas donde las necesidades sean muy grandes y los datos geofísicos sean positivos, habrá que perforar sondeos hasta el paleozoico, con objeto de conocer los resultados de los posibles conglomerados sitios en muchos puntos bajo la cuenca artesiana. Esto sólo será posible en zonas cercanas al borde y con estructura anticlinal del basamento.

4.º Dada la gran permeabilidad de los conglomerados oligocenos, habrá que construir una serie de diques en los ríos que los atraviesen, con el objeto de recargar la cuenca.

Recibido: 5 de febrero de 1968.

ENERGIA

Combustibles nucleares

por J. SUAREZ FEITO

RESUMEN

En este trabajo se comienza por una exposición breve de la interacción de los neutrones con la materia, que es fundamental en el funcionamiento de los reactores nucleares. Se prosigue a continuación con toda la fase previa a la obtención de combustibles nucleares, como es el tratamiento de los minerales de uranio y torio, por los procedimientos ácido y alcalino, la purificación con disolventes orgánicos y resinas de intercambio iónico de las disoluciones uraníferas, las operaciones metalúrgicas y el enriquecimiento de uranio en su isótopo uranio-²³⁵.

Se estudian después las principales propiedades del uranio, del torio y del plutonio, así como la obtención de éste, y por último se describen las distintas clases de combustibles nucleares y sus métodos de fabricación.

En este trabajo se indica la marcha general a seguir en la concentración de minerales de uranio y torio, junto con su purificación por medio de intercambio iónico y extracción con disolventes orgánicos para seguir con la metalurgia de aquellos elementos. A continuación se describen los diferentes combustibles nucleares que se han empleado hasta la fecha en los reactores productores de potencia y aquellos otros que se prevén para el futuro, cuando entren en funcionamiento los reactores rápidos.

INTRODUCCIÓN

El aumento continuado de la población mundial, junto con el crecimiento del nivel de vida, tanto en los países más desarrollados como en aquellos otros que se hallan en vías de desarrollo, ha dado como resultado un rápido incremento en la utilización de la energía. De los últimos estudios realizados recientemente se deduce que las fuentes convencionales energéticas tales como la energía hidráulica y los combustibles fósiles, carbón, petróleo y gas natural, serán insuficientes para suplir las demandas de energía en el futuro. De hecho, en algunos países altamente industrializados, como el Reino Unido y el Japón, no existe abundancia de combustibles fósiles. El descubrimiento de la obtención de energía por medio de la fisión nuclear, ha abierto un nuevo horizonte

en el campo de la producción de energía. En lugar del carbón y del petróleo se utilizan el uranio y el torio.

El dispositivo en el cual se consigue liberar esta clase de energía es el reactor nuclear, en la mayor parte de los cuales el material combustible se encuentra en forma sólida; la unidad estructural formada a partir de aquél se denomina elemento combustible. La obtención de estos materiales ha planteado una serie de problemas nuevos e interesantes dentro del campo metalúrgico. Por otra parte, la fabricación de elementos combustibles, ha hecho necesario el desarrollo de técnicas especiales.

En el reactor nuclear son de destacar las interacciones que se producen entre los neutrones y los diferentes materiales que componen aquél, en especial, el material combustible.

REACCIONES CON LOS NEUTRONES

Además de las reacciones nucleares espontáneas, en las cuales un núcleo se transforma en otro como resultado de la expulsión de una partícula, existen otras muchas que pueden realizarse artificialmente mediante la absorción de diferentes clases de partículas. Entre estas reacciones, son de especial interés aquéllas en las que se absorben neutrones. Estas partículas, normalmente, forman parte del núcleo atómico, pero es po-

sible obtenerlas en estado libre, y por esta razón puede estudiarse su interacción con la materia. Aparte del proceso de fisión que indicaremos después, existen tres tipos de interacciones de los neutrones con los núcleos de los átomos que son importantes en el funcionamiento de los reactores nucleares. Además de las reacciones de absorción que conducen a la formación de nuevos núcleos, existen dos clases de choques que dan lugar a dispersión, elásticos e inelásticos, en los que solamente se verifica un intercambio de energía entre el neutrón y el núcleo.

Dispersión elástica

Esta dispersión se puede considerar como un puro proceso mecánico, e implica una transferencia de energía cinética en el choque que tiene lugar entre el neutrón y el núcleo. Esta interacción se denomina dispersión, porque hay, generalmente, un cambio en la dirección del movimiento del neutrón, como resultado del choque. La dispersión elástica es el principal mecanismo por el cual los neutrones de elevada energía cinética, denominados neutrones rápidos, que se originan en el proceso de fisión, se moderan en el reactor nuclear. El material cuyos núcleos, al interaccionar los neutrones con ellos, sufren la dispersión inelástica, se denomina moderador. Los moderadores más eficaces contienen elementos de número másico bajo, por ejemplo, el hidrógeno en el agua, el deuterio en el agua pesada, el berilio y el carbono (en forma de grafito), ya que la fracción de energía del neutrón que éste puede perder por el choque, aumenta cuando disminuye el número másico. Algunos elementos ligeros, tales como el litio y el boro, no se pueden utilizar como moderadores porque son fuertes absorbentes de neutrones.

Como resultado de un cierto número de choques elásticos, la energía cinética del neutrón se reduce en tal magnitud, que es aproximadamente igual a la energía de vibración media del núcleo (o átomo), con el cual choca en el moderador sólido. Esta energía depende de la temperatura, y los neutrones lentos, que se encuentran esencialmente en equilibrio cinético con los que le rodean, se conocen con el nombre de neutrones térmicos.

Es norma general en los estudios nucleares expresar las energías en la unidad electrón-voltio, abreviadamente *ev*, que equivale a $1,603 \times 10^{-12}$ ergios. A la temperatura ambiente, es decir a 20° C, la energía cinética media de los neutrones térmicos es igual, aproximadamente, a 0,025 *ev*, pero aumenta en proporción a la temperatura absoluta.

Los neutrones que tienen energías próximas al intervalo térmico, es decir, alrededor de 0,1 *ev*, se denominan neutrones lentos, aunque sus velocidades pueden ser de varios kilómetros por segundo. Si la energía cinética está comprendida entre 0,1 y 50.000 *ev*, se conocen como neutrones epitermales o neutrones intermedios; si la energía cinética es superior a 50.000 *ev*, se denominan neutrones rápidos. Esta clasificación, aunque con los límites no definidos de una manera precisa, es la que normalmente se emplea en las investigaciones de los reactores nucleares.

Dispersión inelástica

En esta clase de dispersión, consecuencia del choque entre un neutrón rápido y un núcleo, la energía cinética de la primera partícula se transfiere, en parte, como energía potencial a la segunda. Como resultado de ello, el núcleo se encuentra ahora en un estado energético superior al nivel fundamental, es decir, se halla excitado, devolviendo el exceso de energía dentro de un intervalo de tiempo muy pequeño, en forma de radiación gamma.

El intercambio de energía entre el neutrón y el núcleo en una dispersión elástica es puramente un proceso mecánico que depende solamente de las masas relativas de las partículas que entran en colisión; pero en la dispersión inelástica es mucho más específico. Es necesario, en especial, que el neutrón tenga suficiente energía para que el núcleo blanco alcance uno de sus estados excitados. Estos varían según los diferentes núcleos, pero en líneas generales, en el choque inelástico en el que intervienen núcleos de número másico medio o elevado, el neutrón debe tener una energía superior a 100.000 *ev* = 0,1 MeV. Para los núcleos de pequeña masa se precisan aún energías más elevadas. Por consiguiente, aunque las dispersiones inelásticas juegan cierto papel en la moderación de neutrones en el reactor, carecen de importancia cuando la energía decrece por debajo de 0,1 MeV. La pérdida de energía por el choque elástico, por el contrario, tiene lugar para todas las energías de los neutrones por debajo del valor térmico.

Reacciones por captura de neutrones

Entre las reacciones con neutrones tiene gran importancia la que se conoce con el nombre de captura radiactiva, en la cual tiene lugar la captura de un neutrón por un núcleo, seguida de la emisión gamma. En esta reacción el neutrón se

incorpora al núcleo blanco para formar un núcleo compuesto que queda en un estado energético superior al fundamental. En el intervalo de una pequeña fracción de segundo, el último emite el exceso de energía de radiación, lo que conduce a un nuevo núcleo con un neutrón más que el núcleo blanco. Este último es frecuentemente, aunque no siempre, radiactivo, emitiendo posteriormente una partícula beta, normalmente acompañada de radiación gamma.

El proceso de captura radiactiva es muy frecuente. Casi todos los núcleos sufren este tipo de reacción, aunque unos con más facilidad que otros. Este proceso puede realizarse con neutrones de cualquier energía, pero, en general, la reacción entre un neutrón y un núcleo aumenta de probabilidad al decrecer la energía de aquél. En otras palabras, un núcleo determinado captura neutrones lentos más fácilmente que neutrones rápidos.

Para ciertos núcleos de número másico medio y elevado se observa un fenómeno interesante. En un intervalo estrecho de energía, normalmente en la región comprendida entre 0,1 y 100 *ev*, la probabilidad de la captura del neutrón aumenta considerablemente. Es el conocido efecto de resonancia. Para energías del neutrón por encima y por debajo de un determinado valor de resonancia, la probabilidad de la reacción disminuye grandemente. Tanto el uranio-²³⁵ como el uranio-²³⁸, presentan varias resonancias en la región de energías antes mencionada.

Secciones eficaces

La probabilidad de que se produzca una cierta reacción con un neutrón bajo condiciones específicas, por ejemplo, la energía del neutrón, se expresa por medio de la llamada sección eficaz. Representa una medida determinada experimentalmente del área efectiva del núcleo, para una reacción dada. De lo expuesto anteriormente se deduce que para las reacciones de captura radiactiva, la sección eficaz nuclear disminuye cuando aumenta la energía del neutrón. Cuando se presenta la resonancia, las secciones eficaces correspondientes a estas energías son excepcionalmente altas.

En algunos casos, especialmente para neutrones de alta energía, las secciones eficaces de dispersión y de captura no difieren mucho de la sección transversal geométrica del núcleo. Los diámetros nucleares son del orden de 10^{-12} cm. y, por consiguiente, sus áreas son aproximadamente de 10^{-24} cm². Por esta razón la unidad utilizada en la medida de secciones eficaces es el barnio, que equivale a 10^{-24} cm².

EL PROCESO DE FISIÓN

Fisión nuclear

Cuando algunos núcleos de número atómico elevado capturan neutrones, el núcleo compuesto en estado excitado que resulta, en lugar de emitir su exceso de energía en forma de radiación gamma, se escinde. Esto es, se divide en dos núcleos más ligeros, cuyas masas son muy diferentes del núcleo pesado original. Sólomente se conocen tres núcleos que tienen un período de semidesintegración elevado, lo que permite almacenarlos durante un estado largo de tiempo y que a la vez, son escindibles por neutrones de un amplio intervalo de energías que alcanzan desde los valores térmicos a varios millones de electronvoltios.

Estos núcleos son el uranio-²³³, el uranio-²³⁵ y el plutonio-²³⁹; de ellos (tabla I) solamente el uranio-²³⁵ aparece en la naturaleza; los dos restantes se producen artificialmente a partir del torio-²³² y del uranio-²³⁸.

TABLA I

Características radiactivas de los isótopos de los combustibles nucleares

Núcleo	Radiación	Periodo de semidesintegración (Años)
Torio-232	Alfa	$1,39 \times 10^{10}$
Uranio-233	Alfa	$1,62 \times 10^5$
Uranio-235	Alfa	$7,13 \times 10^8$
Uranio-238	Alfa	$4,51 \times 10^9$
Plutonio-239	Alfa	$2,44 \times 10^4$

Según se indica más adelante, se conocen también otros isótopos que son capaces de fisionarse por neutrones de todas las energías, pero todos ellos tienen un período de semidesintegración tan corto, o son tan difíciles de producir, que prácticamente carecen de valor.

Además de los núcleos que son escindibles por neutrones de cualquier energía, otros precisan para romperse neutrones rápidos. Entre ellos se encuentran el torio-²³² y el uranio-²³⁸. Para neutrones de energías inferiores a 1 MeV, aproximadamente, la única reacción que se produce es la captura radiactiva. Por encima de este valor umbral, tiene una cierta probabilidad de producirse como una posibilidad alternativa, la fisión.

Aunque la escisión del torio-²³² y del uranio-²³⁸ es posible con neutrones de alta energía, no se consideran como núclidos fisionables. Esta expresión se reserva para aquellas especies indicadas más arriba, las cuales se fisionan por neutrones de cualquier energía. La probabilidad de producirse la fisión se expresa por medio de la sección eficaz, de la misma manera que para las restantes reacciones nucleares. La sección eficaz de fisión varía con la energía del neutrón de una manera similar a la sección eficaz de captura radiactiva, incluso con la existencia de resonancias. Para las energías térmicas (0,025 *ev*), la sección eficaz para el uranio-²³⁵ es aproximadamente de 582 barnios, disminuyendo hasta 1,3 barnios para 1 MeV aunque existen varios picos de resonancia entre ambos valores. En el caso del uranio-²³⁸, la sección eficaz de fisión es de 0,018 barnios para neutrones de 1 MeV de energía, aumentado hasta cerca de 1 barnio para 10 MeV.

Neutrones ariginados en la fisión

La importancia de la fisión por lo que a producción de energía se refiere, reside en dos hechos: el primero es que este proceso va asociado con la liberación de una gran cantidad de energía por unidad de masa de combustible nuclear, y el segundo es que la reacción de fisión que se inicia por medio de neutrones, va acompañada también por la liberación de estas partículas. La combinación de estas dos circunstancias ha hecho posible la construcción de los reactores nucleares en los cuales tiene lugar la reacción en cadena, junto con la producción continua de energía. El número de neutrones que se producen en cada fisión, se denomina ν y varía algo con la energía del neutrón que produce aquélla. En el cuadro 1-2 se expresan los datos referidos a la fisión por neutrones térmicos; los valores para la fisión por neutrones rápidos son probablemente algo mayores. Se puede observar que, aproximadamente, se producen de 2,5 a 3 neutrones por término medio, por cada núcleo que sufre la fisión.

CUADRO 1-2

Neutrones producidos en la fisión

Núcleo	ν	(Térmico)	(Rápido)
Uranio-233	2,51	2,28	~ 2,4
Uranio-235	2,47	2,07	~ 2,3
Plutonio-239	2,90	2,10	~ 2,7

Desde el punto de vista del proyecto de un reactor nuclear, más importante que el número de neutrones que se producen por fisión es el de los neutrones que se originan por cada neutrón absorbido, que se representa por η y es diferente de ν ya que no todos los neutrones absorbidos por los núcleos escindibles, producen fisiones. Existe siempre una cierta probabilidad que varía con la energía del neutrón, de que la absorción de éste dé lugar a una captura radiactiva y no a una fisión. Por ejemplo, para el uranio-²³⁵ la sección eficaz de captura radiactiva para neutrones térmicos es muy próxima a 112 barnios, y la sección eficaz de fisión es de 582 barnios. De este hecho se deduce que sólomente la fracción

$\frac{582}{582 + 112}$, es decir, 0,839 de los neutrones absorbidos producen realmente fisión, y η , según se ha definido anteriormente, es igual a $\nu \times 0,839$, o lo que es lo mismo, $2,47 \times 0,839 = 2,07$. La captura radiactiva, relativamente, llega a ser menos probable cuando aumenta la energía del neutrón, y, por esta razón, η es mayor para los neutrones rápidos que para los neutrones térmicos. Los valores de η que se indican en el cuadro 1-2 son solamente aproximados, puesto que la energía sólo se define dentro de un intervalo.

Más del 99 por ciento de los neutrones producidos en la fisión se liberan instantáneamente y, por ello, se denominan neutrones instantáneos.

Una pequeña fracción comprende los denominados neutrones diferidos, que se liberan gradualmente en un período de tiempo posterior, y que se puede estimar en un 0,26 por ciento para el uranio-²³³, ó 0,65 por ciento para el uranio-²³⁵ y 0,21 por ciento para el plutonio-²³⁹. Los neutrones diferidos proceden del decaimiento radiactivo de ciertos productos de fisión cuyos elementos en su descendencia emiten neutrones. El retraso en la emisión de neutrones se debe a la velocidad de decaimiento, determinado por los períodos de semidesintegración de los elementos cabeza de la serie. Dicho retraso está comprendido entre 0,17 y 55 segundos.

A no ser por los neutrones diferidos, el control de los reactores nucleares sería extraordinariamente difícil, por no decir imposible. Según el grado en que sean necesarios los neutrones diferidos para mantener la reacción en cadena, se podrá cambiar la densidad neutrónica de una manera sencilla. Por el contrario, si la reacción en cadena se mantiene solamente por los neutrones instantáneos, la densidad neutrónica, el ritmo de las fisiones y la liberación de energía, pueden aumentar tan rápidamente que se pueden producir accidentes en el reactor.

Las energías cinéticas de los neutrones de fisión

abarcan un amplio intervalo, desde valores muy pequeños hasta cerca de 20 MeV. Sin embargo, la mayor parte de ellos la tienen comprendida entre 1 y 3 MeV, y por ello, los neutrones que se producen en la fisión son esencialmente neutrones rápidos. La media ponderada es de unos 2 MeV, y como se originan aproximadamente entre 2,5 y 3 neutrones en cada fisión, la energía total de dichos neutrones es de unos 6 MeV.

Energía procedente de la fisión

Por cada núcleo de uranio-²³⁵, uranio-²³⁸ y plutonio-²³⁹ que se escinde, se liberan unos 200 MeV de energía. De esta energía, cerca del 86 por ciento se manifiesta en el instante de la fisión como energía cinética, correspondiendo el 83 por ciento a los productos de fisión y el 3 por ciento a los neutrones originados. Asimismo, se produce radiación gamma en la fisión y también en todos aquellos procesos de captura de neutrones en el combustible y en todos aquellos materiales que constituyen el reactor, siendo su proporción de un 6 por ciento del total de la energía. El 8 por ciento restante se libera durante un cierto intervalo de tiempo en forma de radiación beta y radiación gamma de los productos de fisión y de los núcleos radiactivos que se pueden formar por reacciones de captura. En un reactor nuclear toda la energía de la fisión aparece eventualmente como calor, que se libera en los elementos combustibles y en los diferentes materiales, en los cuales se absorben las distintas radiaciones.

Puesto que se precisa algún tiempo para el decaimiento de energía de los productos de fisión y de otros núclidos radiactivos para alcanzar el estado transitorio, la potencia calorífica de un reactor nuclear aumentará al principio hasta que se alcance un valor constante. De la misma forma, después de la parada de un reactor, cuando ha cesado la reacción en cadena, el decrecimiento de energía continuará manifestándose en la liberación de calor.

Productos de fisión

Los núcleos más ligeros que se forman en la escisión se denominan fragmentos de fisión. La fisión de una determinada especie nuclear, como consecuencia de la absorción de un neutrón se puede realizar de diferentes maneras. Como resultado de ello se forman muy diversos fragmentos de fisión, que abarcan desde cantidades inferiores a 10⁻⁵, a superiores al 3 por ciento del total. En la figura número 1 se indica la proporción

de fragmentos de fisión que se producen a partir del uranio-²³⁵. Estos fragmentos de fisión presentan por término medio tres estados de decaimiento con emisión beta, frecuentemente acompañados por radiación gamma. El conjunto de elementos resultantes, recibe la denominación de productos de fisión, que constituyen un complejo altamente radiactivo de numerosos isótopos, en diferentes proporciones de un considerable número de elementos.

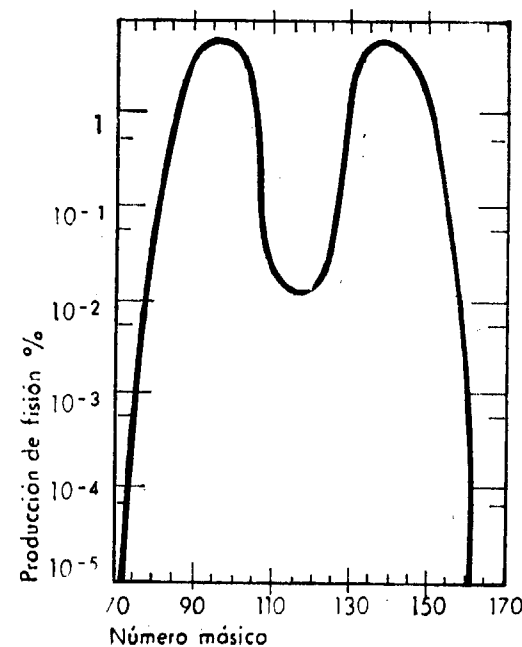


Fig. 1.

En la fisión del uranio-²³⁵ por neutrones, térmicos, por ejemplo, se forman alrededor de 80 fragmentos de fisión diferentes o productos de fisión primarios, con números másicos comprendidos entre 72 y 160. El decaimiento radiactivo de los fragmentos de fisión da lugar a la producción de unos 250 isótopos radiactivos y estables. Después de un intervalo corto de tiempo se han detectado entre los productos de fisión, 30 o más elementos diferentes, que van desde el cinc (número atómico 30), al gadolinio (número atómico 64). Este conjunto emite una amplia variedad de radiación beta y gamma durante un largo intervalo de tiempo, aunque la actividad disminuye de una manera constante y continua, cuando los distintos núclidos radiactivos decrecen. Los neutrones diferidos también se emiten en un intervalo de tiempo reducido después de la fisión, pero dejan de tener importancia dentro de un intervalo de pocas horas.

Producción de material fisionable

El único material fisionable que aparece en la naturaleza es el uranio-²³⁵, que se encuentra en el uranio natural en una proporción del 0,711 por ciento. Aunque el uranio-²³⁸ y el torio-²³² son escindibles por neutrones rápidos, no se pueden utilizar para mantener una reacción en cadena, para la liberación continua de energía. La razón es que, debido a las dispersiones inelásticas con el uranio-²³⁸ y el torio-²³², las energías de los neutrones originados en la fisión decrecen rápidamente por debajo del valor umbral de 1 MeV, aproximadamente, con lo que no pueden producirse escisiones posteriores de aquellos dos elementos. Sin embargo, empleando un moderador adecuado para frenar los neutrones, es posible utilizar uranio natural como combustible en el reactor en donde la reacción en cadena se automantiene con las fisiones de la pequeña proporción de uranio-²³⁵.

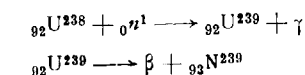
Muchos modelos de reactores precisan como combustible uranio enriquecido en su isótopo uranio-²³⁵ en cantidades superiores a la proporción en que se presenta en la naturaleza. Este material se obtiene, como veremos más adelante, convirtiendo el uranio natural en hexafluoruro, que se somete al proceso de difusión gaseosa. A causa de que el vapor de U²³⁵F₆ es más ligero, se difunde a través de los poros de la barrera más rápidamente que lo hace el U²³⁸F₆, con lo que se consigue un enriquecimiento parcial en U²³⁵. Mediante el paso reiterado a través de una serie de múltiples barreras porosas, se pueden lograr enriquecimientos hasta del 90 por ciento y superiores. El hexafluoruro de uranio enriquecido se reduce posteriormente a metal o se convierte en un compuesto adecuado para su utilización como combustible en el reactor.

Aunque el torio-²³² y el uranio-²³⁸ no es posible emplearlos directamente para mantener la reacción en cadena, se pueden convertir por una serie de reacciones nucleares, en los núcleos escindibles uranio-²³³ y plutonio-²³⁹ respectivamente. Por esta razón, al torio-²³² y al uranio-²³⁸, se les denomina materiales fértiles, que al encontrarse en gran cantidad en la naturaleza, aumentan de forma considerable las reservas potenciales de energía nuclear.

El primer paso de la conversión de estos elementos en materiales escindibles es la captura de un neutrón. Como estas partículas ya hemos visto que se producen en la fisión nuclear que tiene lugar en el reactor, se puede llevar a cabo en este último aquella conversión.

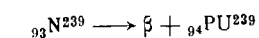
Cuando el núcleo del uranio-²³⁸ captura un neutrón, se produce su isótopo uranio-²³⁹, el cual, me-

dante la emisión de una partícula beta y con un período de semidesintegración de 23,5 minutos, pasa a neptunio-²³⁹, que no existe en la naturaleza. Estos procesos se representan por las reacciones siguientes:



en donde γ representa la radiación gamma emitida.

El neptunio-²³⁹ es, asimismo, un emisor beta con un período de semidesintegración de 2,3 días, transformándose en plutonio-²³⁹ mediante la reacción

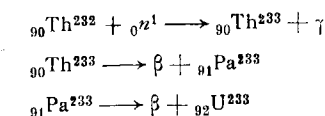


De manera análoga al neptunio, el plutonio, de número atómico 94, no se presenta en la naturaleza, excepto en cantidades de trazas. Como se ha indicado anteriormente en la tabla 1-1, este elemento es un emisor alfa, con un período de semidesintegración de 24.300 años.

Para la producción de plutonio-²³⁹, el procedimiento general es exponer el uranio-²³⁸, normalmente en forma de uranio natural, al flujo neutrónico en un reactor nuclear. Después de transcurrido un cierto tiempo, el material se extrae para permitir que tengan lugar las reacciones anteriores, y se forme el plutonio-²³⁹. Después de este período llamado de enfriamiento, en el cual decrece la actividad de los productos de fisión, en alto grado, el uranio que contiene el plutonio-²³⁹ y los productos de fisión, se envía a la planta de tratamiento de combustibles irradiados. En esta planta se separan el plutonio y el uranio (tanto el uranio-²³⁵, como el uranio-²³⁸) de los productos de fisión. Hasta el momento presente, el plutonio-²³⁹ se ha empleado fundamentalmente con fines militares, y solamente una pequeñísima parte en los reactores nucleares. Su comportamiento como combustible en los futuros reactores rápidos, está en fase de experimentación y estudio.

La conversión de torio-²³², el principal isótopo de este elemento en uranio-²³³, tiene lugar mediante una serie de reacciones análogas a las expuestas para el uranio-²³⁸, es decir, captura de un neutrón seguida por dos emisiones beta relativamente rápidas.

Dichas reacciones se indican a continuación:



El torio-²³² tiene un período de semidesintegración de 23 minutos, y el protoactinio-²³³, de 27,4

días. El uranio-²³³, que es un producto fisionable, es un emisor alfa con un período de semidesintegración de 162.000 años. Se extrae del torio residual y de los productos de fisión acompañantes por un proceso similar al mencionado antes para el plutonio. Hasta la fecha la producción de plutonio-²³⁹ ha sido muy superior a la de uranio-²³⁵.

A continuación, y antes de pasar a la fabricación de elementos combustibles para los reactores, vamos a describir someramente el tratamiento de minerales y la metalurgia del uranio y del torio, así como la obtención y características del plutonio.

TRATAMIENTO DE MINERALES DE URANIO

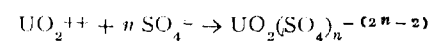
Método ácido

El método ácido es el que se emplea con mayor frecuencia en el tratamiento de minerales de uranio. Desde el punto de vista técnico, es posible utilizar el ácido nítrico y el clorhídrico; sin embargo, el primero no es recomendable cuando los minerales contienen materia carbonosa, y el segundo, cuando se desea recuperar el radio. El ácido sulfúrico es el más empleado, por ser el más económico.

El mayor o menor grado de extracción del uranio de sus minerales depende de los siguientes factores: primero, de la concentración del ácido; segundo, del grado de oxidación; tercero, de la temperatura del proceso; cuarto, del tamaño de las partículas, y quinto, de las dificultades que origina la ganga; todos los cuales se encuentran estrechamente ligados.

Concentración del ácido

Como hemos indicado más arriba, el ácido que más se utiliza es el sulfúrico. El uranio se encuentra en la disolución como ión uranilo, teniendo lugar la reacción



en la cual n puede valer 1, 2 ó 3.

La acidez se debe mantener suficientemente alta para evitar que el uranio disuelto precipite, no sólo durante la levigación, sino también en las fases subsiguientes de recuperación de este uranio.

El intervalo en que varía el pH para precipitar el uranio de sus disoluciones sulfatadas, se indica en la tabla adjunta, teniendo en cuenta distintos aniones y operando a la temperatura ambiente.

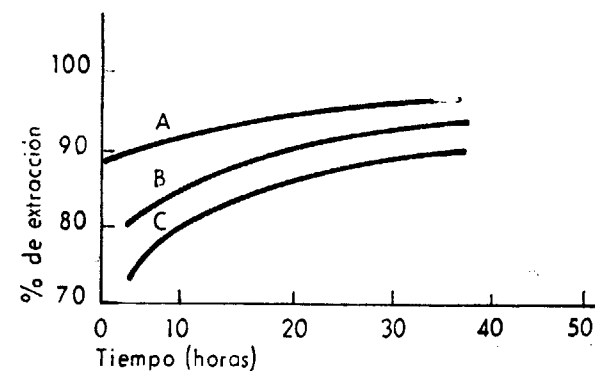
Hidróxido	Carbonato	Fosfato	Arseniato
3,3-6	3,5-6	1,9-2,5	1,3-1,7

El pH de precipitación se ve influenciado por el álcali empleado, la temperatura, la concentración de uranio y la proporción y naturaleza de algunas impurezas. En general, el pH de precipitación disminuye cuando aumenta la temperatura. La presencia del hierro férrico que precipita a un pH más bajo que el uranio, da origen a la pérdida de este elemento por oclusión. Si existen fosfatos y arseniatos es conveniente, sin embargo, un exceso de hierro férrico con el fin de que forme complejos con dichos constituyentes y retarde la precipitación del fosfato o arseniato de uranilo.

Para el tratamiento de pechblenda y de minerales de uranio oxidados se suele adoptar un pH comprendido entre uno y dos, lo que equivale a emplear de tres a siete gramos de ácido libre por litro. En el caso de minerales refractarios, como la davidita y la brannerita, pueden ser precisas concentraciones de ácido libre superiores a 50 gramos por litro.

Cuando se trata de minerales de uranio no refractarios, el consumo de ácido depende, en principio, de la cantidad de carbonatos que alcanza a un kilogramo de ácido sulfúrico por kilogramo de carbonato cálcico o su equivalente. Hay también otros minerales que consumen ácido, como es el caso de las gangas a base de arcillas, micas, fosfatos, fluoruros, etc., que se atacan cuando se utilizan concentraciones altas de ácido o elevadas temperaturas.

El incremento de la concentración de ácido persigue un doble fin. Primero, se aumenta el grado de disolución de los minerales de uranio. Esto es



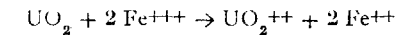
A 800 H₂SO₄ lb/T mineral
B 500 H₂SO₄ lb/T »
C 400 H₂SO₄ lb/T »

Fig. 2.

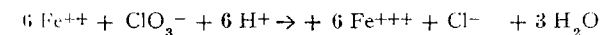
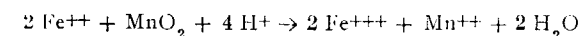
especialmente útil cuando se tratan minerales refractarios. Segundo, se disuelven los recubrimientos que engloban a los minerales de uranio y que impiden que actúen sobre éstos los líquidos de lixiviación. La figura 2 representa el efecto de la concentración del ácido sobre la extracción de uranio de una pechblenda.

Oxidación

Como es sabido, una parte del uranio en minerales tales como la pechblenda, uraninita, brannerita, etc., es tetravalente, que es insoluble en ácido sulfúrico diluido en ausencia de oxidantes. Entre éstos, uno de los más eficaces para el UO₂ en ácido sulfúrico es el hierro férrico. La reacción que tiene lugar es



Para que la oxidación sea eficiente se precisa que la relación de hierro férrico o ferroso en la disolución sea superior a 1. Normalmente en dicha disolución existe hierro suficiente, suministrado por el que contienen los minerales y por el producido por la abrasión durante el tostado y el molido. No obstante, la mayor parte del hierro disuelto lo hace en el estado ferroso que no se oxida fácilmente por el oxígeno en las disoluciones ácidas a la presión atmosférica, lo que hace necesario el empleo de oxidantes. Entre estos últimos, los más eficaces son el dióxido de manganeso y el clorato sódico, los cuales oxidan el hierro según las reacciones



En ausencia de hierro, ninguno de los dos compuestos citados es un oxidante efectivo para UO₂.

La figura 3 indica el grado de disolución sulfúrica del UO₂ cuando la relación de hierro férrico a ferroso es la unidad.

En el control de la oxidación de los circuitos de lixiviación es importante recordar que el poder oxidante de la solución lo determina la relación de hierro férrico o ferroso. En presencia de fosfatos, arseniatos o fluoruros, parte del hierro férrico forma complejos; por ello, se requieren en este caso mayores cantidades de oxidante.

Cuando las disoluciones son diferentes en hierro, es preciso añadir éste, por ejemplo, en forma de limaduras.

Con el fin de disolver el uranio rápidamente, el oxidante se añade con frecuencia al principio de la

operación; sin embargo, en aquellas pulpas que contienen hierro metálico en exceso, el consumo

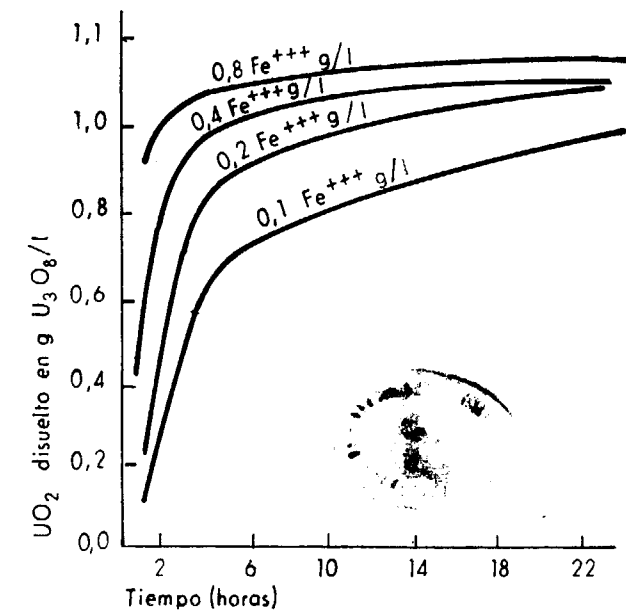


Fig. 3.

de oxidantes puede reducirse bastante en algunas ocasiones, no añadiendo éste hasta que se ha disuelto el hierro metálico. En ausencia de hierro férrico, el hierro metálico se oxida a hierro ferroso, que se disuelve reduciendo el ácido con desprendimiento de hidrógeno. En presencia de hierro férrico, el hierro metálico se disuelve mucho más rápidamente, por el efecto oxidante del primero, pero a costa de una cantidad de oxidante equivalente a la cantidad de hierro férrico reducido.

Efecto de temperatura

Como en la mayoría de las reacciones químicas, la disolución del uranio se aumenta incrementando la temperatura. En la figura 4 se indica el efecto de la temperatura en la extracción, en una disolución de pechblenda, en la cual aproximadamente se extrae el 93 por ciento en cuatro horas a 40° C, y en doce horas a 25° C.

Para aquellos minerales difícilmente solubles, se mejora la extracción de manera notable, a temperaturas elevadas, particularmente por encima de 50° C. Sin embargo, el aumento en la extracción se hace a costa de un consumo más elevado de ácido y de oxidante, debido a que aumenta la solubilidad de los silicatos, sulfuros, fosfatos, así como de otros minerales contenidos en la mena.

Igualmente hay que tener en cuenta que la corrosión es cada vez más intensa conforme sube la temperatura. En definitiva, hay que sopesar

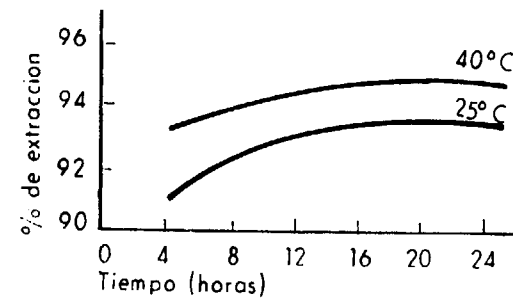


Fig. 4.

todos los factores que intervienen en el proceso para seleccionar las condiciones más adecuadas en el tratamiento que se lleva a cabo.

Efecto del grado de molido

La finura del molido es una de las variables más importantes que afectan a la extracción del uranio. Su acción es doble; por un lado mejora la extracción, en general, al producirse en mayor grado la liberación de partículas uraníferas, y por otro, incrementa el grado de extracción como consecuencia de producirse un aumento superficial de los minerales de uranio en contacto con el reactivo.

En muchos casos basta un molido a diez mallas para obtener una extracción satisfactoria, precisándose, en general, un tamaño inferior a 28 mallas para facilitar la agitación y el manejo de los materiales. En otros casos se requiere un molido extraordinariamente fino para liberar los granos de minerales.

Métodos de lixiviación y equipo utilizado

Existen fundamentalmente cinco procedimientos para extraer el uranio de sus minerales mediante tratamiento ácido: 1.º, Lixiviación acuosa con agitación; 2.º, Percolación; 3.º, Digestión en caliente; 4.º, Cura ácida con elevado porcentaje de sólidos, y 5.º, Tratamiento ácido a presión, siendo el primero de ellos el más utilizado en la actualidad.

Lixiviación acuosa con agitación

La operación debe conducirse de forma que la alimentación tenga el tamaño de grano y densidad

de pulpa óptimas, proyectándose las operaciones para manejar los productos obtenidos en las condiciones óptimas anteriores.

Las pulpas con destino a la lixiviación ácida se preparan mediante molido en agua en circuito cerrado en molinos de bolas y de barras, con lo que se aumenta el rendimiento sin incrementar el volumen de la disolución uranífera. Es conveniente mantener el contenido en sólidos de la pulpa, de tal forma, que su densidad permita un buen grado de mezclado en los agitadores. Una menor relación de líquido a sólido conduce a una instalación de tratamiento más pequeña y a un ahorro de ácido. La disminución de la cantidad de agua se logra con el empleo de espesadores.

La densidad de la pulpa varía desde un 40 por ciento de sólidos con alto contenido en arcilla hasta el 65 por ciento de sólidos para pulpas de baja viscosidad

Instalación de agitación

Han dado buenos resultados tanto la agitación por aire como la agitación mecánica. El tanque Pachuca se emplea ampliamente en muchas plantas de tratamiento (Fig. 5).

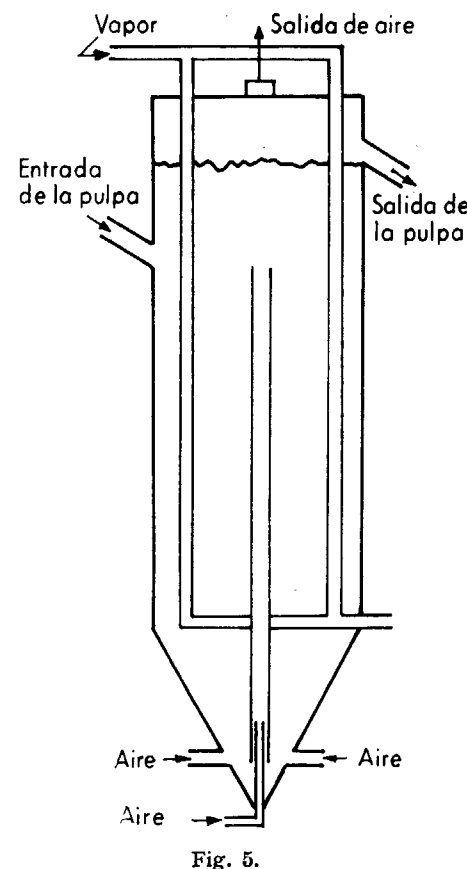


Fig. 5.

Aunque existen diferentes modelos, generalmente van revestidos de acero en su interior, con un diámetro de unos 8 metros y una altura de 15. En su parte inferior llevan una base cónica con un ángulo de 60°. El aire, a una presión aproximada de 3 Kg/cm², penetra por un tubo central y por dos conductos situados en el cono de la base. Las ventanas de la agitación por aire son, su coste reducido por unidad de volumen de tanque y su bajo consumo de energía en relación con las instalaciones mecánicas. Se emplea en Canadá, Sudáfrica y Australia.

En algunas instalaciones canadienses se utiliza un procedimiento mixto de agitación mecánica a velocidades pequeñas y de agitación por aire.

La agitación mecánica, con uno o varios agitadores por tanque, se ha adoptado ampliamente en los Estados Unidos, debido, en parte, al molido grueso empleado normalmente en las areniscas, que es de unas 20 mallas; al no encontrar soporte los granos en los finos espesados, se requiere una agitación energética para mantener los materiales en suspensión.

Comparando la agitación por aire, la mecánica con velocidades reducidas y esta última con velocidades elevadas, resulta un mayor grado de extracción del uranio, cuanto más energética es dicha agitación; además, se observó un mayor consumo de ácido, una disminución del tamaño de las partículas durante la agitación y una mayor temperatura de la pulpa, efectos todos que contribuyen a una mejor extracción del uranio. Cuanto mayor es la velocidad de las paletas del agitador, más elevada es la extracción del uranio y del hierro.

Hay que hacer notar que la elección de la instalación de lixiviación no es crítica; la misión del agitador es mantener las partículas más gruesas y pesadas en suspensión, para favorecer su reacción con el ácido.

Lixiviación continua

Las instalaciones de importancia están constituidas por varios tanques en serie. La pulpa fluye por gravedad de un tanque al siguiente, permaneciendo algunas partículas de mineral en un tanque dado, durante un tiempo muy inferior al tiempo medio. Incrementando el número de tanques en serie para agitar un volumen dado de pulpa, se consigue disminuir el peso de sólidos levigados de forma incompleta a través del circuito. En la práctica, el número mínimo de tanques en serie es de cuatro, y el máximo de catorce.

Lixiviación en contracorriente de dos etapas

La mayoría de las plantas de uranio son de una sola etapa, con lo cual no se recupera el reactivo que no se ha utilizado en la levigación. En la figura 6 se indica el diagrama de lixiviación en dos etapas.

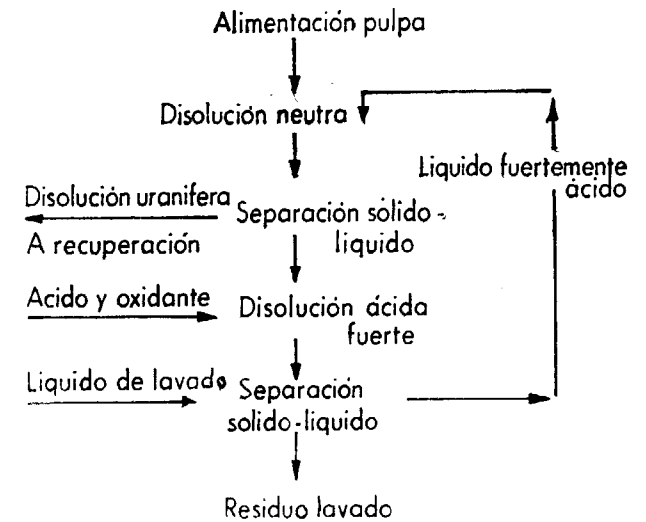


Fig. 6.

El ácido y el oxidante, si es necesario utilizarlo, se añaden en la etapa en que la disolución es fuertemente ácida. Esta disolución, se recupera en el subsiguiente circuito de lavado y pasa a la etapa de neutralización de la pulpa, en la cual los reactivos en exceso en la disolución fuertemente ácida, reaccionan con aquellos elementos del mineral fácilmente solubles. Como por otra parte, no se requieren en general, en la etapa de neutralización condiciones energéticas de oxidación, la separación de la disolución impregnante que tiene una elevada relación de hierro ferroso a férrico, reduce considerablemente la cantidad de oxidante que se precisa para obtener una extracción máxima de uranio. En consecuencia, los reactivos que se añaden a la disolución fuertemente ácida, se aplican fundamentalmente en atacar a los minerales de uranio más refractarios.

En muchos casos, la lixiviación en dos etapas permite purificar parcialmente la disolución impregnante. Frecuentemente el pH de la etapa de neutralización puede elevarse lo suficiente para eliminar virtualmente el ión bisulfato y el molibdeno.

En la figura 7 se indica una disposición con espesadores y clasificadores para el tratamiento de arenas en dos etapas.

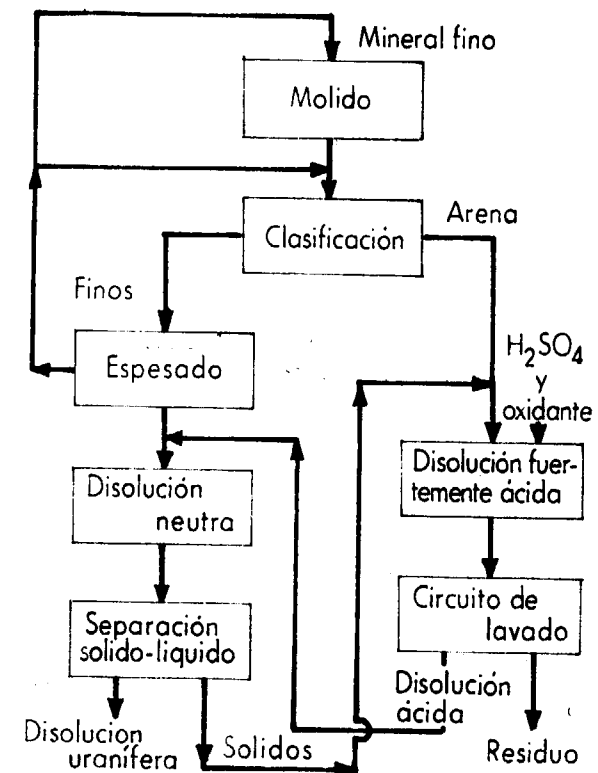


Fig. 7.

Lixiviación en contracorriente de una etapa con reciclado de la disolución.

Se aplica como en el caso de Blind River, a aquellos minerales que consumen poco ácido, pero que requieren una alta concentración de éste para obtener una buena extracción. En este sistema (figura 8) una proporción fija de la disolución impregnante se separa del circuito en forma de pastel húmedo y el resto vuelve como filtrado a la cabeza del circuito de lixiviación, con la concentración adecuada. Al contrario de lo que ocurre en el ciclo de dos etapas, el ahorro de ácido no se limita al que puede consumir el mineral. El método cíclico de una sola etapa se caracteriza por un aumento en el inventario del proceso de productos de valor e impurezas, mientras que el método de dos etapas separa fácilmente el uranio soluble, así como otros constituyentes, de forma más completa del circuito.

En algunas ocasiones hay que tratar en la planta minerales refractarios con otros que responden a condiciones muy moderadas de lixiviación. En este caso, es recomendable molerlos por separado, tratar el mineral refractario con ácido en exceso y

añadir el mineral fácilmente tratable a la pulpa fuertemente ácida.

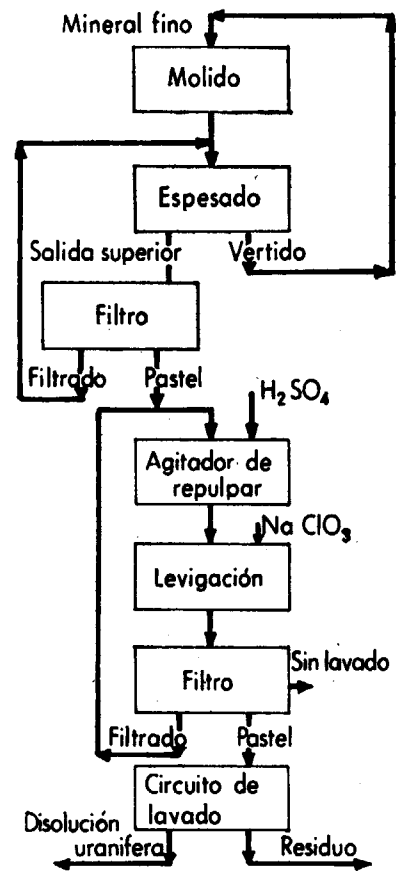


Fig. 8.

Lixiviación por percolación

La lixiviación se realiza en este procedimiento a través de una capa de mineral en tanques de base filtrante. Es de muy poca aplicación y queda reducido al tratamiento de minerales previamente tostados. Sin embargo, cuando la percolación es posible, disminuye el consumo de agua y produce una disolución impregnante de elevada concentración, a la vez que elimina los costosos sistemas de espesadores y filtros.

Digestión en caliente

Este método requiere una elevada concentración de ácido libre y agitación, bien en el punto de ebullición o próximo a él. Este tratamiento tan riguroso se precisa para algunos de los minerales de

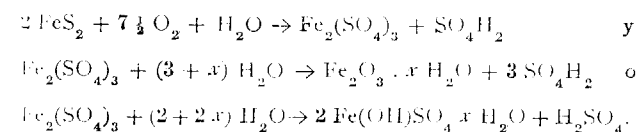
uranio más refractarios, como es el caso de los concentrados de dadivita en Radium Hull.

Cura ácida con elevada proporción de sólidos

En este proceso se realiza el molido en seco del mineral a menos de diez mallas, y se trata con agua hasta alcanzar una humedad del 10 por ciento y a continuación se mezcla con ácido sulfúrico concentrado, después de lo cual el material se cura en depósitos o pilas. El tiempo de curado varía con los diferentes minerales en un intervalo de una a veinticuatro horas. Posteriormente, con el mineral curado se forma una pulpa con agua, y si es necesario, se le somete a un tratamiento ácido con oxidantes. La disolución que mantiene el uranio se separa del residuo por filtración y decantación en contracorriente. También puede recuperarse directamente el uranio mediante una extracción con disolventes orgánicos a partir de la pulpa.

Tratamiento ácido a presión.

Forward y Halpern fueron los primeros que describieron la lixiviación de minerales de uranio a elevadas temperaturas y presiones, durante la cual se genera ácido sulfúrico a partir de la oxidación de los sulfuros contenidos en el mineral y por la hidrólisis del sulfato férrico. Las reacciones que tienen lugar son las siguientes:



En estas reacciones la pirita es el sulfuro principal, pero también pueden existir otros minerales sulfurados o azufre elemental, que se oxiden de manera análoga. Las temperaturas de tratamiento más convenientes para aquellos minerales que contienen pirita está comprendida entre 130 y 150° C, siendo la presión parcial de oxígeno entre 0,7 y 1 Kg/cm². La reacción se favorece incrementando la temperatura; por el contrario, tiene poca influencia el aumentar la presión parcial de oxígeno a partir de 1 Kg/cm².

En este procedimiento, el ácido sulfúrico que se genera disuelve los minerales de uranio. Por ello, es obvio que el mineral debe ser lo suficientemente rico en sulfuros para producir ácido bastante y neutralizar el que consumen los minerales de la mena; en otro caso, hay que añadir azufre o ácido sulfúrico.

Este método tiene la ventaja de no precisar oxi-

dantes, lo cual tiene mucha importancia cuando los minerales o sus concentrados son muy ricos en sulfuros, lo que hace que en la lixiviación reinen condiciones fuertemente reductoras, que dificultan la oxidación y disolución del uranio tetravalente. Además, la disolución se purifica por hidrólisis de hierro férrico, molibdeno, titanio y otros metales. Sus desventajas son la corrosión y el capital que hay que desembolsar para el tratamiento de toneladas elevadas.

El proceso se lleva a cabo en tanques Pachuca o autoclaves (Fig. 9).

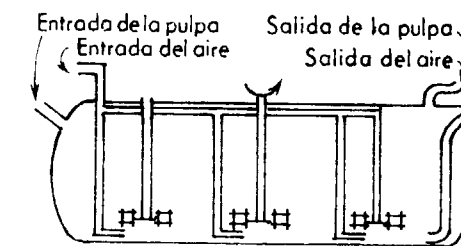


Fig. 9.

Para la recuperación del metal de las disoluciones, la separación sólido-líquido planteó en muchos casos problemas tan serios que hubo precisión de idear nuevas técnicas no empleadas hasta la fecha. Dicha operación incluye el espesamiento y la filtración; el residuo deberá sedimentar en líquidos y no en agua de reacción ligeramente alcalina. Los silicatos y arcillas, especialmente, flocculan con más dificultad en estos líquidos que en aguas que contengan cal, por lo que es preciso utilizar espesadores de mayor tamaño. Otra solución consiste en emplear agentes flocculantes especiales, entre los que se encuentran determinados polielectrolitos similares a los que se perfeccionaron para el acondicionamiento de suelos. Una de las ventajas del método alcalino sobre el ácido, aparte su mayor selectividad, es que la filtración y el espesamiento son relativamente sencillos, por estar la pulpa caliente y presentar reacción alcalina.

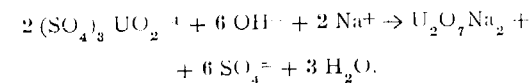
La recuperación del uranio, a partir de las disoluciones o de las pulpas, se efectúa por cinco métodos, si bien en cada caso particular, puede ser preciso efectuar operaciones específicas para separar previamente todos los elementos perjudiciales antes de proceder a precipitar el uranio.

Métodos de precipitación

Se emplean fundamentalmente cinco métodos diferentes: precipitación, reducción seguida de precipitación, electrolisis, adsorción en resinas de

intercambio iónico, y extracción con disolventes orgánicos.

El uranio puede precipitarse empleando álcalis, fluoruros, fosfatos o peróxido de hidrógeno. Si las soluciones contienen una concentración razonable, la precipitación puede verificarse de forma tan completa que el líquido agotado puede desecharse por lo que al uranio respecta.



Los procesos de precipitación no son lo suficientemente selectivos cuando se trata de disoluciones sulfatadas. El hierro, en particular, es perjudicial cuando se intenta efectuar la precipitación del hidróxido. Si se desea precipitar el uranio logrando al mismo tiempo una buena separación entre éste y el hierro, es preciso hervir el precipitado de hidróxido férrico, con lo cual éste se deshidrata y disminuye la cantidad de uranio arrastrado.

La precipitación con peróxido de hidrógeno produce un compuesto de uranio granulado conveniente para las operaciones posteriores, pero es necesario purificar debidamente la disolución que le contiene. La operación requiere el empleo de un exceso apreciable de peróxido de hidrógeno con el fin de alcanzar una completa precipitación; por lo cual su valor es algo dudoso en el caso de soluciones diluidas.

La precipitación con fosfatos y arseniatos no sólo introduce impurezas indeseables en el producto obtenido, sino que resulta difícil de llevar a cabo sin una previa purificación a fondo. No obstante, en algunos minerales fosfatados pobres, puede ser interesante precipitar el uranio como fosfato o pirofosfato.

El grado de recuperación por precipitación mejora con frecuencia de forma notable mediante la reducción que, en nuestro caso, puede lograrse haciendo pasar la disolución sobre aluminio, hierro o una amalgama de cinc; el uranio se precipita posteriormente por la adición de un fosfato, arseniato o fluoruro.

El método de electrolisis es especialmente adecuado para tratar las soluciones carbonatadas, razón por la cual no entramos en más detalles en este lugar.

Método alcalino

Para ser soluble en disoluciones de carbonato, el uranio debe encontrarse en estado hexavalente. En el caso de hallarse al estado tetravalente, es preciso oxidarlo previamente, a ser posible con el oxígeno del aire a temperaturas superiores a 70° C.

En el tratamiento con carbonato se han introducido tres modificaciones:

1. Lixiviación precedida de una tostión, en la que los minerales de tipo carnotita, con elevado contenido de vanadio, se tuestan con cloruro sódico.

2. Lixiviación de minerales oxidados mediante una disolución de carbonato y bicarbonato de sodio a una presión sensiblemente igual a la atmosférica.

3. Lixiviación de minerales parcialmente oxidados con una disolución de carbonato y bicarbonato de sodio a temperaturas elevadas en presencia de un agente oxidante, como el permanganato potásico o el aire.

Uno de los motivos del éxito de la lixiviación alcalina estriba en que los problemas de corrosión son despreciables en comparación con los que presentan los circuitos ácidos. En la mayoría de las variantes del proceso, la parte principal de los reactivos empleados en la lixiviación puede ser recuperada y vuelta a la instalación. Por otro lado, la lixiviación con carbonato es casi específica para el uranio y el vanadio, por cuya razón se simplifica la recuperación de las sustancias de valor contenidas en la disolución. Además, existen pocos problemas para la evacuación de desechos, y sobre todo, hay que aplicar este método necesariamente en aquellos casos en que el contenido de cal de mineral hace prohibitivo el empleo del proceso ácido.

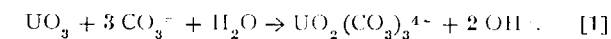
Fese a estas ventajas, la lixiviación con carbonato presenta sus inconvenientes, entre los que se encuentran un menor grado de recuperación que en el método ácido, el no ser conveniente para el tratamiento de menas con alto contenido en yeso o sulfuros, y el atacar en forma reducida a los minerales de uranio refractarios, tales como le euxenita, betafita, samarskita, brannerita y davidita. El espesamiento y la filtración suelen ser, en general, más sencillos que en el método ácido. En lo que sigue, no trataremos aquellas cuestiones que ya se indicaron al hablar del método ácido, y que son comunes.

Lixiviación

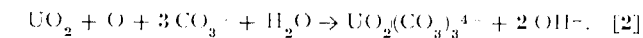
Después de todas las operaciones previstas necesarias según cada caso, el uranio pasa finalmente en disolución bajo la forma de tricarbonato de sodio y uranio, de fórmula $\text{Na}_4\text{UO}_2(\text{CO}_3)_3$. Como ya se ha indicado anteriormente, para poder formar este complejo el ion tetravalente de uranio debe ser oxidado a hexavalente en las condiciones citadas.

En los minerales de uranio oxidados, en los

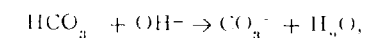
cuales todo este elemento está presente al estado hexavalente, su disolución puede expresarse de la siguiente manera:



Cuando se trata de minerales o de uranios primarios o parcialmente oxidados, parte del uranio está presente como tetravalente y parte como hexavalente, pudiendo presentarse la disolución de la parte tetravalente por la reacción:

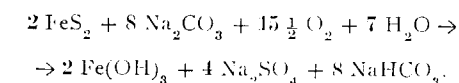


Ambas reacciones dan origen a iones oxhidrilo y son reversibles. Para lograr buenos resultados es preciso eliminar dichos iones oxhidrilo a medida que se forman, lo cual se realiza normalmente neutralizándolos con iones bicarbonato, según la siguiente reacción:



que tiende a desplazar las reacciones anteriores hacia la derecha. Esto no expresa exactamente lo que ocurre en la realidad, ya que las pruebas experimentales y los datos procedentes de instalaciones industriales revelan que se obtienen los mejores resultados cuando la concentración del ión bicarbonato es varias veces la requerida para la neutralización estequiométrica de los iones oxhidrilo formados.

Las menas que contienen sulfuros, por lo general pirita, consumen carbonato sódico para formar sulfato sódico y, simultáneamente, bicarbonato:

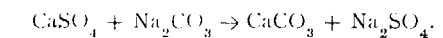


Dentro de determinados límites, esta reacción puede ser beneficiosa debido al bicarbonato producido; pero si la mena tiene más del 1 por ciento de pirita, las cantidades de sulfuro sódico presentes superan a las que pueden ser eliminadas del circuito como pérdida soluble normal, siendo preciso proceder a un drenaje de dicho sulfuro. Éste se efectúa, en general, en forma de disolución exenta de productos de valor, pero, sin embargo, representa una pérdida apreciable de ión sodio, que es relativamente costoso.

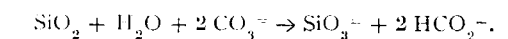
Dentro de un intervalo de concentraciones razonables, el sulfuro sódico no parece ejercer una influencia perjudicial sobre el tratamiento con carbonato. Se han efectuado con buen rendimiento

lixiviaciones cíclicas en escala comercial con cantidades del orden de 175 gramos de sulfuro sódico por litro de solución.

En el caso de que la mena a tratar contenga yeso o sulfuro magnésico, estos compuestos reaccionan también con producción de sulfuro sódico y pérdida eventual de reactivo.

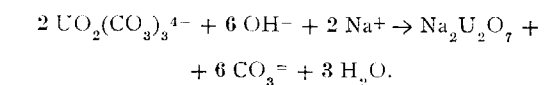


La sílice da lugar, asimismo, a un consumo perjudicial de reactivo, según la ecuación

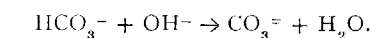


Precipitación

Normalmente, el uranio se precipita por la adición de hidróxido sódico, lo cual es posible porque las reacciones (1) y (2) son esencialmente reversibles. En caso de que la concentración de iones oxhidrilo alcance valores convenientes, precipitará al diuranato sódico.



Al iniciar la precipitación por adición de hidróxido sódico, se destruye, en primer término, el ión bicarbonato.



El hidróxido sódico provoca la precipitación del uranio con un pH próximo a 11, siendo más completa en frío que en caliente; pero en razón a que el precipitado obtenido es cristalino y difícil de filtrar, se da preferencia a la precipitación en caliente. De acuerdo con las experiencias de laboratorio, algunos de los agentes pueden ser útiles para la precipitación en frío, que aunque incompleta, no es despreciable, porque la solución agotada se vuelve a emplear normalmente para la lixiviación.

Sin embargo, en caso de ser necesario drenar parte de la solución a fin de mantener el equilibrio de su composición, es indispensable efectuar la precipitación del uranio en forma cuantitativa. Un exceso de hidróxido de 5 gramos por litro, permite obtener una velocidad de precipitación satisfactoria y un precipitado filtrable.

Otro método de precipitación del uranio consiste en la destrucción del ión bicarbonato por medio de ácido sulfúrico hasta conseguir un pH

igual a 3; a continuación, hervir o hacer el vacío para eliminar el anhídrido carbónico y luego añadir amoníaco o sosa cáustica hasta alcanzar un pH igual a 7, con el fin de precipitar el uranio bajo la forma de hidróxido o de diuranato.

Los ensayos de laboratorio llevados a cabo por Forward y Halpern han demostrado que en autoclave y a temperaturas comprendidas entre 100 y 150° C, el hidrógeno gaseoso reduce el uranio contenido en el coque de carbonato de uranio, con lo cual precipita el óxido negro UO₂. Esta reacción requiere un catalizador (los autores utilizaron níquel metálico en polvo), se verifica en un tiempo muy corto y da un producto final de gran valor. Las soluciones agotadas pueden ser empleadas de nuevo y el consumo de reactivo escaso, pero el uranio obtenido debe ser sometido a una separación magnética a fin de recuperar el catalizador de níquel. Hasta el presente este método no se ha aplicado a escala comercial.

Los restantes métodos empleados para precipitar el uranio son los indicados en el proceso ácido. Por ser adecuada para el tratamiento alcalino, haremos mención aquí de la electrolisis.

Como ya se ha indicado, la lixiviación mediante carbonato requiere el establecimiento de un riguroso equilibrio entre los iones carbonato y bicarbonato. Un efecto de bicarbonato (a la misma concentración total de carbonato más bicarbonato) dificulta la lixiviación del uranio, lo cual puede atribuirse al aumento simultáneo de la concentración de iones oxhidrilo. Recíprocamente, la precipitación de uranio en disoluciones de carbonato se logra fácilmente incrementando el pH, lo cual puede conseguirse en forma satisfactoria en una celda electrolítica, dotada de dos compartimentos separados por un diafragma poroso.

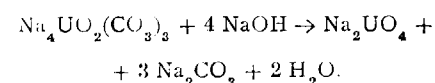
En el ánodo se genera bicarbonato, en tanto que el diuranato sódico hidratado precipita en el cátodo. Puede idearse un proceso cíclico que permita utilizar nuevamente el carbonato en forma prácticamente total sin necesidad de una purga considerable para descargar los electrolitos agregados. Se suele emplear el mercurio como cátodo, con una densidad de corriente comprendida en 0,3 y 0,5 amperios por pulgada cuadrada y con una temperatura de unos 80° C.

Los problemas aún no resueltos en este procedimiento son la eliminación del carbonato arrastrado por el residuo agotado y la realización práctica de las operaciones a temperaturas elevadas.

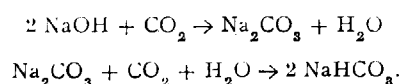
Regeneración del reactivo

Una de las ventajas de la lixiviación con carbonato estriba en que los reactivos utilizados pueden ser regenerados de una forma sencilla y económica. Parte de la regeneración se verifica durante el proceso de precipitación:

den ser regenerados de una forma sencilla y económica. Parte de la regeneración se verifica durante el proceso de precipitación:



El exceso de hidróxido sódico necesario para la precipitación (de 5 a 10 gramos por litro) puede convertirse en carbonato sódico, en tanto que la concentración de bicarbonato puede incrementarse nuevamente haciendo pasar anhídrido carbónico por la disolución de carbonato agotada.



Este procedimiento es particularmente interesante, debido a que la mayoría de las fábricas disponen de un suministro de CO₂ sobrante bajo forma de gases de chimenea procedentes de la caldera o de los gases desprendidos durante la tostión de las menas, caso de efectuar esta operación. Por consiguiente, la regeneración del reactivo implica pocos gastos.

La carbonatación puede lograrse satisfactoriamente en una torre de relleno normal, atravesada por la disolución de arriba hacia abajo, mientras que el gas rico en CO₂ circula en sentido contrario. Tratándose de gases muy calientes o sucios, puede convenir emplear un sistema de lavador y torre de relleno, en el cual el gas rico en CO₂ es en frío y lavado en una torre de pulverización que contiene tabiques deflectores horizontales antes de pasar al fondo de la torre de relleno. En la práctica, este sistema ha demostrado proporcionar concentraciones satisfactorias de bicarbonato.

Factores que afectan a la velocidad de la reacción

Las figuras números 10 a 13 indican respectivamente, las relaciones existentes entre la disolución del uranio y el tiempo, la temperatura, la concentración del reactivo y el tamaño de las partículas. Las ordenadas representan un intervalo de disolución del uranio, comprendido entre el 70 y el 100 por cien.

Concentración de oxígeno

Si bien la velocidad de lixiviación es mayor en las disoluciones calientes que en las frías, la solubilidad del oxígeno en disoluciones de carbonato disminuye a medida que aumenta la temperatura

Cuando sea preciso mantener la oxidación para la buena marcha de la operación, esta disminución de solubilidad puede ser compensada aumentando la presión o mediante una agitación rápida que determine la mezcla mecánica del aire con la pulpa.

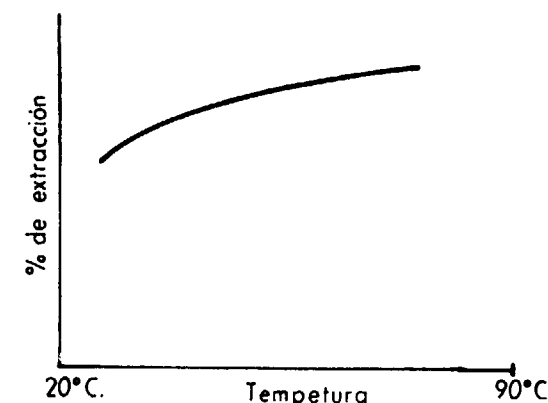


Fig. 10.

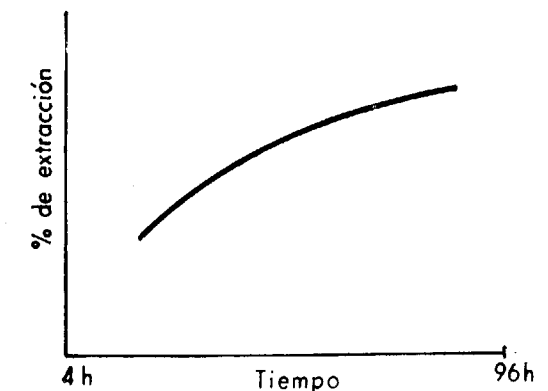


Fig. 11.

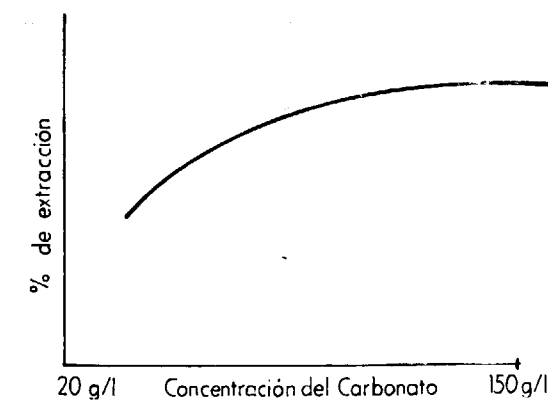


Fig. 12.

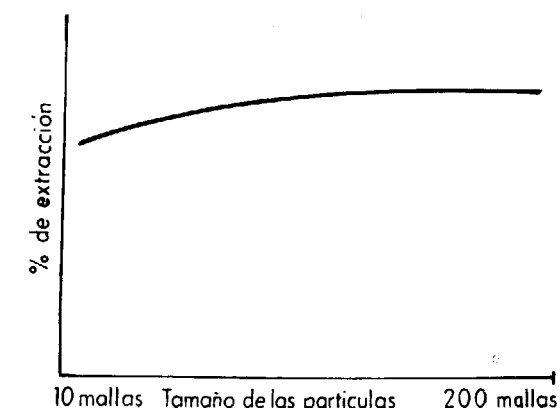


Fig. 13.

El aire oxida al uranio con velocidad razonable a temperaturas cercanas a la ebullición, pero se observa un incremento notable en esta velocidad cuando la presión parcial de éste aumenta elevando la total de aire. En la práctica, es necesario aumentar una fórmula de transacción entre el valor del incremento de la velocidad de oxidación y el coste que representa el mantenimiento de una mayor presión parcial de oxígeno.

Es evidente que, a menos que los minerales a tratar se encuentren totalmente oxidados en la naturaleza o se les someta previamente a una tostión oxidante, la oxidación constituye una parte esencial en todo tratamiento alcalino, pudiendo efectuarse en un autoclave a una presión superior a la atmosférica o en un recipiente abierto con un tiempo de lixiviación prolongado.

Agitación

En toda la operación de lixiviación en la cual el contacto entre gas y líquido o entre gas y sólido desempeña un papel decisivo, es esencial una agitación energética para alcanzar buenos resultados. Esto puede lograrse en agitadores abiertos, en autoclaves con agitación, en autoclaves horizontales igualmente con agitación o en tanques Pachuca agitados mediante aire. Sea cual fuere el modelo empleado, con el fin de facilitar una buena suspensión es aconsejable utilizar pulpas de la máxima densidad posible, de preferencia con contenidos sólidos comprendidos entre el 50 a 60 por ciento y con tres tanques, por lo menos, en serie.

Si existiese algún método práctico para distribuir el aire en el seno de la pulpa en forma de microburbujas, es probable que se favoreciesen las reacciones que implican oxidación. Con todo, la

mayoría de los intentos realizados en este sentido utilizando materiales sintetizados porosos o láminas de caucho perforadas han fracasado, debido a la obturación rápida de los pequeños orificios por las sales que precipitan yeso, por ejemplo. Parece que se han obtenido resultados más satisfactorios por el empleo de tejido de vidrio expansible como dispersor.

Perfeccionamientos posibles en la lixiviación con carbonatos

A no ser que se trate de minerales refractarios de uranio o de aquellos otros que vayan acompañados de una ganga rica en sulfuros, la lixiviación con carbonato consigue extraer más del 90 por ciento del uranio que contienen. Ahora bien, esta recuperación es inferior a la que se obtiene con el proceso ácido. Aparte de esto, las pérdidas de reactivo son realmente elevadas. En el futuro debemos interesarnos por los métodos que tiendan a evitar el desperdicio de parte del uranio que abandona actualmente las instalaciones de tratamiento con los desechos.

Solubilidad del carbonato de sodio y uranilo

Se ha medido la solubilidad de este compuesto en disoluciones de bicarbonato sódico y sulfato de sodio a temperaturas de 30, 60 y 90° C. Los resultados han demostrado que la citada solubilidad decrece cuando aumenta la temperatura o la disolución iónica y que puede expresarse a la temperatura ambiente por la fórmula

$$\log K = 1,25 \sqrt{\mu} - 2,2,$$

siendo K la solubilidad y μ la disociación iónica.

Estructura del mineral

Los factores que fundamentalmente la afectan son los minerales de uranio existentes, su diseminación y los restantes minerales asociados. Entre estos últimos, los que suelen acusar mayores complicaciones son los silicatos, favoreciéndose su disolución mediante tratamientos con pH y temperaturas elevadas, con el fin de facilitar la despolimerización. El uranfano se disuelve lentamente y de una manera incompleta en la lixiviación con carbonato, sin que se mejoren los resultados por la adición de oxidantes. Por el contrario, con el empleo de éstos últimos se puede disolver la coquita.

Las disoluciones de carbonato son muy selectivas para el uranio y atacan a muy pocos componentes, aparte de los minerales; así, pues, hay que procurar que éstos no estén rodeados por minerales de la ganga, ya que entonces no serán disueltos; por ello, el grado de molido será también el conveniente para que esto ocurra.

También se ha observado en el caso de la uraninita, que después de tostada a 500° C en el aire, mejora ligeramente la extracción del uranio; sin embargo, con el empleo de oxidantes esta extracción disminuye.

Oxidantes y catalizadores

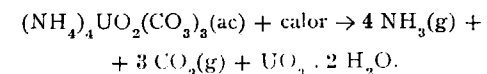
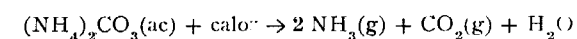
Aparte del oxígeno y del aire mencionados anteriormente, se han empleado un gran número de oxidantes, como son el clorato y nitrato potásico, el agua oxigenada, el dicromato y permanganato potásico, etc. De todos ellos, parece ser que el más efectivo es el último citado, probablemente porque el MnO_2 que se forma en la reacción actúa como catalizador sobre todo el proceso.

Algunos investigadores han encontrado que el empleo de ciertos catalizadores favorece la oxidación de los compuestos de uranio reducidos por el oxígeno. De todos ellos, el que da mejores resultados parece ser el cobre. Se ha podido comprobar que este elemento y el amoníaco, junto con la aireación, proporcionan el medio más efectivo de suministrar oxígeno durante la lixiviación alcalina.

Lixiviación con carbonato amónico a presión

En razón a la alcalinidad más reducida del carbonato amónico, la sílice, los silicatos y, posiblemente, la alúmina se atacan en menor grado.

En disolución acuosa, el carbonato amónico y el carbonato de uranilo y amónico, se descomponen fácilmente a la presión atmosférica por calentamiento a 100° C, según las reacciones



Como se observa, se obtiene un precipitado de uranio a la vez que los productos restantes son gaseosos.

Por descomponerse las disoluciones por el calor se precisa operar bajo presión. Se han realizado estudios a 6,3 kg/cm² de presión y a 120° C. Cuando el uranio va asociado con el vanadio, se obtie-

nen extracciones inferiores que cuando el tratamiento se verifica con carbonato sódico.

PURIFICACIÓN DE LAS DISOLUCIONES URANÍFERAS

Resinas de intercambio iónico

Recuperación por intercambio aniónico del uranio contenido en disoluciones de ácido sulfúrico.

En la figura número 14 se representa esquemáticamente el proceso de intercambio iónico aplicado a disoluciones de ácido sulfúrico. Las operaciones de trituración, lixiviación y filtración se llevan a cabo en la forma descrita anteriormente. Sea cual fuere el método empleado, se requiere que el líquido que se obtiene de la filtración sea limpio, con el fin de evitar la obturación de los hechos de resina. El número de éstos que se emplean suele ser de tres o cuatro.

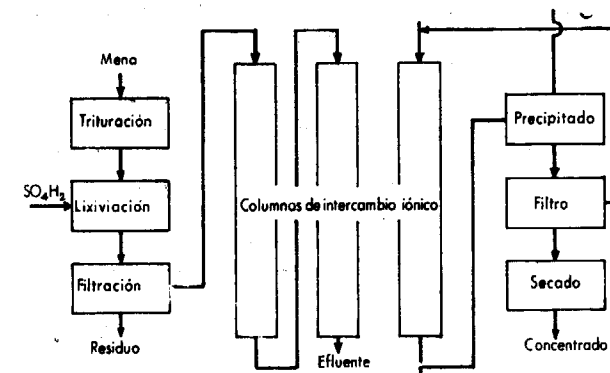


Fig. 14.

La disolución de lixiviación pasa a través de dos o tres lechos en serie, mientras el otro está siendo regenerado. El uranio es retenido por la resina y cuando se reconoce la presencia de éste en el efluente final, el lecho recién regenerado se intercala a la salida del circuito a fin de actuar como lecho depurador. Por su parte, el lecho de entrada se separa del circuito y se regenera a fin de utilizarse como lecho depurador en el próximo cambio. En virtud de su carácter cíclico, este tipo de operación ha recibido el nombre de operación en «carrusel».

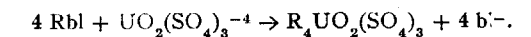
El lecho consiste en resinas aniónicas formadas por aminas cuaternarias de fuerte carácter básico, que poseen gran afinidad para el uranio. No resulta difícil alcanzar recuperaciones superiores al 99 por 100 estando la capacidad de la resina comprendida, por lo general, entre 30 y 100 gramos de U_3O_8 por litro de resina sedimentada húmeda. Durante la

etapa de adsorción el lecho de resina se convierte a la forma de sulfato.

La elución puede realizarse eficazmente mediante disoluciones de cloruro o nitrato 1 M, que contengan una concentración próxima a 0,1 M del ácido correspondiente. El líquido procedente del lecho se neutraliza con una base a fin de precipitar el uranio, y después del filtrado se vuelve al circuito de elución, donde se procede a acidificarlo nuevamente. En realidad, es preciso desechar parte de esta disolución con el fin de evitar una acumulación excesiva de sulfato. El precipitado de uranio se lava y se seca.

Absorción del uranio

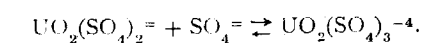
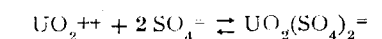
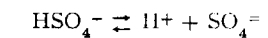
Como ya hemos indicado, en disoluciones de ácido sulfúrico, el uranio se encuentra presente parcialmente bajo forma de complejos aniónicos. Durante el paso a través de un lecho de resinas aniónicas se verifica la reacción siguiente, en la cual R representa la matriz de la resina.



Trabajos realizados recientemente han demostrado que en la resina se encuentran presentes los complejos di y trisulfato. Para que la absorción tenga lugar es indispensable la existencia de sulfatos. Si no se hallan presente iones que interfieran en la operación, ésta se realiza eficazmente con concentraciones de sulfato de algunos gramos por litro solamente. En la práctica, las concentraciones de ácido necesarias para la lixiviación son, por lo general suficientes para asegurar la presencia como mínimo, de 10 a 20 gramos de SO_4 por litro, lo cual constituye un gran exceso. El complejo de uranio y el sulfato libre tienen afinidad por la resina, pero esto no reviste demasiada importancia.

La distribución del uranio entre la resina y la disolución depende de diversos factores, pero fundamentalmente obedece a la composición de ésta y al tipo de resina empleado.

Las reacciones que tienen lugar son:



Un incremento en la concentración de uranio conduce a un aumento en la concentración de sulfatos complejos $UO_2(SO_4)_2^{-}$ y $UO_2(SO_4)_3^{-4}$.

El incremento en la concentración de sulfato contribuye igualmente al mismo efecto, pero da lugar

también a un aumento del ión bisulfato, que disminuye la capacidad de la resina de una manera gradual.

El pH de la disolución constituye una de las variables más críticas que determinan el coeficiente de distribución del uranio, que se designa por K

$$K = \frac{\text{Gramos de } U_3O_8/\text{litró de resina sedimentada mojada}}{\text{Gramos de } U_3O_8/\text{litró de disolución}}$$

El factor K se triplica aproximadamente, al aumentar el pH de 0,5 a 1,5. Este efecto se atribuye a un aumento en la concentración de sulfato a expensas del bisulfato, a medida que se eleva el pH. Este incremento en la concentración de sulfato hace que se encuentre presente un mayor porcentaje de uranio bajo forma de complejos aniónicos absorbibles. El coeficiente de distribución del uranio aumenta a medida que disminuye el contenido de uranio de la disolución.

La adsorción del uranio está, asimismo, afectada por la existencia de otras especies químicas presentes en la disolución. Se observa un efecto de acumulación debido a la fijación progresiva sobre la resina de ciertas sustancias conocidas con el nombre de «venenos».

Existen también otras sustancias que afectan al equilibrio en la disolución y que ejercen una influencia desfavorable. Los iones más importantes en este sentido son el cloro y el nitrato. Este último ejerce un efecto más marcado, pero se encuentra con menos frecuencia que el anterior. La concentración de las especies iónicas sorbibles sufre una disminución en presencia de estos iones, y, por consiguiente, disminuye la capacidad de la resina.

Aunque se encuentre en esta clase de disoluciones, el fosfato puede tolerarse en cantidades considerables, siendo adsorbida solamente por la resina una pequeña fracción del mismo, en parte, probablemente, bajo la forma de fosfato de uranio. Sin embargo, la cantidad de fosfato en la resina es apreciable si se compara con el uranio y, por tanto, contaminará el producto.

El ión clorato se absorbe por la resina de una manera más intensa que el ión nitrato.

El hierro trivalente es adsorbido por la resina en menor grado que el uranio, y no suele dar origen a dificultades importantes. Forma sulfatos complejos.

Las resinas aniónicas no retienen el vanadio tetravalente, el aluminio, el magnesio, el hierro bivalente y los metales alcalinos y alcalinotérreos. Aunque el vanadio pentavalente es adsorbido, se puede evitar esto fácilmente, reduciéndolo al es-

tado tetravalente mediante anhídrido sulfuroso o sulfato ferroso.

Elución

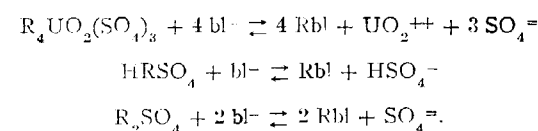
Teóricamente, la elución puede lograrse utilizando cualquier sal iónica, en cuyo caso, la sustitución del uranio se produce por simple intercambio. Ahora bien, como el complejo posee una afinidad muy marcada por la resina, el eluyente debe reunir, además, otras características. Las disoluciones de nitrato y cloruro son los eluentes más eficaces; actúan en virtud del mecanismo de formación de complejos antes descrito. Los cloruros o nitratos neutros constituyen eluentes relativamente eficaces, intensificándose considerablemente su acción por acidificación, efecto que es lógico se produzca en vista de la influencia ejercida por el pH sobre la sorción.

El ácido sulfúrico en concentraciones moderadas es un buen eluyente, debido probablemente a que su concentración de fosfato libre es baja. Las dificultades que presenta el tratamiento subsiguiente, neutralización de gran cantidad de ácido, impiden utilizar este reactivo en mayor escala. La composición óptima para un eluyente de cloruro o nitrato es alrededor de 1 M con respecto a la sal y de 0,1 M con respecto al ácido. Si se emplean concentraciones mayores, se forman con estos aniones complejos de uranio, que son fuertemente adsorbidos.

En algunos casos se recurre a la técnica de «elución desdoblada», de acuerdo con la cual la fracción rica del eluyente se somete a la precipitación, en tanto que la porción de menor concentración se hace volver al ciclo para utilizarse como fracción inicial de eluyente en la columna siguiente.

Durante la elución, todo el sulfato de la resina es sustituido por cloruro de manera que es preciso agregar al eluyente una cantidad equivalente de cloruro al emplearlo nuevamente en el ciclo. Esto puede efectuarse de forma parcial, o quizá, total, con el ácido que debe ser agregado en cada ciclo a fin de llevar la acidez hasta 0,1 M.

Las reacciones que tienen lugar son



El cloruro empleado es el cloruro sódico. Como nitratos se utilizan el amónico, el sódico y el magnésico. El consumo teórico de cloruro es el mismo que el nitrato. No obstante, las plantas que

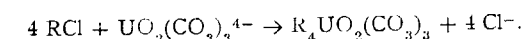
usan cloruro trabajan con un fondo más alto en sulfato. En ambas, cuanto mayor es la acidez, más eficiente es la elución; pero por las razones antes expuestas y porque es necesario neutralizar para precipitar el uranio, no es conveniente pasar de los valores citados.

INTERCAMBIO IÓNICO EN EL PROCESO DE CARBONATO

En el tratamiento con carbonato, el mineral triturado se lixivia a temperatura elevada con una disolución que contenga alrededor de 5 a 10 por 100 de carbonato sódico.

Adsorción del uranio

El proceso de intercambio iónico para recuperar el uranio contenido en esta clase de disoluciones es muy parecido al aplicado a las disoluciones sulfúricas. Cuando la disolución se hace pasar a través del lecho de resina, tiene lugar una reacción del tipo siguiente:



Se han ensayado numerosas resinas, pero las de amina cuaternaria demostraron una vez más ser las de mayor eficacia.

El pH de la disolución ejerce una gran influencia sobre la carga de la resina. Así, trabajando con disoluciones cuyo pH vale 10, se obtuvieron cargas comprendidas entre 30 y 60 gramos de U_3O_8 por litro de resina, mientras que en aquellas otras cuyo pH oscilaba alrededor de 9, solamente se adsorbieron de 10 a 15 gramos por litro. La presencia de cloruros es, asimismo, perjudicial. Las disoluciones de uranio obtenidas por lixiviación después de un tostado previo no son aptas para ser sometidas a este procedimiento. Aunque el aumento de temperatura no parece afectar en forma apreciable la carga de la resina, la pendiente de la curva representativa del proceso es más pronunciada.

Cuando el mineral contiene vanadio, como es el caso de la Meseta del Colorado, los dos elementos son adsorbidos por la resina. Sin embargo, a medida que la parte superior de la columna se va saturando con vanadio, el uranio adsorbido es desplazado, observándose un frente de este elemento que desciende por aquella delante del frente de vanadio. La disolución que se encuentra entre ambos frentes contiene, además del uranio en la concentración correspondiente al frente, el que ha sido eluido por el vanadio en las zonas superiores de la columna,

De esta forma, la concentración de uranio en el efluente llega a superar a la de la disolución de alimentación, una vez que el uranio se ha abierto camino.

Elución del uranio

Para la elución del uranio, en este sistema, la solución más eficiente parece consistir en cloruro amónico o sódico, aproximadamente 1 M con respecto al cloruro y alrededor de 0,1 M respecto al ácido clorhídrico. Las disoluciones de sulfato y carbonato amónicos también eliminan el uranio, aunque no en forma tan completa como las disoluciones acidificadas de cloruros.

En el caso de que la resina cargada contenga vanadio, es preciso eliminar antes de eludir el uranio, pues de lo contrario, ambos aparecen juntos en el eluyente. El tratamiento con una disolución de anhídrido sulfuroso saturada, reduce el vanadio al estado tetravalente y lo elimina por completo de la resina.

El tratamiento con soluciones ácidas de las columnas de resina de intercambio iónico, en la forma de carbonato, determina la producción de cantidades considerables de anhídrido carbónico en el lecho de resina. Este desprendimiento de gas puede reducirse al mínimo por tratamiento previo con ácido sulfúrico diluido (0,1 N) o con anhídrido sulfuroso gaseoso antes de la elución.

El uranio disuelto en el eluyente puede recuperarse por neutralización con amoníaco o sosa.

Efecto de otros iones

Las resinas utilizadas tienen una afinidad considerable por el ión bicarbonato, que es superior a la del ión carbonato. Por consiguiente, es muy importante la relación de estos dos iones en la disolución. La reducción en el contenido de $2HCO_3^-$ mediante la adición de sosa cáustica aumenta la capacidad de la resina para el uranio.

El sulfato y el fosfato pueden ser tolerados en concentraciones moderadas, pero el nitrato y el cloruro antes citado reducen la referida capacidad de la resina para el uranio.

Extracción con disolventes orgánicos

Naturaleza de los aniones presentes

El uranio puede existir en disolución acuosa como complejo neutro, anión o catión y de acuerdo con esto, los disolventes orgánicos se clasi-

fican en tres grupos, según el tipo de complejo uranífero que extraigan. Los principales componentes de la primera clase son los éteres y fosfatos trialquílicos, los cuales extraen complejos neutros. La segunda clase que se emplea con los complejos aniónicos son las aminas alquílicas, y la tercera la constituyen los ácidos ortofosfóricos y pirofosfóricos alquílicos que extraen los complejos catiónicos.

Para elegir un compuesto orgánico adecuado es necesario, pues, tener en cuenta la naturaleza de los iones presentes. En las disoluciones nítricas, el uranio se encuentra como complejo neutro o catión. Por tanto, se puede extraer con éteres, fosfato de tributilo o ácidos fosfóricos alquílicos. En disoluciones clorhídricas se halla como complejos neutros y aniónicos, por lo cual se pueden utilizar aminas éteres y fosfato de tributilo, pero no ácidos fosfóricos alquílicos. Por último, en disoluciones de ácido sulfúrico el uranio se encuentra, tanto en forma aniónica como catiónica, y la extracción puede realizarse con aminas y ácidos alquílicos, ya que el equilibrio entre aniones y cationes viene desplazado por el grado de extracción.

La presencia en la disolución acuosa de más de un anión capaz de formar complejos con el uranio, hace que la extracción sea más complicada. Por ejemplo, pequeñas concentraciones de cloruro o nitrato en disoluciones sulfúricas, tienen un marcado efecto de disminución en la extracción de los complejos aniónicos uraníferos con las aminas. La adición de tiocianato a las disoluciones sulfatadas hace posible la extracción del uranio con fosfato de tributilo. Igualmente es posible extraer de una mezcla de ácidos fosfórico y nítrico obtenida por tratamiento de rocas fosfatadas, con resultados aceptables por medio de pirofosfatos alquílicos. Sin embargo, si la roca fosfatada es alta en aluminio, la extracción con fosfato de tributilo mejora notablemente, porque el aluminio forma complejos con el fosfato. Por el contrario, la extracción con pirofosfatos alquílicos empeora, por la afinidad del aluminio con estos compuestos orgánicos.

Grado de oxidación del uranio

La valencia del uranio en la fase acuosa afecta considerablemente la extracción. La mayor parte de los compuestos orgánicos extraen los complejos de uranilo y uranosos. El fosfato de tributilo, las aminas primarias y ciertas aminas secundarias tienen unos coeficientes mayores para la valencia más reducida, pero las aminas terciarias y algunas aminas secundarias extraen con

más intensidad los complejos de uranilo que los uranosos. Los ácidos ortofosfóricos alquílicos tienen aproximadamente la misma afinidad para ambos estados.

Naturaleza de los cationes presentes en la disolución

Las disoluciones sulfúricas de minerales de uranio, tienen normalmente un pH comprendido entre 1 y 2. Dentro de este intervalo, un incremento en el pH lleva consigo un aumento en el coeficiente de extracción, tanto para las aminas como para los ácidos fosfóricos alquílicos. No obstante, cuando se hallan presentes metales como el hierro y el vanadio, que se extraen con mayor facilidad con valores del pH más elevados, el efecto de aumentar este último es menos pronunciado, por lo que respecta a la extracción del uranio y, en ciertos casos extremos, dicha extracción a pH elevados puede ser menor que para pH más bajos. Como el hierro es una impureza muy frecuente y el ión férrico tiene mucha afinidad por los ácidos fosfóricos alquílicos, se hace necesario en algunos casos reducirlo al estado ferroso que no se extrae. Las aminas tienen mayor selectividad por el uranio que por el hierro y la reducción casi nunca es necesaria. El vanadio es extraído con mucha menos facilidad que el uranio, por lo que da origen solamente a pequeñas disminuciones en la concentración de este elemento en el disolvente.

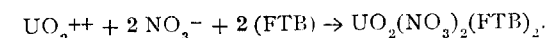
El titanio también interfiere en la extracción del uranio a partir de disoluciones sulfatadas por los ácidos alquílicos. Su extracción puede prevenirse mediante la adición de fosfatos o fluoruros con los que forma complejos. El contenido de titanio de la mayor parte de las disoluciones uraníferas es lo bastante reducido para no causar grandes complicaciones. El titanio se puede separar del líquido orgánico con carbonato. Si se utiliza ácido para este fin, el titanio no se separa de la fase orgánica, lo cual conduce a un decrecimiento progresivo en la extracción del uranio, cuando el disolvente orgánico se recicla. Caso de emplear un ácido fosfórico alquílico, con una disolución sulfatada relativamente alta en titanio, y usando como solución separadora un ácido, es necesario tratar el disolvente orgánico antes de reciclarla con un fluoruro diluido. Las aminas no extraen el titanio y, por ello, es preferible utilizarlas cuando las disoluciones tienen un elevado contenido en este elemento.

El molibdeno es extraído tanto por los fosfatos alquílicos como por las aminas. De los primeros se separa tanto por disoluciones ácidas como car-

bonatadas; sin embargo, de las aminas sólo lo hace con carbonatos o con óxido de magnesio.

Extracción de complejos neutros

Como hemos indicado antes, se emplean los éteres y el fosfato de tributilo (F. T. B.). De los primeros, el más utilizado es el éter dietílico, que no requiere diluyente. Por el contrario, el fosfato de tributilo se diluye en keroseno. El uranio se extrae de las disoluciones nítricas según la reacción siguiente:

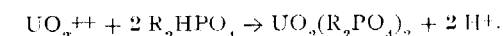
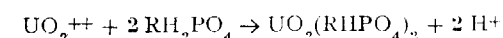


Una concentración elevada de nitrato hace que esta reacción se desplace hacia la derecha. El uranio puede separarse fácilmente de la fase orgánica con agua, ya que una concentración baja de nitrato desplaza la reacción hacia la izquierda.

El fosfato de tributilo extrae los nitratos, tiocianatos o cloruros complejos de uranio. Sin embargo, estos últimos se forman únicamente en forma extraíble en disoluciones concentradas de ácido clorhídrico. Las principales ventajas del fosfato de tributilo sobre los éteres, son la facilidad de separación y la elevada selectividad por el uranio sobre las restantes impurezas.

Extracción de cationes

Los ácidos fosfóricos alquílicos extraen los iones uranilo de las disoluciones sulfúricas. Se pueden utilizar tanto las variedades mono como las dialquílicas. Las reacciones son:



Se pueden escribir ecuaciones análogas para el ión uranoso. Los ácidos fosfóricos alquílicos se obtienen mediante reacciones de los alcoholes con pentóxidos de fósforo u oxitricloruro de fósforo.

El coeficiente de extracción para el uranio, considerando los mismos puntos en las respectivas isoterma de distribución, varía con la composición de los grupos alquílicos. Los coeficientes correspondientes a los ácidos monoalquílicos son más altos que para los dialquílicos que contengan el mismo grupo alquílico. Dicho coeficiente aumenta con la longitud del citado grupo alquílico hasta unos catorce átomos de carbono.

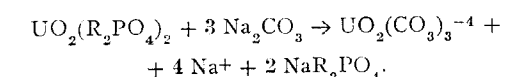
Los más utilizados en la industria son: el ácido

monododecilfosfórico (DDPA), el monoheptadecilfosfórico (HDPA) y el dioctilfosfórico (EHPA).

Para separar el uranio del DDPA es necesario emplear disoluciones fuertemente ácidas. Las más eficientes son las clorhídricas y fluorhídricas, que desplazan la reacción de extracción hacia la izquierda.

En el caso del EHPA, el uranio puede hacerse pasar de nuevo a la fase acuosa, bien con disoluciones fuertemente ácidas, o con disoluciones carbonatadas. En este último caso, al disolvente orgánico debe añadirse una cantidad igual de un alcohol más elevado o de fosfato de tributilo. Sin esta adición, se forman tres fases líquidas en el sedimentador; una superior, constituida en su mayor parte por keroseno; la intermedia, la variedad sódica del EHPA, y la inferior, de disolución de carbonato. La adición del alcohol o de FTB hace que el EHPA sódico sea soluble en keroseno, eliminándose la tercera fase. El FTB tiene un efecto de cooperación en el coeficiente de extracción, que es más pronunciado para cargas reducidas de uranio.

La separación cuando se emplea carbonato, se realiza probablemente según la reacción

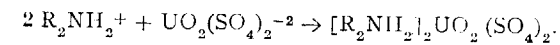


Como el complejo de carbonato de uranilo tiene muy poca tendencia a ser extraído de nuevo por el disolvente, la reacción anterior se realiza de una forma total si existe suficiente carbonato en la disolución.

Los ácidos pirofosfóricos alquílicos, tienen coeficientes de extracción muy altos para el uranio en disoluciones ácidas, pero como los complejos extraídos incluyen una o dos moléculas de pirofosfato por cada átomo de uranio, las capacidades de saturación son del mismo orden que las de los ortofosfatos alquílicos. Estos compuestos no son muy estables, hidrolizándose fácilmente a ortofosfatos. En disoluciones con contenido de uranio relativamente alto, los pirofosfatos alquílicos no presentan ventajas sobre los ortofosfatos, puesto que nos movemos en la zona de isoterma próxima a la saturación. Sin embargo, en el caso de disoluciones con contenido muy bajo en uranio, el equilibrio está representado por la parte de las isoterma más próximas al origen, y el coeficiente de extracción, extraordinariamente elevado en esta región, hace posible utilizar cantidades muy pequeñas de disolvente orgánico. A causa de la hidrólisis antes apuntada, dicho disolvente sólo puede emplearse en un número reducido de ciclos.

Extracción de aniones complejos

Se emplean para este fin las aminas alquílicas. Se han conseguido coeficientes de extracción altos con distintas aminas, primarias, secundarias y terciarias, en disoluciones sulfatadas. En el caso de una amina secundaria la reacción sería



Las aminas primarias de cadena quebrada, que contienen de 14 a 20 átomos de carbono, se separan fácilmente de la fase acuosa si no existen sólidos en presencia. Son buenos extractores. Las aminas secundarias con cadenas alifáticas normales o quebradas, presentan, asimismo, buen comportamiento en la extracción, precisándose, como mínimo, diez carbonos en los grupos alifáticos, para que exista una baja solubilidad en la fase acuosa. Las aminas terciarias de peso molecular elevado con cadenas normales son también muy eficaces. En general, las aminas secundarias y terciarias muestran menos tendencia a formar emulsiones que las aminas primarias.

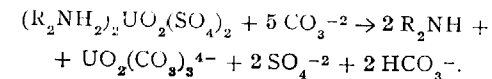
Algunas aminas secundarias, con un sustituyente aromático (especialmente bencil), tienen unos coeficientes mucho más altos que los compuestos análogos alifáticos; sin embargo, las aminas terciarias, con sustituyentes aromáticos, son peores extractores que los compuestos alifáticos equivalentes. Las aminas en las cuales el grupo aromático va unido directamente al nitrógeno, como en los derivados de la anilina, presentan peores propiedades, por lo que se refiere a la extracción. En muchas aminas, especialmente en las terciarias, los efectos estéricos disminuyen el grado de extracción. Así, por ejemplo, si se ramifica más de una cadena en el carbono próximo al nitrógeno, la extracción es mucho peor.

El keroseno es un diluyente adecuado para la mayoría de las aminas secundarias de cadena quebrada, larga, y para las aminas terciarias, simétricas de cadena normal con diez o más carbonos. En la mayoría de los restantes casos es necesario añadir el keroseno una pequeña cantidad (del 2 al 5 por 100 en volumen) de un alcohol de cadena larga para conseguir un diluyente satisfactorio. La adición del alcohol disminuye ligeramente la eficiencia de extracción, pero aumenta la selectividad por el uranio.

Esta selectividad de las aminas es superior a la de los fosfatos. Las aminas primarias tienen peor selectividad y extraen fuertemente el ión férrico. Las aminas secundarias tienen buena selectividad, y las terciarias, en especial las simétricas, son muy selectivas para el uranio. Todas ellas

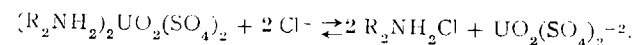
extraen el molibdeno con bastante intensidad. Las aminas secundarias extraen pequeñas cantidades de hierro férrico.

La separación del uranio de las aminas se puede llevar a cabo con disoluciones de carbonato, cloruro o nitrato. En el caso del carbonato la reacción probable es del tipo siguiente:



Esta reacción es cuantitativa y el uranio se puede separar casi por completo en una etapa, con tal de que haya suficiente cantidad de carbonato.

La separación con cloruro obedece a la reacción:



Normalmente, se emplean concentraciones de cloruro comprendidas en 1 M y 3 M.

Las disoluciones de nitrato separan el uranio de las aminas de manera análoga a los cloruros, pero son más eficientes que éstos. Sin embargo, las aminas no se pueden reciclar directamente en la forma de nitrato, ya que éste reduce considerablemente la extracción del uranio. Para recuperar este ión, se trata la amina con amoníaco o carbonato sódico.

METALURGIA DEL URANIO

Una vez que tenemos el diuranato sódico, lo disolvemos en ácido nítrico obteniendo como producto el nitrato de uranio $[UO_2(NO_3)_2]$. Las etapas para obtener uranio metal se pueden verificar de diferentes maneras. Aquí vamos a indicar los métodos modernos que utilizan lecho fluidizado.

Obtención de trióxido de uranio en lecho fluidizado

En la figura número 15 se muestra un esquema de un lecho fluidizado empleado para la producción de UO_3 en escala de planta piloto.

Método operatorio

Primeramente se hace pasar aire a través de la boquilla de pulverización por ambas conducciones (la del aire y la de la solución de alimentación) con objeto de evitar que dichos conductos y la

boquilla queden obturados por partículas cuando el reactor se cargue inicialmente. Este se alimenta entonces con trióxido de uranio en la cantidad necesaria para obtener la relación deseada de altura del lecho de sólidos al diámetro del reactor. Después se pasa el aire fluidizante precalentado a una velocidad de 40 a 60 centímetros por se-

gundo (de cuatro a seis veces la velocidad mínima de fluidización), calentándose el lecho simultáneamente a la temperatura de trabajo por medio de resistencias eléctricas. Cuando el lecho ha alcanzado dicha temperatura se bombea por la boquilla de pulverización un pequeño flujo de agua para comprobar su funcionamiento, y después de unos minutos de operación estacionaria se sustituye el flujo de agua por el de la solución de alimentación, ajustándose el caudal de ésta y la calefacción en el lecho a los valores prefijados.

Durante toda la operación, una parte del equipo de filtros de que está provisto el lecho separa los sólidos arrastrados, mientras que por la otra, en período de limpieza, pasa aire precalentado en sentido contrario.

El producto se descarga del reactor cada cinco o diez minutos con el fin de mantener el nivel del lecho aproximadamente constante.

La capacidad de producción de estos reactores es de 400 a 500 kg/h m² de sección transversal del reactor, cuando la concentración de la alimentación es del 70 por 100 en peso. Si ésta sube al 100 por 100, entonces la capacidad aumenta en el 50 ó 70 por 100. La condición límite es la transferencia de calor entre la pared del reactor y los elementos de calefacción, no debiendo sobrepasar la temperatura de éstos los 850° C.

El 90 por 100 del trióxido de uranio obtenido tiene un tamaño comprendido entre 20 y 325 mallas, y es adecuado para la reducción en lecho fluidizado. No obstante, a velocidades de aire bajas se forman aglomerados grandes que perturban el proceso.

La temperatura de calcinación tiene influencia sobre el contenido en agua y óxidos de nitrógeno residuales en el trióxido de uranio, así como en la forma de las partículas. Por encima de 270° C se disminuye el contenido en esos componentes a cantidades inferiores a las máximas permitidas. A temperaturas altas (450° C) se forma un gran porcentaje de partículas mayores de 40 mallas, mientras que a 300° C son más frecuentes los tamaños finos.

En cuanto al efecto de la alimentación sobre el producto se puede decir, en general, que un aumento de la concentración produce un trióxido de uranio de tamaño de partícula grande, teniendo el mismo efecto el aumento de la velocidad de alimentación.

En el proceso de calcinación en lecho fluidizado no se han presentado problemas de corrosión.

Obtención de UO_2 y UF_4 en lecho fluidizado

Presentamos juntos el estudio de la reducción del trióxido de uranio y la fluoruración del dió-

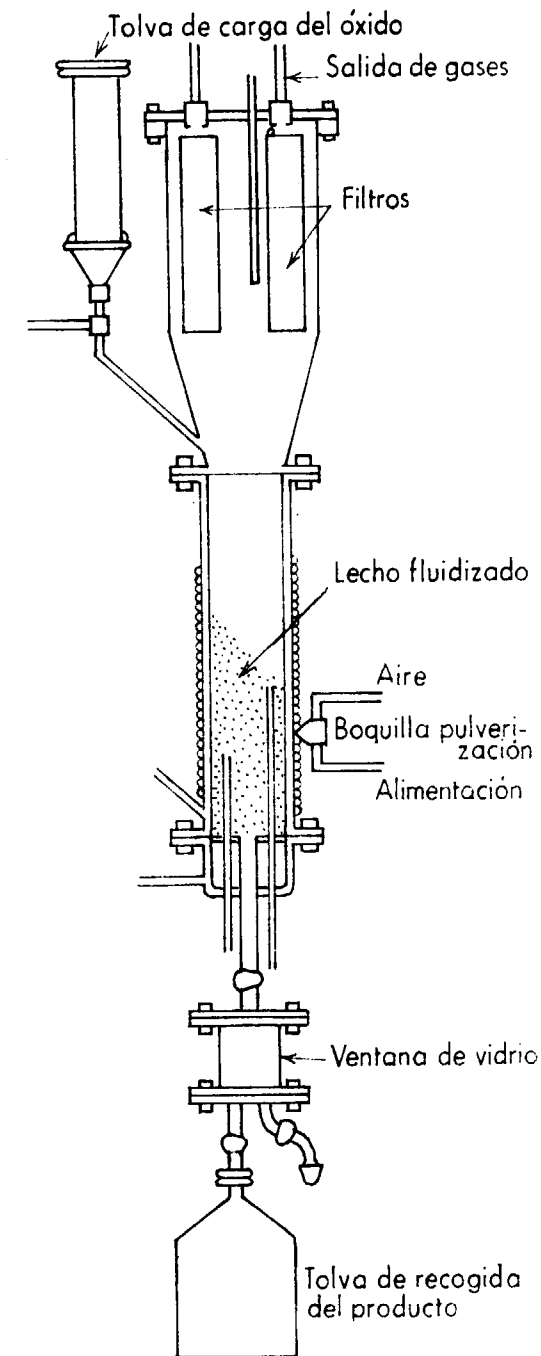


Fig. 15.

xido, debido a lo íntimamente unidos que deben ir en una instalación que produzca tetrafluoruro a causa de la gran dependencia que hay entre las condiciones de reducción y las de fluoruración, si bien cuando el producto final es el UO_2 pueden omitirse aquellas condiciones relacionadas con la preparación del UF_4 .

En la figura número 16 se muestra un diagrama de flujo de una instalación de obtención de tetrafluoruro de uranio con reactores de lecho fluidizado. El trióxido de uranio se reduce a dióxido empleando hidrógeno o amoníaco disociado. Cuando se utiliza hidrógeno se puede obtener una economía de gas mediante un sistema de circulación, a expensas de una mayor complicación en el sistema de depuración de gas.

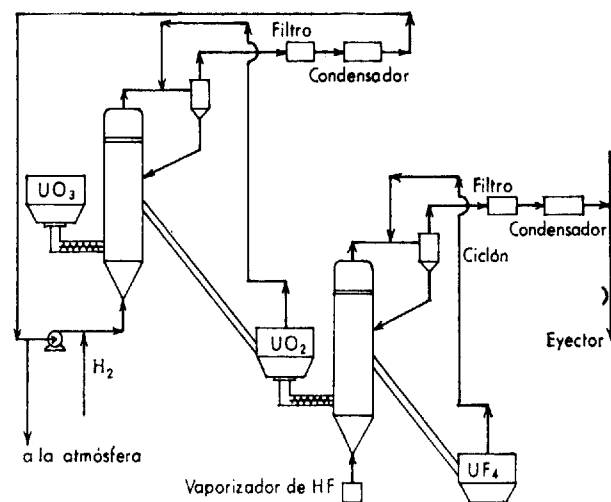


Fig. 16.

Para la reducción se pasa a una velocidad lineal de 0,10 a 0,35 metros por segundo una mezcla de hidrógeno y nitrógeno precalentados, o bien amoníaco disociado. El punto crítico o de ruptura del lecho fijo de sólidos en estos sistemas y para un intervalo de tamaños entre 28 y 270 mallas, se presenta a velocidades lineales del gas fluidizante entre uno y dos centímetros por segundo para todos los diámetros de columna de fluidización y todas las relaciones de altura de lecho a diámetro de reactor estudiadas. Como regla general, se puede decir que los sólidos comienzan a estar fluidizados o suspendidos completamente a velocidades lineales del gas de cuatro a ocho centímetros por segundo. Las velocidades de trabajo suelen ser el doble de éstas. La entrada de los gases a los reactores es corriente realizarla

a través de una placa de metal sinterizado, si bien se han estudiado con detalle los difusores de placas metálicas perforadas con orificios de formas especiales, generalmente cónicas, con objeto de que no se acumule el sólido sobre la placa y sinterice, debido a las reacciones exotérmicas que tienen lugar en el caso que nos ocupa, y además, para proporcionar una distribución homogénea del gas en toda la sección de la columna. En los reactores de reducción se mantienen todas las etapas a 550-600° C, excepto la última, que actúa generalmente de secadero y precalentador de los sólidos, y que debido a la gran cantidad de calor necesario para la evaporación del agua y de otras impurezas volátiles, tales como los óxidos de nitrógeno, permanece a una temperatura menor.

En el reactor de fluoración se mantiene una variación de temperatura desde 350° C en la etapa de alimentación de sólidos del sistema, a 600° C en la salida. El consumo de fluoruro de hidrógeno es normalmente de 1,4 a 2,7 veces la cantidad estequiométrica necesaria, y los tiempos de residencia medios varían de dos a diez horas.

Las conversiones a tetrafluoruro de uranio en estos sistemas son altas, aún para tiempos de residencia bajos, teniendo lugar, generalmente, las reacciones respectivas en las dos primeras etapas de cada reactor.

Un grave inconveniente en todos los sistemas de lechos fluidizados es la formación de tamaños finos durante la reacción, debido a que se reduce la calidad de la fluidización y se obstruyen los filtros de metal poroso. En los sistemas de reacción considerados, la producción de finos durante el proceso no llega nunca a ser importante, si bien se ha observado en el análisis de tamizado de cada etapa un mayor porcentaje de finos en las etapas superiores que en las inferiores, siendo también este porcentaje mayor en el tetrafluoruro que en el trióxido de uranio, lo que indica que ha habido disminución de tamaño a lo largo de la reducción y de la fluoración. En realidad, lo que expresa el análisis de tamizado es la distribución de tamaños de los agregados constituidos por las partículas individuales y no la distribución de tamaños de estas partículas. El aumento de contenido en finos está originado por la rotura y desgaste de estos agregados por efecto de los choques y rozamientos entre ellos y con las paredes del reactor durante la fluidización.

En general, se puede decir que para estas reacciones son muy aceptables los reactores de lecho fluidizado, y son generalmente, superiores a los otros tipos de reactores para sistemas sólido-gas. Una importante ventaja es su flexibilidad para tratar gran variedad de sólidos.

Reducción del tetrafluoruro de uranio mediante calcio

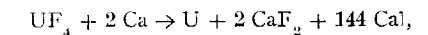
Como el tetrafluoruro de uranio se encuentra en forma de polvo fino, no es necesaria una trituración preliminar antes de la reducción calcio-térmica. El calcio empleado como reductor se utiliza en forma de virutas finas. Este reactivo debe ser muy puro. La presencia de nitrógeno y de magnesio es responsable de la marcha, a veces violenta, de la reacción de calcio-termia. Por otra parte, el magnesio que puede contener el calcio pasa íntegramente al uranio, lo cual constituye un grave inconveniente, por ser muy elevada su sección eficaz de captura para los neutrones lentos.

Por hallarse el tetrafluoruro de uranio en forma de polvo finamente dividido, la mezcla con el calcio se ha de preparar bajo campana y en exceso sobre la cantidad teórica requerida. El calcio se fragmenta en pequeños trozos en otro compartimiento, y se guarda en un recipiente hermético hasta el momento de realizar la mezcla, la cual se carga en el reactor, teniendo cuidado de que no se separen los componentes. El exceso de calcio suele ser de un 20 por 100. Cuando se han de fabricar lingotes de peso bastante reducido (por ejemplo, de 20 Kg.), conviene agregar un poco de yodo a la parte de la carga que se encuentra en el crisol. Este agregado de yodo persigue la finalidad de mejorar localmente la fluidez de la escoria al comienzo de la reacción y de aumentar el calor desprendido en la pequeña cantidad de carga que se encuentra en el crisol. El empleo de yodo no es necesario cuando se fabrican lingotes de peso más elevado (superior a 40 Kg.).

El reactor consiste (fig. núm. 17) en un recipiente metálico cilíndrico, con una tapa que lleva unas tubuladoras para permitir el vacío o el llenado con argón y que cierra herméticamente. En el interior del recipiente existe un tronco de cono de acero inoxidable, exteriormente rodeado por resistencias eléctricas, dentro del cual se sitúa un crisol de fluorita. Rodeando este crisol se pone una masa de fluorita en polvo, que a partir del borde superior de aquél, adopta la forma de tronco de cono, como también puede apreciarse en la misma figura. En esta cavidad cónica es donde se sitúa la mezcla anterior.

Una vez verificada la carga, se lleva el reactor a la celda de calcio-termia en una pequeña plataforma. A dicha celda van conectados los equipos de vacío y argón. Sobre la carga se pone una mezcla de virutas de magnesio y de peróxido de sodio. Esta mezcla inflamable se prende con una

cinta de magnesio, que se enciende con ayuda de un soplete, con lo cual se inicia la reacción



que es muy rápida y produce suficiente calor, sin ningún otro aporte exterior, para fundir el metal, el cual se recoge en el crisol. Para eliminar la humedad que pueda contener la fluorita en polvo, que es por otra parte un material muy higroscópico, se utilizan las resistencias indicadas an-

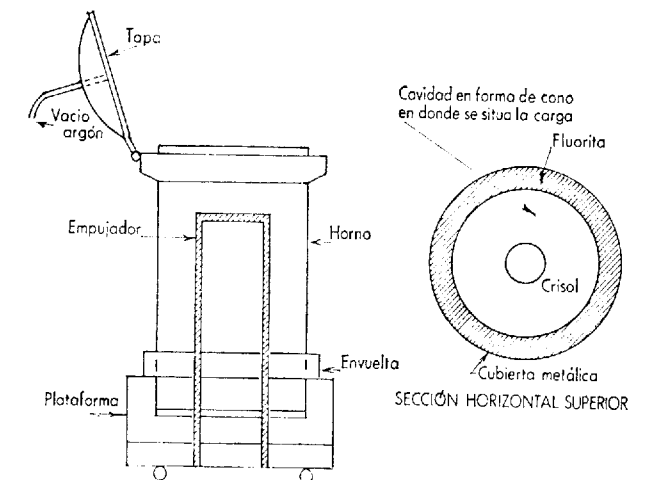


Fig. 17.

teriormente, con las cuales se calienta la masa de fluorita, una vez moldeado el interior del reactor, durante 24 horas.

Antes de efectuar la carga se coloca la tapa y se hace el vacío, y después se rellena con argón, para que no quede aire en ninguna parte durante la reacción, pues por la gran reactividad que tiene el uranio, habría una gran oxidación.

Cuando la reacción ha terminado, se baja la tapa del reactor y se conecta el equipo de vacío para desgasificar, y después de unos minutos se rellena con argón, dejando que se enfríe, para lo cual se refrigera la tapa durante 24 horas, al cabo de las cuales puede desmoldearse sin riesgo.

El desmoldeo se hace bajo una campana de tiro forzado, y para ello, es preciso destruir parcialmente el interior del reactor, así como el crisol. La escoria se desprende con suma facilidad del lingote y según su distancia a la cabeza de éste varía en su contenido de uranio. La parte superior de color pardo-verdoso, posee una ley de uranio muy baja, del orden de algunas centésimas por ciento, en tanto que la parte inferior, de color negro, es mucho más rica, pudiendo contener hasta

el 10 por 100 de uranio. La separación de estas dos capas ofrece dificultades, devolviéndose a la sección de tratamiento químico a fin de recuperar aquel elemento.

El rendimiento de uranio en la calciotermia es del orden del 8 por 100 y aumenta en función del peso de los lingotes.

El argón que se introduce en el reactor debe estar completamente exento de nitrógeno, ya que es precisamente uno de los elementos que queremos evitar. Este gas también se emplea para el relleno de los recipientes en donde se guarda el calcio, el cual absorbe con facilidad dicho nitrógeno, y que debe ser de absoluta pureza.

Fusión en vacío del uranio de primera colada

Con esta operación se logra: 1.º Eliminar por lo menos parte de algunas impurezas, tales como el hidrógeno, el oxígeno y el nitrógeno. 2.º Suprimir las trazas de escoria arrastradas por el metal durante la calciotermia. 3.º La colada de barras que luego de trabajarse a máquina y proveerse de vaina, pueden ser utilizadas en los reactores nucleares, y 4.º La colada de lingotes iniciales de dimensiones adecuadas para las operaciones de laminado, forjado, estrusión o moldeo a presión.

El horno de fusión en vacío consiste en una caldera en la cual está el crisol, rodeado por el elemento calefactor, que puede bascular, y las lingoteras para recibir el metal fundido. La colada se realiza por el borde superior del crisol, que al girar se sitúa sobre el bebedero de la lingotera. Consta, además, de los equipos auxiliares de vacío para mantener éste durante la operación.

La fusión tiene lugar en un crisol de grafito o de alúmina prolongado por un manguito de grafito, cuya finalidad es evitar su rotura por choque térmico. El crisol de alúmina va rodeado por otro de grafito, con el cual no entra en contacto directo, sino que está separado de él por una lámina delgada de molibdeno, para evitar la reducción de la alúmina por el grafito en el vacío, reacción que va acompañada por un desprendimiento de CO y que puede provocar así una oxidación y carburación del uranio fundido.

El calentamiento se hace por inducción, siendo tal la frecuencia que gran parte del calor se desarrolla directamente en el metal, en tanto que la turbulencia creada en el seno del mismo facilita la desgasificación.

El vaciado también puede realizarse a través de un orificio practicado en la parte inferior del crisol (vaciado por el fondo). Un ejemplo de este horno se indica en la figura 18.

En cuanto a las lingoteras, son de grafito o de acero refractario. Con las primeras no se obtiene carburante apreciable, pues el metal solidifica rápidamente y la difusión es muy lenta, quedando limitada a una capa superficial. Para amornar el choque térmico, las lingoteras de grafito se calientan, precaución que no es necesaria con las metálicas, que se utilizan preferentemente para colar barras cortas.

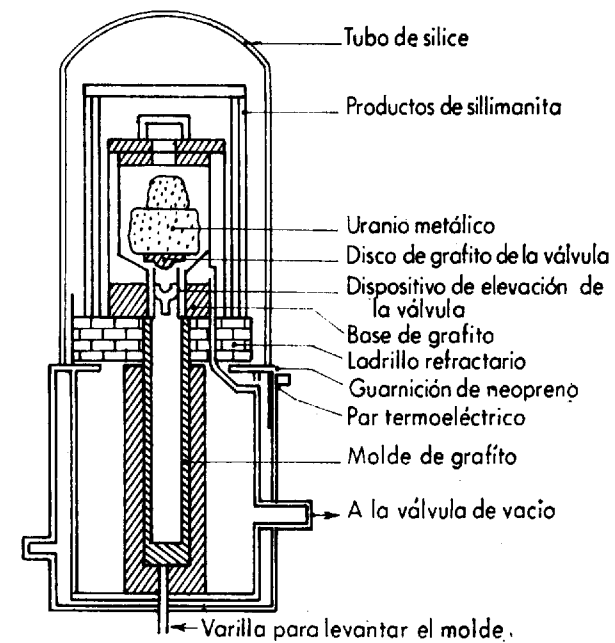


Fig. 18.

Empleo del magnesio como reductor

En la producción de uranio metal se ha utilizado el calcio en Inglaterra, Francia y Bélgica. Por el contrario, en Estados Unidos se usa como reductor el magnesio. A continuación enumeramos las ventajas e inconvenientes de ambos.

El calcio presenta las siguientes ventajas:

1.ª La operación puede realizarse a la presión atmosférica, ya que el punto de ebullición del calcio es superior al punto de fusión del fluoruro cálcico.

2.ª El calor generado en la reacción es suficiente para fundir el uranio metal y la escoria de fluoruro cálcico con los materiales que reaccionan inicialmente a la temperatura ambiente.

Las ventajas del magnesio son:

1.ª Es más barato que el calcio. El precio de este último es cinco o diez veces superior al del magnesio, y el peso del calcio necesario para pro-

ducir una libra de uranio es 1,6 veces el peso del magnesio.

2.ª Es más fácil obtener magnesio que calcio en las condiciones de pureza requeridas para esta operación. Por otra parte, el magnesio no reacciona rápidamente con el oxígeno o la humedad.

No obstante, el empleo del magnesio presenta los siguientes problemas:

1.º La reacción debe llevarse a cabo en un recipiente herméticamente cerrado, a una presión superior a la atmosférica, en razón a que el punto de ebullición del magnesio es inferior al punto de fusión del MgF_2 .

2.º Es necesario el suministro adicional de calor, ya que el que se produce en la reacción del magnesio con el tetrafluoruro de uranio es insuficiente para la fusión total de los productos que reaccionan.

Descripción del proceso

Se utiliza un recipiente de acero revestido con material refractario aislante a base de capas de cal dolomítica debidamente purificada, dispuesto para resistir la alta presión que se produce momentáneamente cuando la mezcla de productos que reaccionan alcanza el punto de fusión del MgF_2 . El calor adicional para fundir este último se suministra mediante el precalentamiento del recipiente, así como de la carga de F_4U y magnesio.

La cal es uno de los pocos óxidos que no reaccionan con el uranio fundido, y la que se emplea en el proceso se obtiene mediante fusión eléctrica de cal dolomítica, seleccionada previamente para contener menos de 500 p.p.m. de hierro, 60 p.p.m. de magnesio y 10 p.p.m. de boro.

El recipiente se llena con tetrafluoruro de uranio y magnesio exento de óxido, hasta una altura de 75 mm. por debajo de la tapa; encima se dispone una capa de grafito que se presiona contra la carga y, por último, cal en polvo. Después se procede al cerrado del recipiente, y a continuación se introduce en un horno de precalentamiento, cuya temperatura óptima oscila entre 550 y 700° C. Una vez que la reacción ha terminado, se procede a enfriar el recipiente, primero con aire y después con agua, rompiéndose la carga para separar el uranio.

ENRIQUECIMIENTO DEL URANIO EN SU ISÓTOPO URANIO-²³⁵

Obtención del hexafluoruro de uranio en reactores de lecho fluidizado

El material que se utiliza en la construcción del reactor, precalentador y filtros es de monel.

Los caudales de nitrógeno y fluor se regulan por válvulas de control automático. La pérdida de presión, medida de temperatura, etc., se realizan de manera análoga que en el caso de obtención de trióxido y tetrafluoruro de uranio, ya descrito anteriormente.

En la figura 19 se indica el diagrama correspondiente a este proceso.

Una vez conseguida la altura de sólidos conveniente, mediante la alimentación de suficiente tetrafluoruro de uranio, se pasa una corriente de nitrógeno en la cantidad necesaria para obtener buena fluidización. A continuación se calienta el lecho entre 400 y 500° C. y se pasa fluor con nitrógeno, continuándose la alimentación de tetrafluoruro de uranio. A temperaturas inferiores a

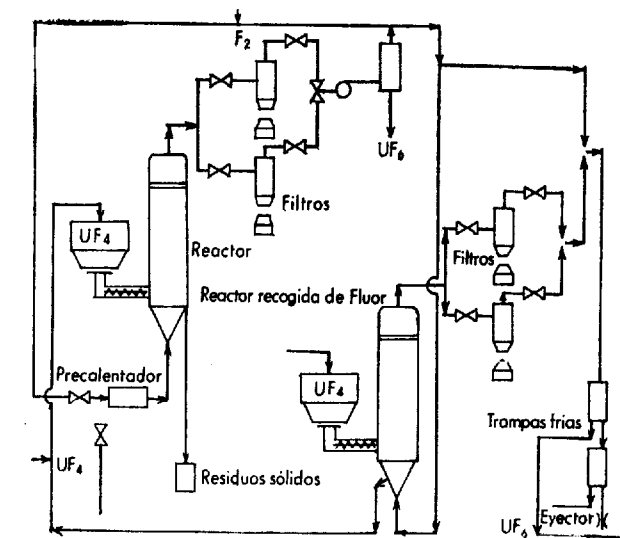


Fig. 19.

400° C se forman costras en las paredes del reactor, debidas a la formación de fluoruros intermedios. Se trabaja con un exceso de fluor del 10 por 100.

El gas de salida contiene F_6U , F, FH, O y N, enfriándose hasta 150° en un tubo con camisa de vapor y se pasa por un filtro sinterizado de model para eliminar las partículas sólidas, y después, al equipo separador de hexafluoruro, que puede estar constituido por un sistema de trampas frías y condensación como líquido, ya descrito, o bien por absorción en un producto inerte y separación posterior del F_6U por destilación.

La utilización completa del flúor se obtiene haciendo pasar los gases de salida a través de un segundo reactor cargado con tetrafluoruro de uranio, de análoga disposición al primero.

Centrifugación del hexafluoruro de uranio

Su principio reside en que si tenemos una mezcla de dos clases en el interior de un cilindro vertical, de mucha mayor altura que diámetro que gira alrededor de su eje con una velocidad angular elevada, estos gases tienden a separarse; concentrándose el de peso molecular más elevado hacia la periferia, y el de menor peso molecular hacia el eje.

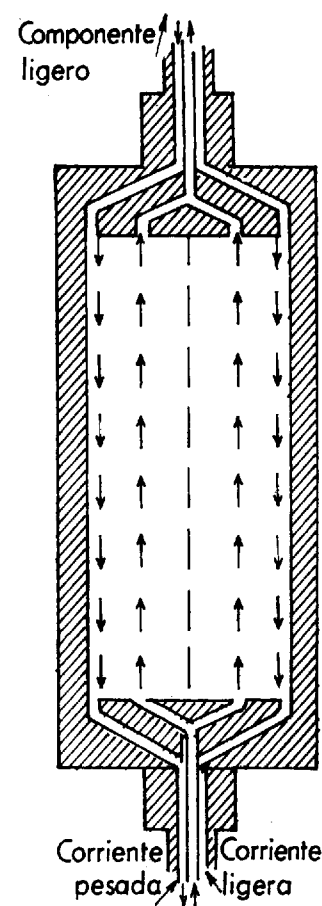


Fig. 20.

Conduciendo la fracción ligera hacia el eje en una dirección y la pesada, próxima a la periferia en la opuesta, es posible establecer un gradiente de composición longitudinal, el cual puede proporcionar, si la máquina tiene suficiente altura, la diferencia que se desee entre el gas que sale por los extremos (fig. 20).

La teoría demuestra que el tamaño de la planta varía inversamente con la cuarta potencia de la

velocidad periférica, por lo cual es esencial que ésta sea lo más alta posible.

Aún teniendo en cuenta el factor de separación elevado que se obtiene en centrifugas de gran velocidad angular, el número de máquinas necesario para obtener un requerimiento apreciable es grande. El consumo de energía es también notable.

En la actualidad, los alemanes son los que más trabajan en este método, asegurando que en el futuro será económico por enriquecimientos pequeños, comprendidos entre el 1,5 y el 3 por 100, que son los más utilizados en los reactores de potencia actuales tipo PWR y BWR.

Difusión gaseosa del hexafluoruro de uranio

Ha sido el que se ha impuesto a los restantes métodos, y el que utiliza la planta de Oak, Ridge, Tennessee, desde 1945 y las más modernas de Paducah, Kentucky y Portsmouth, Ohio.

El método de difusión gaseosa para la separación de isótopos se funda en el diferente grado en el que se difunden los gases o vapores de peso molecular distinto a través de los finísimos poros de una barrera o pared. El recorrido del gas, a través de estos últimos, es pequeño en comparación con el recorrido libre medio de las moléculas, y debería ser llamado propiamente efusión en lugar de difusión.

Las barreras porosas que se emplean desde el punto de vista de su textura están caracterizadas especialmente por el radio de sus poros γ y en Å y por su permeabilidad G , que se expresa en número de moléculas de aire que atraviesan un centímetro cuadrado de superficie por minuto y por centímetro de mercurio de diferencia de presión en flujo molecular.

La teoría indica que el radio debe ser del orden de 100 Å , y la permeabilidad la mayor posible siendo ésta casi inversamente proporcional al espesor, las barreras deberán ser tan delgadas como permita su comportamiento mecánico.

Los dos métodos fundamentales para la preparación de barreras porosas son: 1.º, el ataque de una barrera primitivamente no porosa, y 2.º, la aglomeración o la sinterización de granos submicrónicos.

Como ejemplo de la primera clase puede citarse una barrera obtenida por ataque con ácido nítrico de 36° B de una hoja de disolución sólida de oro-plata, en la que el radio de los poros γ es igual a 300 Å , y la fabricada mediante oxidación anódica de una hoja de aluminio en un baño sulfúrico u oxálico. La oxidación a alúmina va acompañada de la formación de una serie de poros dispuestos según un sistema regular y cuya profundidad crece con la capa oxidada.

Entre las barreras de la segunda clase se encuentran los tubos obtenidos por sinterización a 1.150° C de polvo fino de alúmina o de polvo de níquel a 650°, así como las barreras planas de teflón (polímero de trifluoretileno) por laminado de una emulsión precipitada sobre chapa metálica.

Las principales dificultades que se observan en esta última clase de barreras son: 1.º, formación en la pasta de partida de aglomerados de granos submicrónicos, que actúan como granos gruesos y crean una heterogeneidad en los radios de los poros de la barrera; 2.º, crecimiento de cristales en el curso de los tratamientos térmicos, función de las condiciones de sinterización y de la pureza del metal de partida, y 3.º, producción de microfisuras debidas a tensiones mecánicas o térmicas o también a inclusiones.

Una propiedad fundamental de las barreras porosas en su resistencia a la corrosión por UF_6 , acción esta última que se aprecia por una destrucción de dicha barrera en los casos más graves, o más corrientemente por una obstrucción progresiva. Se consigue una mejoría notable por el tratamiento previo con F_2 , o mejor con ClF_3 .

A través de la barrera el isótopo más ligero se difunde más deprisa que el más pesado, con lo cual se consigue una separación parcial de los mismos. El gas que pasa a través de la barrera estará enriquecido en el isótopo más ligero, mientras que el residual contendrá una mayor proporción en el isótopo más pesado.

En este método de separación, el gas que se emplea es el hexafluoruro de uranio, UF_6 . Este compuesto es sólido a la temperatura ordinaria, y tiene una presión de vapor elevada. Se sublima a 56,5° C, siendo la presión de vapor igual a una atmósfera. Al estado líquido sólo puede existir a presiones superiores a 1.134 mm, y a temperaturas por encima de 64,5° C. (punto triple).

Desde el punto de vista de la difusión gaseosa, el empleo del hexafluoruro de uranio tiene dos ventajas. En primer lugar, el atómico del fluor (19) es relativamente bajo, con lo que el peso molecular del gas que se difunde, que es necesariamente alto, en razón al peso atómico del uranio, no alcanzará valores muy elevados. Como demostraremos más adelante, cuanto más bajo es el peso molecular mejor es el rendimiento de la separación, bajo unas condiciones dadas. En segundo lugar, como el fluor contiene una sola especie isotópica, los únicos isótopos que se separan en el proceso de difusión son los correspondientes al uranio. La principal desventaja del hexafluoruro de uranio es su intensa acción corrosiva sobre muchos metales y su ataque rápido por la humedad para formar fluoruro de uranio sólido UO_2F_2 .

El grado de separación de los isótopos en cual-

quier proceso se puede expresar mediante el factor de separación, que en nuestro caso se define como la relación de átomos de uranio-²³⁵ a los de uranio-²³⁸ en la fase enriquecida y en la residual. El grado de difusión de un gas es inversamente proporcional a la raíz cuadrada de su peso molecular, por ello el factor teórico de separación α^* viene dado por la expresión

$$\alpha^* = \sqrt{\frac{M(\text{pesado})}{M(\text{ligero})}}$$

donde M es el peso molecular, bien del isótopo más pesado o del más ligero. Como es sabido, el uranio natural está compuesto esencialmente de uranio-²³⁵ y uranio-²³⁸; para fines prácticos prescindimos de la pequeña proporción de uranio-²³⁴.

Por tanto, M , para el hexafluoruro de uranio pesado tiene el valor $238 + 6 \times 19 = 352$, y para el hexafluoruro de uranio ligero $235 + 6 \times 19 = 349$; El factor teórico de separación vale, pues

$$\alpha^* = \sqrt{\frac{352}{349}} = 1,0043$$

El factor de enriquecimiento teórico que se define como $\alpha^* - 1$ es, por consiguiente, 0,0043 para el uranio-²³⁵ en el hexafluoruro de uranio.

Como puede observarse, el factor de separación es muy próximo a la unidad, con lo cual el grado de enriquecimiento en cualquier etapa de la difusión es muy pequeño. Este efecto puede multiplicarse haciendo trabajar a la instalación en cascada, algunas de cuyas etapas se indican en la figura número 21.

El hexafluoruro de uranio entra aproximadamente hacia la mitad de la cascada. Las etapas situadas por encima de la alimentación constituyen la sección de enriquecimiento, y las colocadas por debajo, la sección de agotamiento, lo cual implica que el gas que se mueve hacia las etapas superiores se enriquece en uranio-²³⁵, mientras que el que lo hace hacia las etapas inferiores se empobrece en este isótopo.

Consideremos la celda o etapa B, el gas entra por la base pasando la barrera porosa, aproximadamente, la mitad que se ha enriquecido en el isótopo más ligero y fluye posteriormente a la etapa A, en donde se difunde de nuevo enriqueciéndose aún más la fracción que atraviesa la barrera en el isótopo uranio-²³⁵. Volvamos de nuevo a la etapa B; en ésta, el gas que no se ha difundido y que se ha empobrecido en el isótopo más ligero, se bombea a la celda C, en donde se une el gas difundido procedente de la etapa D; el conjunto se difunde

en la celda C, pasando la fracción enriquecida a la etapa B, y la fracción empobrecida a la etapa D. El mecanismo explicado rige en la totalidad de la instalación.

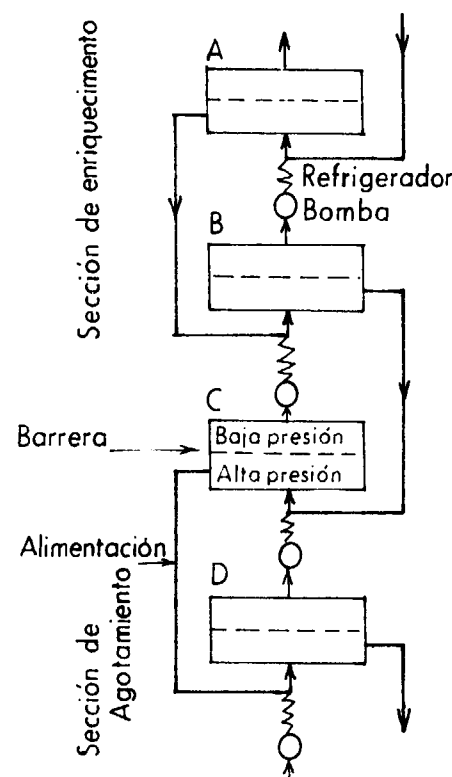


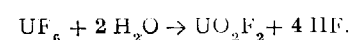
Fig. 21.

Reducción del hexafluoruro a tetrafluoruro de uranio

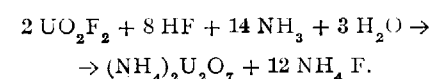
Se puede pasar a obtener tetrafluoruro de uranio enriquecido o bien diuranato amónico.

En el primer caso, es decir, la obtención del tetrafluoruro enriquecido, se puede conseguir por diversos medios, empleando tetracloruro de carbono, tricloroetileno o bien hidrógeno, tanto en reductor de pared caliente como de pared fría. Este último es el de resultados más positivos. Las dificultades que se presentan en esta operación son la aparición de fluoruros intermedios y de escorias que obturan los conductos de las columnas. En la reducción por hidrógeno en reactor de pared fría, la energía necesaria para iniciar la reacción $F_6U + H_2 \rightarrow F_4 + 2HF + \text{calor}$, se obtiene por la mezcla del hidrógeno con fluor, el cual se introduce en el hexafluoruro de uranio.

En la obtención de diuranato amónico se utiliza el método siguiente:



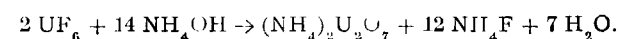
A continuación se añade a la disolución de fluoruro de uranio, amoníaco, con lo que precipita el diuranato amónico según la reacción



A partir del diuranato obtenido se inicia el ciclo metalúrgico normal.

Al calcinarlo pasa a U_3O_8 ó a UO_2 enriquecidos, que pueden emplearse directamente para, por medio de un proceso polvometalotécnico, obtener comprimidos de UO_2 para su utilización en los elementos combustibles de los reactores.

Se pueden reducir las etapas anteriores a dos, al realizar la hidrólisis con una solución de amoníaco, según la ecuación



TRATAMIENTO DE MINERALES DE TORIO

Como es sabido, los principales criaderos de torio lo constituyen los placeres monacíticos, y es a su tratamiento al que nos referimos en este apartado. Los dos procedimientos que se han empleado han sido el tratamiento con ácido sulfúrico y la digestión con hidróxido sódico. Este último proceso presenta la ventaja de que las tierras raras y el torio se pueden separar casi por completo del ácido fosfórico en una sola fase; esta operación es muy compleja en el caso del tratamiento con ácido sulfúrico. El método basado en la cloración reductora del mineral se ha desarrollado muy poco hasta la fecha en escala industrial.

Procedimiento del ácido sulfúrico

La primera etapa del tratamiento consiste en la destrucción de la estructura química de la arena mediante la reacción con ácido sulfúrico concentrado a una temperatura de unos 200° C, aproximadamente. El tiempo que dura la digestión depende principalmente del tamaño de las partículas de la arena. Si el molido es suficientemente fino (300 mallas o más), la reacción se verifica en una hora; si el tamaño es mayor, se precisan de cuatro a seis horas.

A medida que progresa la reacción, la masa se hace cada vez más viscosa, convirtiéndose en una pasta cuando la reacción está casi terminada. La proporción mínima en peso, de ácido-arena basada en la estequiometría de la reacción es de 0,60, aproximadamente. La proporción efectiva mínima está limitada por la solubilidad del fosfato de torio en la disolución resultante de sulfato y monacita. Shaw y otros investigadores hallaron que esta proporción era de 1,6 para las monacitas de la India y de Idaho.

La disolución de la masa, producto de la digestión con ácido sulfúrico, se lleva a cabo agregando aproximadamente, diez libras de agua por libra de arena digerida: es preferible utilizar agua fría, ya que los sulfatos de las tierras raras son más solubles a temperaturas bajas que a temperaturas elevadas.

La disolución resultante denominada de sulfato de monacita es estable, se halla muy próxima a la saturación con respecto a las tierras raras y al torio, y puede ser decantada inmediatamente de la arena pesada no atacada. Al quedar en reposo los sólidos finos en suspensión se separan de la disolución de sulfato de monacita. Estos sólidos están constituidos principalmente por sílice, pero también contienen una fracción considerable de productos radiactivos de las series del torio y del uranio. La disolución de sulfato de monacita puede ser decantada igualmente en este lodo.

Para la separación de los componentes que constituyen la citada disolución se emplearon antiguamente métodos de cristalización fraccionada, utilizándose en la actualidad el que se basa en la variación del pH.

Diluyendo la disolución y ajustando el pH de la misma al valor 1, mediante hidróxido amónico diluido, precipitan aproximadamente el 99 por 100 del torio y el 5 por 100 de las tierras raras. Puesto que están originalmente presentes en cantidades mucho mayores que el torio, el precipitado resultante está constituido de forma aproximada por partes iguales de fosfato de torio y de sulfatos de tierras raras ocluidos. Después de que los sólidos se sedimentan, se procede al filtrado para separar el concentrado de torio.

Este concentrado se disuelve posteriormente en ácido nítrico, que pasa a un extractor que emplea fosfato de tributilo como disolvente orgánico. Como producto de la extracción se obtiene un concentrado de torio que contiene solamente algunas partes por millón de tierras raras. Se puede utilizar una amplia variedad de diluyentes inertes para mejorar la separación de las fases.

El líquido filtrado procedente de la precipitación del torio se neutraliza con hidróxido amónico hasta un pH = 2,3 con lo cual precipitan gran

parte de las tierras raras. Después de filtrar, previa sedimentación del precipitado, éste se envía a la planta destinada a la recuperación de tierras raras, en donde cada una de ellas puede separarse por un tratamiento de intercambio iónico o por extracción con disolventes orgánicos.

El líquido filtrado resultante se neutraliza nuevamente con hidróxido amónico hasta un pH = 6, con lo cual precipitan el uranio y las tierras raras restantes. Los líquidos filtrados y decantados se desechan, obteniéndose un concentrado de uranio con un contenido de 1 por 100 aproximadamente, que a continuación pasa a una instalación de extracción con fosfato de tributilo, en donde se obtiene el uranio con algunas partes por millón de tierras raras.

En este método es inevitable la presencia de iones fosfato en la disolución, que disminuyen apreciablemente los coeficientes de distribución para el torio y el uranio; la adición de ácido nítrico ayuda a vencer los efectos del ión sulfato. Como los iones fosfato y sulfato, no son extraídos por el fosfato de tributilo, las secciones inferiores de los extractos no están influenciadas por la presencia de estos iones en la alimentación y las separaciones pueden llevarse a cabo con la pureza deseada.

Tratamiento alcalino

Como ya se ha indicado anteriormente, este procedimiento permite la separación del fósforo de las tierras raras y el torio, obteniéndose como subproducto fosfato trisódico.

Primeramente se utilizó la fusión de la monacita con sosa, pero con este método, aunque se obtenía una descomposición satisfactoria de dicha monacita, el producto resultante de la reacción era una masa dura y difícil de manejar. Posteriormente, la experiencia demostró como más conveniente el tratamiento de la monacita a elevadas temperaturas, con una disolución concentrada de hidróxido sódico, con lo cual el material presenta mejores propiedades para los tratamientos ulteriores.

Variables en este proceso

Para establecer las condiciones óptimas se investigan variables, de las cuales damos a continuación un resumen.

Relación entre las cantidades de hidróxido sódico y arena

Los estudios efectuados demostraron que incrementando la relación del hidróxido a la arena,

manteniendo la temperatura constante, se aumenta el grado de ataque de ésta, pero se observó que dicho aumento es mucho menos marcado por encima del valor 3 de la referida relación. En la práctica, se adopta el valor 1,5.

Efecto del tiempo

El ataque de la arena se incrementa con el tiempo que dura la reacción hasta cerca de las tres horas.

Efecto de la temperatura

En los primeros estudios de laboratorio se obtuvieron los mejores resultados cuando la temperatura era aproximadamente de 200° C. Sin embargo, trabajos posteriores demostraron que empleando una temperatura inferior a 150° C se obtenían mejores que cuando la temperatura era, aproximadamente, de 200° C. Investigaciones ulteriores probaron que empleando una temperatura inferior a 150° C se obtenían resultados más satisfactorios.

Operando por encima de 200° C, la masa que se obtiene en la reacción es demasiado espesa y se maneja con dificultad. A la presión atmosférica van muy ligados los efectos de temperatura y la concentración de sosa; así, por ejemplo, si se incrementa aquélla, hay mayor evaporación de agua, y, por tanto, aumenta la concentración de hidróxido sódico.

Efecto del tamaño de las partículas

La reacción se verifica con tanta mayor rapidez cuanto menor es el tamaño de las partículas de la arena. Dentro de las especificaciones adoptadas se obtuvieron buenos resultados con tamaños del orden de 325 mallas.

Descripción del proceso

Este consta de las cuatro operaciones siguientes: 1.ª, Reacción de la arena con una disolución de hidróxido sódico concentrada y caliente. 2.ª, Separación de los hidróxidos metálicos, del fosfato sódico disuelto y del exceso de hidróxido de sodio. 3.ª, Disolución de los hidróxidos metálicos en ácido clorhídrico. 4.ª, Precipitación de los óxidos de tierras raras por neutralización posterior de la disolución clorhídrica.

Las arenas se muelen, aproximadamente, a 325 mallas, haciéndolas reaccionar, en una vasija de

acero inoxidable, con hidróxido sódico de una concentración inicial del 45 por 100 y en la proporción de este compuesto a la arena de 1,5 a una temperatura de 140° C y con una duración de unas tres horas, durante cuyo espacio de tiempo se mantiene la mezcla con moderada agitación. Posteriormente, esta mezcla se diluye hasta que la concentración de hidróxido sódico sea del 30 por 100, con objeto de que esté el fosfato trisódico en disolución cuando disminuya la temperatura a 150° C, en cuyas condiciones se mantiene la disolución una hora más. Con esta operación, los fosfatos metálicos de la arena se convierten en los respectivos hidróxidos y en fosfato trisódico. A continuación se procede al filtrado para separar los hidróxidos del fosfato trisódico y del exceso de hidróxido sódico, que se ejecuta a una temperatura de 80° C y a una presión de 5,6 kg/cm² el material es conducido al filtro, que es de acero, de plato horizontal con cámara de vapor, por medio de una bomba centrífuga.

La torta resultante, constituida por los hidróxidos metálicos se lava con agua, con lo cual se reduce el fósforo soluble a 0,4 por 100 de P₂O₅ y posteriormente se somete a un secado por aire antes de pasar a la cámara de disolución ácida.

El líquido procedente del filtrado contiene dos tercios del hidróxido sódico añadido; el otro tercio ha sido convertido en fosfato trisódico. Ambos permanecen disueltos en el líquido filtrado, procurando que la temperatura no sea inferior a 60° C, ya que por debajo de la misma, el fosfato trisódico precipita incompletamente. El líquido se evapora a 135° C, hasta que se alcanza una concentración de hidróxido del 47 por 100, punto en el que ha cristalizado el 99 por 100 del fosfato trisódico, que puede ser separado mediante filtración.

El hidróxido sódico resultante se divide en dos partes; el 45 por 100 se emplea para hacerlo reaccionar de nuevo con la arena y el 55 por 100 restante se diluye con agua para usos de neutralización posteriores. Los cristales de fosfato trisódico, una vez secos, constituyen un subproducto del proceso.

La torta de hidróxidos se trata con ácido clorhídrico al 37 por 100 en cantidades iguales en peso, calentando durante una hora a 80° C. Parte del rutilo y del circón que no han reaccionado permanecen insolubles en el ácido como materia sólida en suspensión, lo cual entorpece la filtración de la disolución clorhídrica. Este ácido es preferible al sulfúrico, a causa de que en las etapas siguientes se obtiene una precipitación más selectiva.

Después se neutraliza parcialmente la disolución con hidróxido sódico hasta un pH de 5,8, con

lo que precipitan todo el torio y el uranio, junto con un 3 por 100 de tierras raras, que se separan mediante el oportuno filtrado. La torta obtenida se lava dos veces con agua, que se añade al líquido filtrado. El torio y el uranio contenidos en ella se recuperan por disolución en ácido nítrico y extracción con fosfato de tributilo; a continuación se separan selectivamente el torio y el uranio del disolvente. La ausencia de iones fosfato y sulfato permite elevadas concentraciones y factores de separación en las secciones de extracción y lavado de la columna.

El líquido filtrado y los procedentes del lavado de la torta de hidróxidos se neutralizan con hidróxido sódico, precipitando las tierras raras en forma de hidróxidos. El precipitado contiene cantidades muy reducidas de uranio y torio.

METALURGIA DEL TORIO

El metal, a causa de su reactividad (especialmente a altas temperaturas) y de su punto de fusión, relativamente elevado, presenta algunos problemas específicos en su preparación, cuando se parte de los compuestos más fácilmente disponibles. En algunos de los métodos se produce el metal en forma granulada o en polvo, que se puede utilizar mediante técnicas de metalurgia de polvos para obtener formas compactas.

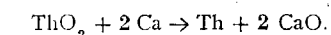
A continuación exponemos los métodos para la obtención de torio, que suministran metal de buena calidad en cantidades industriales.

Reducción del óxido de torio

En el tratamiento primitivo utilizado por Marden y Rentschler se empleó cloruro de calcio mezclado con óxido de torio y un gran exceso de calcio. La carga se calienta durante una hora a 950° C en una bomba de acero cerrada. Después de enfriada la masa obtenida se lixivia con ácido diluido (1:10), efectuándose lavados posteriores con agua, alcohol y éter. A continuación el polvo se seca en el vacío y se prensa y sinteriza alrededor de 1.300° C para obtener el metal compacto, dúctil y de una pureza no inferior a 99,7 por 100.

Rentschler y otros describen la producción de torio metálico mediante la reducción del óxido con calcio en una atmósfera inerte y sin adición de cloruro cálcico, empleando un crisol de acero, revestido con hojas finas de molibdeno. Este revestimiento evita la reacción entre la carga y el crisol a las temperaturas elevadas que se utilizan en el proceso.

El crisol se carga con capas alternativas de calcio granulado y óxido de torio finamente dividido, con una capa de calcio por encima. Aproximadamente se emplea un 100 por 100 de calcio en exceso sobre el cálculo hecho a partir de la reacción



A continuación el crisol cargado se coloca en un recipiente mayor de acero, a cuya tapa va ajustado un conducto para la introducción de gas inerte. Cerrada dicha tapa, se reemplaza el aire por argón, situando el conjunto en el interior de un horno, que pueda llegar a una temperatura de 1.200° C.

La reacción tiene lugar cuando se calienta la carga. Posteriormente, la temperatura se eleva a 1.000° C o más, con el fin de obtener mejores rendimientos en polvo de torio de buena calidad. Después el crisol y su contenido se dejan enfriar en una atmósfera de gas inerte hasta la temperatura ambiente, y, a continuación, el producto se lixivia con ácido acético diluido (10 por 100) en la cantidad necesaria para que reaccione con todo el calcio metálico y con el óxido de calcio.

La primera disolución procedente del lixivado se separa, dejando el residuo como un lodo impuro; ulteriores este lodo se trata mediante agitación con más ácido acético diluido, dejando sedimentar el producto y decantando la solución; este producto se lava varias veces con agua y después con alcohol y éter; los últimos vestigios de este elemento se eliminan por secado al vacío.

El material obtenido de esta forma se puede transformar en barras por prensado y sinterizado. La primera de estas operaciones se efectúa en frío a una presión de 1.562 Kg/cm², y el sinterizado en el vacío a temperaturas superiores a 1.450° C durante treinta minutos. El torio metálico que se obtiene posee aproximadamente, la densidad teórica.

Reducción del cloruro de torio

Para reducir el tetracloruro de torio se pueden emplear calcio, magnesio o sodio. En la mayor parte de los casos el proceso que emplea el tetracloruro conduce a un metal finamente dividido, siendo preciso emplear entonces metalurgia de los polvos para preparar los distintos tipos de piezas.

Como consecuencia de la presencia del ThO₂ o del ThOCl₂ en el tetracloruro de torio, el me-

tal que se obtiene posee un elevado porcentaje de oxígeno. Los compuestos que contienen oxígeno y carbono se reducen considerablemente por sublimación del tetracloruro en el vacío.

La presencia de compuestos oxidados es de poca importancia si se usa calcio como agente reductor. En el procedimiento descrito por Lilliendhal se emplea una carga compuesta de 30 partes de calcio granular, 70 partes de ThCl_4 y 30 de ThCl_2 . Las condiciones en que se verifica la reacción y el tratamiento subsiguiente son muy parecidos a los descritos anteriormente para la reducción del óxido torio con calcio. Este procedimiento conduce a un producto final de elevada pureza.

La reducción del tetracloruro con un magnesio presenta ciertas ventajas en comparación con el uso del calcio en operaciones en gran escala, puesto que se requiere menos magnesio, que a la vez es más barato y de mayor pureza que el calcio. Sin embargo, la experiencia ha demostrado que se requiere tetracloruro de torio muy puro para lograr un metal final de buena calidad cuando se emplea como reductor el magnesio. El tetracloruro de torio, convenientemente sublimado, reúne estas condiciones; dado que el magnesio y el torio forman una aleación de bajo punto de fusión, es posible obtener esponja de torio en lugar de polvo de torio.

Reducción del fluoro de torio

Se ha producido cierta cantidad de polvo de torio por electrolisis del $\text{ThF}_4 \cdot \text{KF}$ en un baño de sales fundidas, que contenía cloruros de sodio y potasio; pero este procedimiento ha sido sustituido por otro análogo al que se describe anteriormente para reducción del bióxido de torio con calcio.

La producción de torio por reducción del ThF_4 con calcio, ha sido efectuada en escala de toneladas por la U. S. Atomic Energy Commission. El ThF_4 se obtiene por precipitación del oxalato de torio de una disolución de nitrato purificada, seguida de la calcinación del oxalato a óxido; éste se trata posteriormente con ácido fluorhídrico para obtener el tetrafluoruro de torio.

Además del ThF_4 y del calcio metálico, la carga utilizada en el proceso Ames contiene cloruro de cinc anhidro. Esta carga mezclada, que reacciona espontáneamente después de la ignición, produce torio metálico, fluoruro de calcio, cinc metálico y cloruro de calcio como productos de reacción primarios. La adición de cloruro de cinc anhidro desempeña tres papeles en la separación del torio de la escoria: 1.º El

cinc forma con el torio una aleación de bajo punto de fusión. 2.º El cloruro de calcio fluidifica la escoria de fluoruro de calcio, y 3.º El calor de la reacción auxiliar entre el cloruro de cinc y el calcio sirve para elevar la temperatura de la reacción.

Como consecuencia de estas tres funciones, resultado de la adición de cloruro de cinc a la carga, se alcanza una temperatura a la que funden los productos de la reacción, separándose las fases de metal y escoria, que igualmente continúan estándolo durante la solidificación.

Debido a la elevada presión de vapor del cinc a las temperaturas alcanzadas por la reacción, es necesario llevarla a cabo en un recipiente resistente y cerrado, el cual está revestido interiormente con un material refractario, que puede ser el óxido de calcio o la dolomía. Después de colocar y cubrir la carga, se dispone una tapa sobre el recipiente o bomba, que se introduce a su vez en un horno hasta que se inicia la reacción.

Cuando se han enfriado los productos de la reacción, se abre la bomba y la porción metálica denominada «biscuit» se calienta y se destila a vacío para separar el cinc, con lo cual queda una esponja de torio metálico. Una carga que contiene aproximadamente 125 Kg. de esponja y despuentes, se funde al vacío, utilizando un crisol de óxido de berilio, y se cuela por el fondo en un molde de grafito de forma apropiada para obtener el lingote.

Fusión y colada

La elevada temperatura que requiere la fusión del torio y la reactividad del metal frente a los materiales utilizados como crisoles, plantea problemas en las operaciones de fusión, por lo cual se ha investigado una gran variedad de dichos materiales.

Entre los óxidos que se han utilizado, los de aluminio, magnesio y calcio se atacan rápidamente por el torio fundido. El óxido de torio es relativamente resistente, pero impurifica la masa fundida con oxígeno, limitando, además, su uso por su escasa resistencia al choque térmico. El óxido de circonio se ataca progresivamente cuando la temperatura del crisol sobrepasa el punto de fusión del torio; por consiguiente, no puede emplearse un cilindro calentado por inducción exterior al crisol, siendo aconsejable el calentamiento inductivo directo de la carga. El óxido de berilio ha sido el más satisfactorio de los materiales ensayados en la fusión del torio; es resistente al choque térmico y posee una resistencia apropiada a elevada temperatura. Además no l

ataca el torio fundido a 1.800° C. El tantalio y el carbono impurifican la carga.

Metalurgia de polvos

En general, se puede decir que la producción de objetos de torio a partir de polvo no difiere esencialmente de los métodos utilizados para otros metales.

Parte de los procedimientos empleados para la producción de torio conducen a un metal en forma de polvo. Un método que puede emplearse para la producción de polvo de torio es el del hidruro, que supone en su primera etapa el tratamiento del metal con hidrógeno. La reacción se lleva a cabo en una cámara de acero inoxidable y consta fundamentalmente de las siguientes etapas:

1.º Formación del dihidruro ThH_2 , entre 600 y 650° C, bajo una presión de hidrógeno de una atmósfera. Durante esta etapa la carga aumenta de volumen, pero no se desmenuza para formar polvo.

2.º Formación del hidruro más elevado a temperaturas no superiores a 320° C. La temperatura óptima para esta etapa es de unos 250° C. Mientras dura esta operación la carga se exfolia y se deshace en un polvo grueso.

3.º Descomposición del hidruro más elevado en el hidruro menos elevado, mediante calentamiento a 500° C, bajo una presión de hidrógeno de una atmósfera.

4.º Descomposición del hidruro menos elevado a 700° C a baja presión.

El equipo auxiliar de la cámara de reacción lo constituye una bomba mecánica de vacío, una bomba de difusión, un indicador de vacío para bajas presiones, y un manómetro para medir presiones próximas a la atmósfera.

Tanto la formación del hidruro más alto como la del dihidruro son exotérmicas. Utilizando virutas, limaduras o esponja, la formación del hidruro es suficientemente rápida y exotérmica para llevar la carga al rojo y no tener necesidad de calentar una vez que haya comenzado la reacción. Esta empieza a ser vigorosa a unos 300 ó 400° C. En el caso de utilizar grandes trozos de metal, la reacción no es lo suficientemente rápida para mantener la temperatura óptima; el tiempo requerido para formar el hidruro más alto a 250° C se puede reducir facilitando la disipación del calor generado.

El polvo de torio obtenido por este procedimiento es relativamente grueso, pero puede desmenuzarse fácilmente hasta un tamaño de 30 mallas. Un método satisfactorio consiste en des-

menuzar el hidruro superior en atmósfera inerte, por ejemplo, con un molino de bolas, y a continuación descomponer el hidruro a metal a 700° C.

La plasticidad de las partículas obtenidas por el procedimiento del hidruro depende considerablemente de la pureza del metal original y del contenido de hidrógeno residual.

En el procedimiento mencionado anteriormente de la producción de polvo de torio por electrolisis del fluoruro en baño de sales fundidas, las principales variables que parecen afectar al número de núcleos formado y a su desarrollo subsiguiente son: la temperatura, la densidad de corriente y la composición del baño. El tamaño de los cristales depositados disminuye según aumenta la densidad de corriente y crece el contenido en impurezas del baño. Las principales impurezas del polvo metálico son generalmente, oxígeno, nitrógeno, hidrógeno y carbono.

Compatibilidad del polvo

En general, las partículas de torio de alta pureza son muy maleables, y el polvo permite fabricar fácilmente diversas formas mediante las técnicas oportunas. Wagner y Storchheim investigaron algunas propiedades relativas a la compacidad del polvo metálico producido a partir del hidruro y encontraron que la densidad de las pastillas no sinterizadas, pero prensadas en frío, aumenta linealmente con la presión hasta 10.500 atmósferas. El efecto debido al tamaño de las partículas no es importante, aunque la facilidad para fluir es menos satisfactoria en el caso de tamaños comorendidos entre 20 y 80 mallas que en el de polvos más finos. Después de sinterizados bajo argón durante hora y media y a 95 atmósferas, las piezas tienen una densidad de 11,5 g/cm³.

Elaboración del ThO_2

Debido a su carácter refractario y a su resistencia, resulta particularmente interesante el empleo del dióxido de torio, así como igualmente el de sus aleaciones y compuestos. Puede utilizarse en forma granular o en forma masiva. Los pequeños granos de óxido de torio se mezclan con otros materiales para formar elementos de tipo disperso, que posteriormente se usan como combustible en los reactores.

La mayoría de las piezas a base de ThO_2 se pueden fabricar fácilmente, mediante prensado con matrices de acero o por prensado isostático del polvo.

Los precipitados de oxalato o carbonato calcinados a 1.200° C, dan un polvo satisfactorio para la fabricación, siempre que se adicione una pequeña cantidad de óxido de calcio para favorecer la sinterización. Los productos calcinados a 900° C, dan cristales muy finos de óxido que sinterizan fácilmente a 1.700° C, sin realizar adición de ninguna clase, pero dichos productos tienen tendencia a deformarse y a fisurarse.

Como puede observarse, es interesante proseguir las investigaciones sobre la posibilidad de calcinación a las temperaturas más bajas antes indicadas, ya que aparte de las ventajas que este hecho tiene en sí, proporciona polvo de buena calidad para la sinterización, tratando de corregir por medio de adiciones adecuadas y de tratamientos oportunos la tendencia a la deformación y a la fisuración que presentan los productos obtenidos.

La sinterización de piezas a base de óxido de torio se puede llevar a cabo en el aire, gases inertes e hidrógeno. Las piezas grandes de ThO₂ puro que no estén fabricadas con material calcinado a bajas temperaturas, deben sinterizarse a temperaturas superiores a los 1.800° C con objeto de alcanzar el 90 por 100 de densidad. Los crisoles de paredes finas pueden sinterizarse hasta el 95 por 100 de densidad a una temperatura comprendida entre 1.700 y 1.800° C, utilizando polvo más grueso. La adición de 2 por 100 de óxido de calcio, permite la sinterización de piezas grandes a 1.700° C, empleando polvos más gruesos.

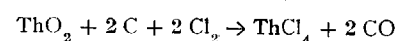
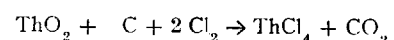
El estudio de la acción del óxido de calcio en la sinterización demuestra que el calcio entra en solución sólida en la red del ThO₂, produciendo huecos aniónicos, a consecuencia de los cuales se acelera la difusión de los iones Th⁴⁺, O²⁻ y Ca⁺⁺, teniendo lugar una sinterización más rápida.

La consideración de la velocidad de sinterización hace ver que la difusión superficial es la causa principal de la rápida densificación de las piezas compactas de ThO₂—CaO. La movilidad del ión Ca⁺⁺ sobre la superficie del ThO₂ a elevada temperatura es bastante grande, y casi inmediatamente los poros de la pieza compacta prensada se llenan. La difusión volumétrica de Ca⁺⁺, del Th⁴⁺ y del O²⁻ a través de los defectos de la estructura es mucho menos rápida que la migración sobre la superficie.

Electrolisis del cloruro de torio

En este método se procede a la cloración del óxido de torio suspendido en una masa fundida de cloruro sódico y potásico por cloro en presencia de un agente reductor. Si se utiliza carbón, la

reacción se puede expresar por las ecuaciones siguientes:



En la electrolisis se emplea un ánodo de grafito y un cátodo de molibdeno.

La temperatura está comprendida entre 700 y 800° C. El torio que se deposita sobre el cátodo lo hace en forma de dendritas, por lo cual, el área efectiva de este cátodo cambia continuamente durante la deposición.

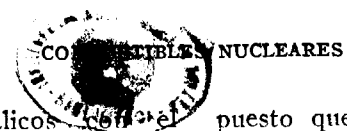
La utilización del cloruro tiene la ventaja de que produce una masa fundida soluble en agua, que puede separarse del torio metálico por lixiviación. Presenta el inconveniente de que es muy higroscópica y difícil de manejar, lo cual evita parcialmente este método, preparando y manejando el cloruro de torio, únicamente como una solución en una masa fundida no reactiva de cloruro sódico y de cloruro potásico.

Propiedades del uranio

El uranio masivo en estado puro es un metal denso, de color blanco o blanco-grisáceo, con un brillo bien perceptible en preparaciones recientes, pero que desaparece por exposición al aire, debido a la formación de una película adherente de óxido. A causa de esta rápida reacción con el oxígeno, el metal, finamente dividido, es pirofórico. El tratamiento del uranio a elevadas temperaturas se debe efectuar en atmósfera inerte o en vacío. Afortunadamente, la presión de vapor para temperaturas próximas al punto de fusión es relativamente baja, permitiendo un vacío elevado durante esta fusión, la separación de impurezas volátiles.

Entre la temperatura ambiente y el punto de fusión (1.133° C), presenta el uranio tres formas alotrópicas, lo cual tiene mucha importancia en el tratamiento y comportamiento del combustible a las temperaturas que existen en los reactores. La fase alfa es ortorrómbica, con una densidad de 19 g/cm³; es blanda y dúctil, a la vez que estable hasta 662° C. La fase beta es tetragonal, con una densidad de 18,11 g/cm³; es dura y quebradiza, siendo estable entre 662 y 772° C. Por último, la fase gamma es cúbica, de caras centradas, y posee una densidad de 18,06 g/cm³; es muy blanda y presenta estabilidad entre 772° C y el punto de fusión.

El uranio es un metal muy reactivo. Reacciona con todos los elementos no metálicos y forma

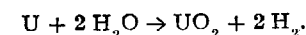


numerosos compuestos intermetálicos: mercurio, estaño, cobre, plomo, aluminio, bismuto, hierro, níquel, manganeso, cobalto, cinc y berilio. El carácter químico general del uranio es el de un agente fuertemente reductor, en especial en disoluciones acuosas.

Con el oxígeno entre 700 y 1.000° C arde en pequeñas partículas brillantes con emisión de luz blanca, según la reacción $3\text{U} + 4\text{O}_2 \rightarrow \text{U}_3\text{O}_8$. Si existe poca presión parcial de oxígeno, se forma una pequeña capa de monóxido.

A la temperatura ambiente, el metal se oxida lentamente con formación de una película amarillo-oro, que se torna primero oscura y después negra, a los tres o cuatro días. A 125° C se oxida con rapidez moderada. Cuando se quema en el aire arde sin llama y se oxida por completo durante una hora, si la temperatura está comprendida entre 700 y 1.000° C.

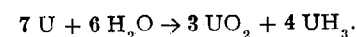
El agua hirviendo ataca lentamente al uranio, según la reacción



El hidrógeno acelera la corrosión del metal con la formación de hidruro. En agua destilada la reacción es menor que con agua saturada de hidrógeno.

El vapor de agua reacciona con el uranio entre 150 y 250° C. Existen diferentes opiniones sobre los productos que se forman en esta reacción; algunos investigadores americanos postulan la que se indica a continuación:

250° C



Entre 600 y 700° C se forman exclusivamente UO₂ e hidrógeno. Ciertos investigadores ingleses, que han estudiado la cuestión, opinan que el principal producto de la reacción por encima de los 300° C es el U₃O₈.

Reacciona con el ácido fluorhídrico anhidro a elevadas temperaturas, con formación de tetrafluoruro de uranio.

El F₂U, que se origina por la acción del F₂ sobre el F₄U, es el compuesto más volátil.

El monóxido y el dióxido de carbono reaccionan de una manera completa con el uranio a 750° C, con formación de carburo. El silicio forma aleaciones con el uranio cuando ambos se funden juntos en forma de polvo. Con el nitrógeno reacciona lentamente a 450° C a la presión atmosférica, siendo la reacción rápida a 700° C.

Es atacado con rapidez por el ácido clorhídrico concentrado, siendo la reacción compleja,

puesto que parte del metal se convierte en un material insoluble negro, que es probablemente un óxido hidratado de uranio y que disminuye cuando se añade un exceso de ácido. Se facilita la disolución cuando se añaden oxidantes, ya que entonces pasa el uranio al estado hexavalente.

Se disuelve con rapidez moderada en ácido nítrico concentrado o diluido con formación de nitrato de uranio.

El ácido sulfúrico diluido no ataca al uranio; si está concentrado y caliente, se produce una reacción lenta con formación de sulfato ácido, anhídrido sulfuroso, azufre, sulfuro de hidrógeno y otros productos, disolviéndolo por completo si se añaden agentes oxidantes.

Propiedades de sus óxidos

El monóxido UO es de color gris, tiene brillo metálico y es quebradizo. Es más volátil que el UO₂.

El dióxido UO₂ tiene una densidad comprendida entre 10 y 11, que depende de la temperatura y de la forma en que haya sido preparado. Su punto de fusión es de 2.176° C y su color varía entre marrón y negro.

El óxido U₃O₈ tiene un color variable entre el verde y el negro. Es paramagnético y semiconductor. Su densidad es de 8,39.

El trióxido UO₃ es generalmente amarillo y paramagnético; a la temperatura ambiente no conduce la electricidad. Forma uranatos como el UO₄Na₂ y diuranatos con el Na₂O₇U₂ y el (NH₄)₂O₇U₂.

Debido al diagrama de fase uranio-oxígeno, en el óxido UO_x, X toma los valores comprendidos entre 1.992 y 3.069. En la práctica el uranio se presenta fundamentalmente como tetravalente, que es muy insoluble, o como hexavalente, fácilmente soluble.

Propiedades del torio

El torio es un metal menos denso y más blando que el uranio. En superficies recientemente preparadas tiene brillo metálico de aspecto parecido a la plata, que se empaña expuesto a la atmósfera, debido a la formación de una capa de óxido. Finalmente dividido es pirofórico, por lo cual hay que tomar las debidas precauciones cuando se le funde o maquina.

El torio funde a 1.842° C, presentando dos estados alotrópicos. Desde la temperatura ambiente hasta 1.400° C, la estructura cristalina es cúbica cen-

trada en las caras, y desde la última temperatura hasta el punto de fusión es cúbica centrada.

Se disuelve rápidamente en ácido clorhídrico concentrado, agua regia o ácido nítrico con pequeñas cantidades de HF.

PRODUCCIÓN DE PLUTONIO

La producción de plutonio-239 comienza con la entrada en funcionamiento de los reactores con cualquier clase de combustible que contenga uranio-238. Como existen diferentes modelos de reactores con distintas clases de combustibles, es evidente que, tanto las condiciones nucleares como las características metalúrgicas del entorno dentro del cual se origina el plutonio varían considerablemente. Estas consideraciones afectan, tanto a las cualidades nucleares del plutonio resultante como a los detalles del proceso de separación del plutonio del combustible irradiado.

Contenido isotópico

La producción plutonio-239 comienza con la entrada en funcionamiento de los reactores nuclear es realmente una mezcla de aquellos en la que el porcentaje de cada isótopo es función del período de irradiación, de la temperatura, del espectro energético, del flujo de neutrones, de la proporción isotópica del material de partida y de los períodos de semidesintegración de los isótopos que se producen. Durante períodos cortos de irradiación se forma plutonio-239 relativamente puro. La sección eficaz de captura de neutrones térmicos del plutonio-239, es aproximadamente de 300 barnios, que es ligeramente inferior a la mitad de la sección eficaz de fisión. Por otra parte, la relación de captura a fisión para los neutrones en el plutonio-239 para las energías de resonancia, es también elevada. Por consiguiente, cuando un elemento combustible que contiene uranio-238 o plutonio-239, se somete a una exposición prolongada en un reactor térmico se origina una cantidad apreciable de plutonio-240. La relación de captura a fisión para los neutrones térmicos del plutonio-240 es muy elevada, y por ello, este isótopo, a su vez, se convierte en plutonio-241 y en isótopo más elevados por sucesivas capturas neutrónicas. En un reactor rápido, todos los isótopos de mayor número másico son escindibles. Sin embargo, la dependencia de la distribución de la energía del flujo de neutrones significa que tiene lugar una producción considerable de los isótopos más altos, especialmente en la región de la envoltura,

donde la energía media de los neutrones es más baja que en el núcleo.

Con el grado de quemado reducido, que normalmente se alcanza en los reactores térmicos la proporción isotópica del plutonio producido puede estimarse, aproximadamente, en el 95 por 100 de plutonio-239, 5 por 100 de plutonio-240, 0,3 por 100 de plutonio-241, con cantidades despreciables de plutonio-242. aparte de estos isótopos del plutonio, se forman elementos de número másico comprendido entre 232 y 238, mediante reacciones en las que intervienen el uranio-235 y el neptunio.

Separación del plutonio

Los primeros reactores que entraron en funcionamiento, el ORNI, X-10, los de Hanford los del proyecto Savannah River, fueron proyectados para producir plutonio de calidad adecuada para su utilización en fines militares. Estos reactores emplearon como combustible uranio natural con vaina de aluminio. Se desarrollaron métodos de separación por vía húmeda para eliminar el aluminio de la cubierta, disolución del uranio y la separación del uranio del plutonio y de los productos de fisión acompañantes. El plutonio se obtenía en estos procesos en forma de su óxido, que posteriormente se reducía a metal, por métodos convencionales. Con el desarrollo posterior de los reactores para la propulsión nuclear y para la producción de energía eléctrica, el problema de la separación del plutonio se complica por factores, tales como el uso de combustibles enriquecidos, la alación del uranio con elementos, tales como el molibdeno y circonio para conseguir la dilución del combustible, o que éste adquiriera mejores propiedades mecánicas, y por el uso de materiales de las vainas diferentes que el aluminio, tales como el circonio, el acero inoxidable y otros.

Con los grados de quemado que normalmente se alcanzan, el plutonio producido y los productos de fisión que deben de separarse del combustible, representan solamente una pequeña fracción de éste. La fisión de un gramo de uranio va acompañada por la liberación de 1 MW de energía y la producción de un gramo de productos de fisión aproximadamente. Así, un reactor cargado con 50 toneladas de uranio natural que funcionase durante un año, a un nivel de 28 MW, se producirían unos 12 kilogramos de productos de fisión. Análogamente y en el supuesto de una relación de conversión igual a uno, cada núcleo de uranio-235 que se escinde se reemplaza por otro de plutonio-239 y la cantidad de este último elemento formado sería tam-

bién de unos 12 kilogramos. La composición del combustible irradiado sería, pues, uranio (todos sus isótopos), 99,954 por 100; plutonio-239, 0,023 por 100, y productos de fisión, 0,023 por 100.

El grado de quemado que se puede alcanzar en un elemento combustible viene limitado por uno o varios de los siguientes factores: a) Pérdida de reactividad por el consumo de material fisionable o por el veneno que supone la acumulación de los productos de fisión. b) Irradiación permisible para limitar la producción de los isótopos del plutonio de número másico elevado, y c) Crecimiento y distorsión o rotura del elemento combustible, debido a los efectos perniciosos productos por la irradiación. En un reactor de uranio natural al que se le hace funcionar específicamente para la producción de plutonio-239, este grado de quemado límite es del orden de magnitud del 0,1 por 100. En consecuencia, el plutonio producido constituye solamente una fracción muy pequeña del combustible, y su recuperación requiere un proceso mediante el cual estas pequeñas cantidades se separan del elemento combustible matriz. También hay que separar los productos de fisión, reduciéndolos por un factor comprendido entre 16⁶ y 10⁸ para que el plutonio resultante pueda manipularse sin blindaje.

En el caso de los reactores de potencia, se han construido hasta la fecha diferentes tipos, especialmente de reactores térmicos y algunos, aunque pocos, prototipos rápidos que se encuentran en distintas fases de proyecto y desarrollo. Los factores económicos correspondientes a un determinado tipo de reactor de potencia, vienen afectados no solamente por el propio reactor, en sí, sino también por el método del tratamiento del combustible irradiado para la recuperación del plutonio. Puesto que los ciclos del combustible pueden diferir ampliamente, muchos de los problemas que incluye el reprocesamiento del plutonio son específicos de cada sistema, y por ello, no vamos a considerarlos aquí. En general, el objetivo que persigue el proyectista del reactor es disminuir al máximo el inventario de combustible y los costos de fabricación y del tratamiento del combustible irradiado, mediante la consecución de grados de quemado elevados. Así, por ejemplo, en el reactor rápido *Enrico Fermi*, de la Power Reactor Development Co., el fin que se trata de conseguir es un grado de quemado superior al 1 por 100 en el núcleo (del 5 al 6 por 100, últimamente). Sin embargo, en un reactor como éste, la mayor parte del plutonio se produce en la envuelta fértil que rodea al núcleo, y aquélla puede tratarse según lo aconsejen las

consideraciones económicas o el contenido isotópico del plutonio producido.

El uso eventual del plutonio como combustible para los reactores rápidos puede realizarse mediante ciclos de tratamientos que difieren mucho de los procedimientos normales por vía acuosa, que son los que normalmente se han usado para recuperar el plutonio para su empleo con fines militares. Como se ha indicado anteriormente, los isótopos del plutonio de número másico más elevado, son escindibles en un reactor rápido. Por consiguiente, cuando el plutonio se va a emplear con este fin, el material fértil, uranio-238, se puede irradiar para obtener grados de quemado más elevado para que la concentración de los isótopos del plutonio alcance el equilibrio.

Para la fabricación y manejo de combustibles altamente radiactivos, es preciso utilizar técnicas de mando y por esto, el elevado grado de descontaminación que se alcanza en los métodos químicos acuosos, puede no ser necesario. Se han efectuado progresos en las técnicas pirometalúrgicas, en las cuales el material fértil y los materiales escindibles se manejan con metales fundidos. De esta forma se puede evitar el volumen elevado que es necesario manipular en los procesos químicos acuosos y la necesidad de convertir los compuestos de plutonio a metal. En especial, la posibilidad de las técnicas pirometalúrgicas ha sido puesta de manifiesto en el reactor «EBR-2», que es un prototipo de una planta nuclear integral en la que están instalados una planta de combustible irradiado por métodos pirometalúrgicos y dispositivos de mando a distancia.

Los principales métodos de separación ya desarrollados o en período de investigación para el tratamiento de combustibles irradiados, son los siguientes: a) Extracción con disolventes orgánicos. b) Precipitación. c) Intercambio iónico. d) Destilación fraccionada, y e) Pirometalurgia.

De todos los métodos antes mencionados, los más desarrollados son los de extracción con disolventes orgánicos (Redox y Purex).

La primera etapa en la recuperación del plutonio del combustible irradiado es el «enfriamiento» de éste en piscinas de agua durante un período que oscila entre dos y cuatro meses. Este período es necesario por tres razones: 1) Permitir el decaimiento de la radiactividad de los productos de fisión (especialmente del xenon-133 y del yodo-131). 2) Dar tiempo para que el uranio-237, formado por captura parásita del uranio-235, se transforme en neptunio-237, y 3) Conseguir que transcurra un tiempo suficiente para la transformación del neptunio-239 en plutonio-239 para una mayor eficacia en la extracción de éste.

Después del período de enfriamiento, la cubierta se separa del elemento combustible. En el caso del aluminio, esto se consigue mediante disolución en hidróxido sódico, para el magnox en ácido nítrico, para el circoloy en ácido fluorhídrico, y para el acero inoxidable en ácidos sulfúrico o clorhídrico.

El próximo paso consiste en disolver el combustible en ácido nítrico para formar una disolución de nitratos (que contenga el uranio, el plutonio y los productos de fisión. Las técnicas de la extracción con disolventes orgánicos para separar aquellos componentes en disolución acuosa, dependen de las diferencias de solubilidad de dichos componentes en el líquido orgánico, una de cuyas propiedades esenciales es de ser inmiscible en agua.

En el método Purex, la disolución de alimentación que contiene los nitratos de uranio y plutonio al estado tetravalente, es extraída por el disolvente para separarlos de la masa principal de los productos de fisión. El disolvente orgánico es el fosfato de tributilo (FTB) con keroseno como portador. La extracción se lleva a cabo en columnas con relleno, columnas pulsadas o unidades mezcladoras-sedimentadoras. El fosfato de tributilo que contiene el uranio y el plutonio, se pone luego en contacto en una segunda columna con una solución de ácido nítrico diluido a la vez que se utiliza un reductor (sulfamato ferroso), con lo que el plutonio se convierte al estado trivalente y pasa de la fase orgánica a la disolución acuosa. El disolvente orgánico que contiene el uranio, pasa a una tercera columna donde el uranio se extrae con agua débilmente acidificada. Se consigue una mayor purificación del plutonio, oxidándolo de nuevo al estado tetravalente y extrayéndole de nuevo con fosfato de tributilo. De manera similar el uranio pasa también a un segundo ciclo purificador.

El proceso Redox es otro método continuo de purificación con disolventes orgánicos que se ha utilizado durante varios años. Prácticamente cumple el mismo cometido que el proceso Purex y tiene análogas etapas, pero difiere en el disolvente orgánico y en el agente salino empleados. El proceso Redox utiliza la hexona (metilisobutilcetona) como disolvente, y el nitrato de aluminio como agente salino. La oxidación y la reducción del plutonio se consiguen mediante dicromato sódico y sulfamato ferroso, respectivamente.

Reducción del plutonio a metal

El producto final purificado que contiene el plutonio, tanto en el método Purex como en el método Redox, es una disolución nítrica de nitrato de plutonio. En los métodos que se han desarrollado para convertir los compuestos de plutonio en plutonio metal, se pueden considerar las etapas siguientes:

- 1) Preparación de una disolución de plutonio con una composición conveniente para su utilización posterior.
- 2) Precipitación de un haluro de plutonio, por ejemplo el PuF₃, o de un compuesto que se pueda transformar mediante tratamiento químico por vía seca en un haluro.
- 3) Secado del haluro precipitado.
- 4) Reducción del haluro de plutonio por medio de un metal más electropositivo, en un recipiente herméticamente cerrado.

La disolución de partida se concentra primero hasta un contenido comprendido entre 10 y 100 gramos de plutonio por litro, con el fin de evitar pérdidas significativas por precipitación y que las dimensiones del equipo de tratamiento sean las mismas. Esto puede conseguirse por cual-

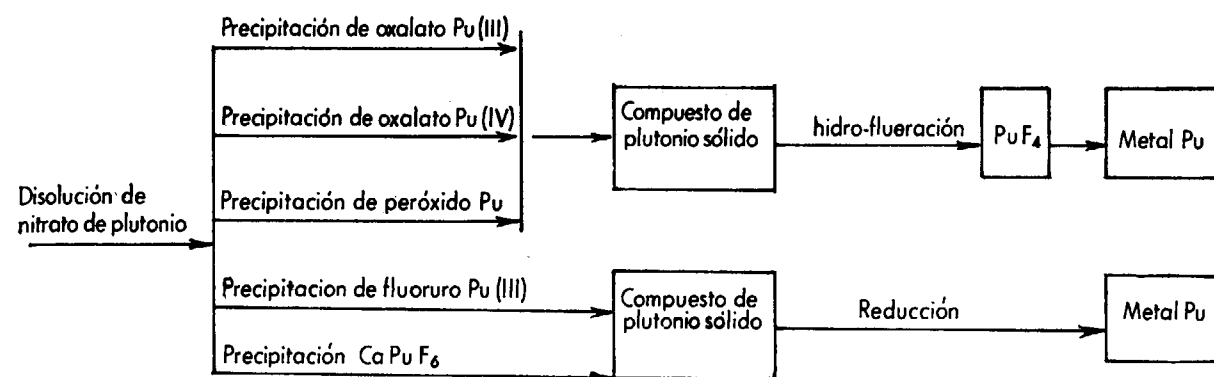


Fig. 22.

quiera de los procedimientos habituales, tales como evaporación, resinas de intercambios o extracción con disolventes orgánicos.

Como se indica esquemáticamente en la figura 22, el plutonio metálico se puede obtener de la disolución concentrada, por precipitación del F₃Pu o del F₆PuCa, que se reducen directamente a metal, o bien por precipitación del oxalato de plutonio trivalente o tetravalente, o del PuO₂, el cual se transforma en F₄Pu antes de la reducción. La elección de un determinado proceso depende de la pureza de la solución de partida, de la facilidad con la que el plutonio se puede recuperar de los líquidos, de los factores de descontaminación que se desean obtener, y del equipo que se precise para la aplicación del método.

La producción de plutonio metálico se lleva a cabo normalmente mediante la reducción F₄Pu, según se indica en la figura 23.

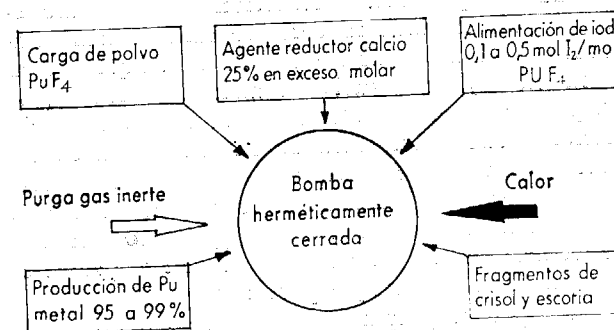


Fig. 23.

No obstante, el metal se puede preparar también por la reducción de otros haluros de plutonio con un metal alcalino o alcalino térreo. En la tabla núm. 24 se indican algunas reacciones que son termodinámicamente posibles.

REACCIÓN	Δ H a 291° K kcal/mol Pu	Punto de fusión de la escoria
$PuF_4 + 4 Li \rightarrow Pu + 4 LiF$	-159	870
$PuF_4 + 2 Ca \rightarrow Pu + 2 CaF_2$	-149,5	1330
$PuF_3 + 3/2 Ca \rightarrow Pu + 3/2 CaF_2$	-54,8	1330
$PuCl_3 + 3/2 Ca \rightarrow Pu + 3/2 CaCl_2$	-56,0	772
$PuBr_3 + 3/2 Ca \rightarrow Pu + 3/2 CaBr_2$	-55,5	765
$PuI_3 + 3/2 Ca \rightarrow Pu + 3/2 CaI_2$	-59,9	575

Fig. 24.

La reducción con calcio del tetrafluoruro de plutonio, es la reacción más empleada, a causa, principalmente, de que este compuesto no es higroscópico y porque el calcio es más fácil de manejar que el litio. El yoduro, el bromuro y el cloruro de plutonio son muy higroscópicos y debe tenerse gran cuidado para evitar la presencia de humedad antes de la operación de reducción.

La reducción del F₄Pu se lleva a cabo en un recipiente a presión recubierto interiormente con material refractario y calentado mediante inducción o resistencia, para resistir una presión de 28 Kg/cm², y temperaturas hasta de 1.600° C. El reductor que es calcio metálico, se añade en una cantidad de 125 por 100 sobre la estequiometría de la reacción y temperaturas superiores a 600° C. El crisol es de fluoruro de calcio. Para facilitar la separación del plutonio de la escoria, se añaden cantidades equivalentes de yodo y calcio. La relación más conveniente de yodo a tetrafluoruro de plutonio es función de la cantidad de la carga que va a ser reducida. Con este método se pueden alcanzar rendimientos superiores al 99 por 100.

La pureza normal del plutonio es del 99,87 por 100. Las impurezas pueden alcanzar a 500 p. p. m. de hierro, 400 p. p. m. de carbono, 200 p. p. m. de cromo, 200 p. p. m. de níquel, 100 p. p. m. de antimonio, y 100 p. p. m. de silicio. Con técnicas suficientemente finas se puede obtener metal de una pureza del 99,97 por 100 mediante: a) Purificación de la alimentación por dos precipitaciones sucesivas del peróxido; b) purificación de todos los reactivos; c) empleo de calcio doblemente destilado para la reducción, y d) utilización de crisoles de óxido de calcio de alta pureza.

Propiedades del plutonio

El plutonio es un metal con densidad próxima a la del uranio. En superficies recientemente preparadas tiene brillo metálico, que se empaña por exposición al aire.

Presenta seis estados alotrópicos, que son los siguientes: la fase alfa, estable entre la temperatura ambiente y los 125° C, con estructura cristalina monoclinica; la fase beta, estable entre 125° C y 213° C, de estructura compleja; la fase gamma, estable entre 213° C, y 314° C, que es ortorrómbica; la fase delta, estable entre 314° C, con estructura cúbica centrada en las caras; la fase delta prima, estable entre 464° C y 485° C, que es tetragonal, y por último, la fase epsilon, estable entre 485° C y el punto de fusión, que es aproximadamente, 640° C y es cúbica centrada.

La fase alfa estable a la temperatura ambiente, fue considerada durante algún tiempo como isomorfa con la fase alfa del uranio, pero estudios posteriores hicieron que se desestimase esta hipótesis.

Las fases delta y delta prima tienen el coeficiente de expansión térmica negativo, propiedad hasta la fecha única entre los metales.

La resistividad eléctrica, que tiene un valor de 145×10^{-6} ohm/cm, para la fase alfa y, aproximadamente de 105 a 110×10^{-6} ohm/cm, las cinco fases restantes, es más elevada que para cualquier otro elemento metálico, lo cual sugiere que la conductividad térmica del plutonio es, con toda probabilidad, relativamente baja.

Otro hecho que conviene hacer notar es que para cualquier fase se comportan de manera arbitraria el coeficiente de expansión térmica y el coeficiente de temperatura en la resistividad eléctrica. Así para las fases alfa, beta, gamma y épsilon, el primero es positivo, lo cual es normal, pero, en cambio, el último es negativo. Por el contrario, para las fases delta y delta prima, la resistencia eléctrica se incrementa con la temperatura, lo cual es corriente, pero entonces el coeficiente de expansión térmica es negativo.

Debido al elevado número de estados alotrópicos que posee el plutonio, su metalurgia es complicada. Hasta la fecha su aplicación fundamental ha sido para fines militares, pero a partir del año 1956 se ha comenzado a estudiar la posibilidad de emplearlo como combustible en los reactores, con el fin de poder determinar su comportamiento y particularidades cuando se le utiliza en tales casos. De su utilización en los reactores rápidos depende el futuro de la energía nuclear.

El plutonio que existe en la actualidad es de procedencia nuclear y su producción se basa, como hemos indicado antes, en la absorción de un neutrón por el uranio-²³⁸, que de esta forma pasa a uranio-²³⁹ con emisión de una partícula beta, y este último, a su vez, después de un período de dos o tres días, pasa finalmente a plutonio-²³⁹, que es un material escindible, lo mismo que el uranio-²³³ y el uranio-²³⁵.

El plutonio-²³⁹ que es radiactivo, con un período de semidesintegración de 24.360 años, se transforma por emisión alfa en uranio-²³⁵. Emite también reacción gamma muy débil. Además, en el reactor se producen otros isótopos de plutonio, como son: el plutonio-²⁴⁰, emisor alfa y gamma, con pequeña sección eficaz de fisión y bastante elevada de captura y período de 6.600 años; el plutonio-²⁴¹, que emite radiación alfa, beta y gamma, con una sección eficaz de fisión muy alta y reducida, sección de absorción

y semiperíodo de trece años; el plutonio-²⁴², emisor alfa, de muy reducida sección de captura y semiperíodo aproximado de 9×10^5 años, y el plutonio-²⁴³, que emite radiaciones beta y gamma, con una sección de captura pequeña y un semiperíodo de 4,98 horas. Aparte de los citados cabe considerar, aunque sin importancia, el plutonio-²³⁸, originado a partir del uranio-²³⁸, mediante la reacción (n,2n), con un semiperíodo de 89,59 años. La producción de isótopos de plutonio en un reactor U-²³⁵-U-²³⁸ depende del tiempo de irradiación, del flujo de neutrones, de la relación de conversión y del enriquecimiento, según se ha mencionado más arriba.

El plutonio-²⁴³ prácticamente no se presenta en el combustible irradiado después de períodos superiores a un día.

El plutonio se oxida fácilmente en presencia de aire húmedo a temperaturas elevadas. En forma masiva es relativamente inerte a la oxidación atmosférica a la temperatura ambiente. Finamente dividido es pirofórico. Reacciona con los alógenos a temperaturas moderadas para formar trihaluros. Es muy soluble en HCl a cualquier concentración y se disuelve también en HClO₄ al 72 por 100, en H₃PO₄ al 85 por 100, y en ácido tricloroacético concentrado. El ácido nítrico no ataca al plutonio masivo en un período de varias horas; reacciona lentamente con ácido sulfúrico de concentraciones moderadas, pero con H₂SO₄ concentrado se forma una cubierta protectora, que resiste al ataque posterior.

El F₄Pu se prepara por la acción del HF sobre PuO₂ a elevadas temperaturas, y se reduce a F₃Pu por el hidrógeno. El F₆Pu se puede obtener mediante reacción entre el F₄Pu y el fluor a altas temperaturas. El F₆Pu se descompone a la temperatura ambiente de una forma lenta en F₄Pu y fluor, por la acción de las partículas alfa emitidas por el plutonio. A temperaturas de cerca de 280° C y superiores, el F₆Pu se descompone rápidamente en F₄Pu y fluor. El F₆Pu se reduce fácilmente a F₄Pu en contacto con F₂, Br.

Forma sales en disolución acuosa con las siguientes valencias:

Valencia	Iones
3	Pu ³⁺
4	Pu ⁴⁺
5	PuO ₂ ⁺
6	PuO ₂ ⁺⁺

Los nitratos, cloruros, percloratos y sulfatos de todos los iones arriba indicados son muy solubles en agua.

Los agentes reductores tales como el ión ferroso o la hidroxilamina, reducen el plutonio al estado trivalente. Los agentes fuertemente oxidantes, como los iones dicromato o permanganato, en caliente y en disoluciones ácidas, le oxidan al estado hexavalente, plutonio.

Las sales de plutonio trivalente son similares a las tierras raras. El hidróxido, fluoruro, oxalato y fosfato son insolubles. Forma sulfatos dobles con los álcalis. Las disoluciones de plutonio tetravalente son análogas a las de cerio y uranio de la misma valencia. El fluoruro F₄Pu, el fluoruro doble de potasio F₆PuK₂, el iodato Pu(IO₃)₄ y el fosfato Pu₃(PO₄)₄ son insolubles. El exceso de hidróxido soluble precipita como Pu(OH)₄, el cual pasa fácilmente a óxido PuO₂, por calentamiento. Cuando se añade peróxido de hidrógeno a disoluciones ácidas de Pu³⁺, Pu⁴⁺, PuO₂⁺ y PuO₂⁺⁺, se precipita un peróxido de plutonio (4+).

El plutonio tetravalente forma quelatos con el tenoil-trifluoroacetona, los cuales pueden extraerse de una disolución acuosa en benceno. El nitrato de plutonio tetravalente es la forma que se extrae más fácilmente por el fosfato de tributilo.

El plutonio pentavalente tiene sólo una estabilidad limitada en disolución acuosa. Para un pH superior a 1 se hidroliza, y para valores inferiores se descompone en PuO₂⁺⁺ o Pu³⁺.

El plutonio hexavalente PuO₂⁺⁺ en disolución ácida es un agente oxidante más enérgico que el UO₂⁺⁺. Los dos iones también difieren en que las solubilidades del plutonio son mayores que las de los compuestos de uranio correspondientes.

En otros muchos aspectos los dos iones tienen un comportamiento similar. El nitrato de plutonio es muy soluble en agua y puede ser extraído por la metilisobutilcetona y otros disolventes orgánicos oxigenados. Los hidróxidos solubles precipitan plutonatos tales como el Na₂PuO₄, que se disuelven en carbonato sódico en forma de carbonatos complejos. El fosfato de plutonio, el arseniato y el acetato doble de sodio NaPuO₂(CH₃CO₂)₂ son relativamente insolubles.

Toxicidad del plutonio

El plutonio es una de las sustancias más tóxicas conocidas. Al igual que el radio, tiende a localizarse en la médula de los huesos, donde cantidades del orden de 1 µg, pueden producir la muerte por leucemia.

El plutonio puede penetrar en el cuerpo por tres caminos diferentes:

1.º Inhalación y absorción a través de los pulmones.

2.º Ingestión y absorción por el tubo digestivo.

3.º Absorción a través de la piel.

De todos ellos, la inhalación es el más importante. Las investigaciones efectuadas indican que para los compuestos solubles de plutonio-²³⁹, cerca del 100 por 100 de la cantidad inhalada es retenida. La vida media de los compuestos insolubles en los pulmones es de unos doscientos días. Las lesiones que se producen en la piel por el contacto con objetos contaminados con plutonio han de ser atendidas con prontitud. Los guantes que normalmente se emplean son de neopreno, con un espesor de 0,5 mm.

Todos los materiales que contengan plutonio han de ser manejados por mando a distancia.

FABRICACIÓN DE ELEMENTOS COMBUSTIBLES PARA LOS REACTORES

La fabricación constituye un capítulo muy importante, dentro de la energía nuclear, ya que el precio del elemento combustible influye de manera decisiva en el costo de la energía producida.

La variedad de elementos combustibles que se pueden utilizar es grande, razón por la cual es imposible que los tratemos todos en este lugar. Únicamente nos referiremos a los que más se han empleado hasta la fecha, y a los tipos de más porvenir en el futuro.

Consideraciones previas

Antes de continuar con el tema vamos a hacer algunas consideraciones generales que explican las directrices que actualmente se siguen.

El elemento combustible en sus distintas formas consta, esencialmente, del material combustible propiamente dicho, y de una envoltura metálica. Esta última tiene por objeto el evitar el ataque del refrigerante al uranio, que como ya se ha indicado, es un reactivo, y también el impedir que los productos de fisión, algunos de los cuales son gaseosos, salgan al exterior.

Así, pues, hay que considerar conjuntamente el comportamiento de ambas partes, en los dos ciclos a que está sometido todo elemento combustible, el térmico y el de la irradiación. En primer lugar, nos encontramos con que a diferencia de lo que ocurre en todos los procesos conocidos hasta la fecha, en los cuales los distintos materiales reciben el calor por su exterior, en el reactor nuclear, este calor se produce en el interior del elemento combustible, transmitiéndose

a través de él al medio ambiente (fig. 25), lo que crea una situación especial para dicho elemento.

A estos hay que añadir todos los fenómenos que tienen lugar como consecuencia de la irradiación

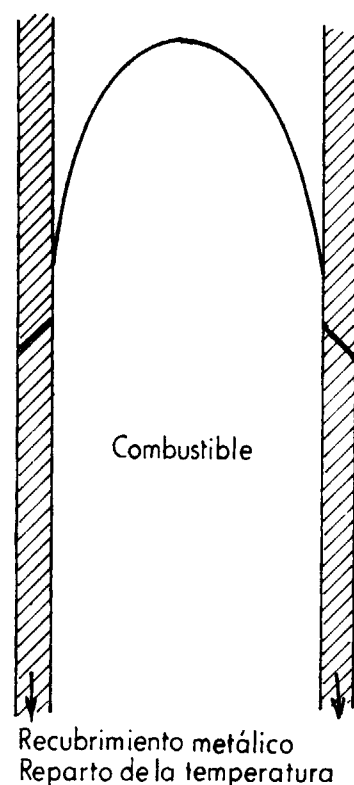


Fig. 25.

que soportan los materiales en el interior del reactor, y que son los siguientes:

a) Nudos vacantes que se crean por choques de los neutrones de gran energía y de los fragmentos de fisión con los átomos de la red. En muchos casos la energía de estos choques es suficiente para que el átomo desplazado cree otros vacíos.

b) Átomos intersticiales, que son aquellos que quedan fuera de su posición de equilibrio, como resultado de los choques anteriores.

c) Átomos extraños, que se introducen en la red y que proceden de fragmentos de fisión o de captura de un neutrón por un núcleo.

d) Efectos de ionización, consecuencia del paso de partículas cargadas a través de la red del material.

e) Espiga térmica, debida a los choques sucesivos antes mencionados.

Todos los fenómenos citados varían sustancialmente las propiedades mecánicas del cuerpo, razón

por la cual hay que estudiar los distintos materiales bajo este nuevo efecto.

Así se tiene que el cobre, el níquel y el acero inoxidable 18/8 aumentan notablemente su dureza y acritud con la irradiación, pero sin que pueda deducirse ninguna correlación, en tanto que al aluminio le ocurre lo contrario. Estos efectos pueden variarse, en parte, con la adición de elementos o tratamientos térmicos. En el caso del berilio, sus propiedades mecánicas y dimensionales dependen de la temperatura y de las dosis de radiación.

En el caso del uranio, a los efectos indicados anteriormente, hay que añadir su manifiesta anisotropía, que da origen a grandes deformaciones al ser sometido el metal a la irradiación y al ciclado térmico. Como se estudia al tratar de las propiedades de este elemento, los cristales tienden a alargarse en la dirección 010 y a contraerse en la 100, llegando a alcanzar en la primera de ellas entre 100 y 200° C hasta un 50 por 100 de cambio de longitud con un grado de quemado de 0,1 por 100 del total de sus átomos.

Estos efectos se aminoran con un tamaño de grano fino distribuido al azar.

Para ello, se requieren algunos tratamientos térmicos facilitados por elementos de adición, que normalmente requerirán enriquecer el uranio si se añaden en cantidades apreciables, por poseer secciones eficaces de captura que trastornan el balance neutrónico. Para el uranio natural, las dosis de estos elementos han de ser, pues, muy pequeñas.

Las envueltas metálicas del elemento combustible deben cumplir determinadas condiciones, entre las que se encuentran el tener una baja sección eficaz de captura para los neutrones, y poseer suficiente resistencia mecánica para soportar los esfuerzos que han de sufrir durante su funcionamiento en el reactor, así como permitir su mecanización y su soldadura, tener buena conductividad térmica, punto de fusión superior al de funcionamiento, y límite de fluencia a la temperatura correspondiente, que no comprometa la seguridad de la barra. Hay que considerar, asimismo, los coeficientes de dilatación entre los dos componentes del elemento combustible y el que se pueda introducir una cierta actividad por el bombardeo de neutrones.

Por último, hay que tener en cuenta el comportamiento químico del recubrimiento metálico, tanto en relación con el medio exterior como con el material combustible que envuelve. En el primer caso tendremos una corrosión influenciada por la temperatura y la irradiación, y en el segundo, un fenómeno de afinidad química, que puede dar lugar a difusiones y a formación de

compuestos de menor densidad, con la posibilidad de rotura del elemento.

Todas las consideraciones anteriores han regido la elección de los materiales de las envueltas, que son ciertamente un número muy limitado.

El aluminio fue uno de los primeros utilizados por su buena resistencia a la corrosión, su baja absorción de neutrones y su fácil adquisición, mecanización y soldabilidad, pero con el inconveniente de formar diversos compuestos intermetálicos. Por lo cual es preciso situar una barrera antidifusora. Su comportamiento es bueno hasta 150° C en reactores refrigerados con agua, y hasta 400° C en reactores refrigerados con líquido orgánico.

Especial atención merece el S. A. P., que es aluminio con un pequeño tanto por ciento de Al_2O_3 , que tiene una mayor resistencia a elevadas temperaturas que el metal.

Las aleaciones de magnesio se utilizan para los reactores refrigerados con anhídrido carbónico y no reacciona con el uranio a las temperaturas que se alcanzan en los mismos. Después de diversas investigaciones se ha adoptado el tipo Magnox, a base de berilio (0,05 por 100) y aluminio (menos del 1 por 100) o circonio. Aparte de la ventaja mencionada, tiene buena resistencia a la corrosión por el C_2 y una menor sección eficaz de captura de neutrones que el aluminio. La aleación con Zr presenta la dificultad de la difusión del Pu. Se estudian barreras antidifusoras.

El acero inoxidable presenta buena resistencia a la corrosión en agua caliente, metales líquidos y gases refrigerantes calientes. Sin embargo, tiene una elevada sección eficaz de captura para los neutrones, por lo cual es preciso disminuir el espesor de la envuelta metálica hasta límites muy bajos (0,1 mm.) o, de lo contrario, aumentar el enriquecimiento del combustible.

El circonio se emplea como material de recubrimiento en los reactores refrigerados con agua, especialmente en aquellos casos en los que la temperatura del refrigerante es superior a 150°. Una característica de este material es que su resistencia a la corrosión disminuye marcadamente si tiene como impurezas hidrógeno, oxígeno, nitrógeno y carbono, efecto que se reduce aleándolo. Su aleaciones más importantes son el Zircaloy⁻² (Zr + 1,5 por 100 Sn + 0,1 por 100 Cr + 0,5 por 100 Ni) y el Zircaloy⁻⁴ (igual que Zircaloy⁻², pero sin níquel). Cada vez van adquiriendo más importancia las aleaciones a base de niobio. Aleaciones de Zr y este elemento, van bien hasta 500° C.

Los elementos combustibles con envuelta de circonio, antes de ser introducidos en el reac-

tor se mejoran con la deposición de una capa de óxido, lo que se consigue mediante tratamiento en un autoclave con agua a presión a 360° C o en vapor a 400° C.

El berilio no ha alcanzado todavía importancia como material de recubrimiento. Su mayor dificultad reside en su gran fragilidad. Solamente el material obtenido por pulvimetalurgia es suficientemente dúctil, propiedad que también se consigue últimamente, al parecer, con el metal fundido sometido a ciertos tratamientos térmicos y con algunas adiciones como el calcio, que mejora la corrosión al gas carbónico.

El empleo del grafito como envuelta está limitado casi exclusivamente a los reactores refrigerados con gas. Como se trata de un material poroso, es preciso impregnarlo con determinadas sustancias para hacerlo menos permeable a los gases de fisión.

Preparación del elemento combustible

En algunos casos, el material combustible, previamente dispuesto según las formas convenientes, se introduce en tubos cerrados por uno de sus extremos, preparados con antelación, después de lo cual se cierran por el extremo abierto.

En algunos métodos se emplea la técnica de moldear simultáneamente el combustible y la envuelta metálica, como en la fabricación de elementos de forma de placa y en la co-estrusión, en donde la deformación y el recubrimiento se verifican al mismo tiempo. En ambos casos, se obtiene un cierre hermético en todos los lados, sin una operación especial de soldadura.

Soldadura

Para aislar totalmente el combustible del refrigerante, la envuelta metálica debe ir soldada en los extremos. Mientras el magnesio, circonio, aluminio, acero y muchas aleaciones de estos materiales, se pueden soldar fácilmente por los métodos conocidos, ello no es posible (o lo es solamente en un grado limitado) en el caso del berilio del S. A. P. Con el grafito se consigue con dificultad un cierre estanco.

Los métodos que se emplean normalmente son los conocidos procedimientos del arco eléctrico (especialmente arco en argón). Recientemente se viene empleando la soldadura electrónica, que utiliza un haz delgado de electrones bajo un alto vacío, y que se refiere en relación con ciertos problemas. También se puede usar con ventaja en la soldadura de tubos extraordinariamente delgados.

En la soldadura, y especialmente en la de circonio, es muy importante que el material líquido de la soldadura no absorba gases perjudiciales. Por esta razón, los métodos ordinarios de arco en argón se aplican solamente en forma modificada. La soldadura se realiza muy frecuentemente en cámaras llenas con helio o argón. Con el primer gas es necesario tolerar alguna impureza, ya que de otra forma no se ceba el arco, mientras que el argón puede emplearse de elevada pureza, lo cual permite unas costuras de soldadura de color uniforme. Al final, el gas se lleva sobre virutas incandescentes de titanio o circonio.

Otra variante de estas cámaras de soldadura es que el arco actúa dentro de un cilindro poroso, a través del cual se difunde lentamente argón de elevada pureza, con lo que forma de una manera continua, una atmósfera protectora adecuada alrededor del metal que se está soldando.

Otra posibilidad de obtener la estanqueidad es efectuar la unión con soldador, como es el caso del circonio, que se puede soldar con un soldador de circonio-berilio a una temperatura de 1.000° C aproximadamente. Esta forma de soldar tiene poca aplicación en el revestimiento de elementos combustibles, y cada vez se usa menos en la preparación de conjuntos de dichos elementos.

Unión

En ciertas ocasiones deben extraerse del combustible grandes cantidades de calor. En estos casos, el espacio que queda entre el revestimiento metálico y el combustible, constituye una resistencia térmica, con la diferencia de temperatura correspondiente. Por ello se ha tendido a disminuir este espacio al máximo, o al menos a elevar su conductividad térmica de tal forma que la temperatura sea la más reducida posible.

Además de aumentar la extracción del calor, la unión metálica entre el combustible y el revestimiento, que elimina el espacio existente entre los dos, también puede mejorar el comportamiento a la corrosión de los elementos de manera muy considerable. En los reactores refrigerados con agua que utilizan uranio metálico, cuando el revestimiento se ha perforado, el hidrógeno que se forma se puede difundir a través de los espacios existentes, con lo que llega a afectar casi a la totalidad del elemento. Si el espacio se ha suprimido, el ataque secundario no se produce.

La unión del revestimiento y el combustible se puede realizar de distintas formas.

En la unión mecánica el revestimiento se presenta contra el combustible por medios mecáni-

cos. En el caso de envueltas de aluminio, esta unión puede realizarse siempre que la temperatura del refrigerante sea suficientemente baja para que no se produzca reacción entre el uranio y el aluminio, y no se observen diferencias de expansión entre el recubrimiento y el metal.

Se define como unión metalúrgica cuando se establece una unión metálica entre el combustible y la envuelta. Esto sucede en la técnica de elaboración de marcos para la fabricación de elementos combustibles de forma de placa, ya que durante el laminado tiene lugar un plaquado entre el núcleo y el revestimiento, si ambos son del mismo metal.

La unión metalúrgica se obtiene con la co-estrusión del uranio y el recubrimiento de Zircaloy, así como con la llamada zona de fusión; o sea, la fusión del uranio metal en un tubo de Zircaloy. En este caso especial no se precisa una capa intermedia de otro metal, puesto que como resultado del empleo de una temperatura adecuada y del prensado en autoclave, tiene lugar la formación espontánea de la unión. La temperatura que se requiere para la fabricación de los elementos combustibles, en cuestión, debe ser considerablemente más elevada que la temperatura a la cual deban funcionar, ya que de otra forma se produciría una difusión continua. En este método el uranio se alea con una pequeña cantidad de circonio para evitar que el contenido de carbono de aquél conduzca a la formación de una capa intermedia de ZrC, que impediría la unión.

En la mayoría de los casos, sin embargo, es necesario el empleo de un tercer metal para conseguir la unión metalúrgica. Como ejemplo, se puede citar la unión U-Ni-Al. El níquel se aplica al uranio generalmente, por galvanizado, siendo desgasificado cuidadosamente para separar el hidrógeno. Después que el elemento ha sido envainado, la unión se obtiene en un autoclave a 500° C y a una presión de 700 atmósferas. En el caso de combustibles en forma de placa se puede emplear para este fin un prensado en caliente.

Otra unión es la U-Zn-Sn-Al, en la que las capas intermedias se pueden depositar por vaporización bajo alto vacío. La unión se alcanza en un autoclave a 400° C y a una presión de 200 atmósferas con la formación de un eutéctico de Zn-Sn que reacciona con el uranio para dar una fase de U-Zn, y con el aluminio, para dar una disolución sólida de Sn-Al.

A elevadas temperaturas la unión metalúrgica no es, en general, posible, porque las expansiones térmicas del uranio y de la envuelta son muy diferentes. La unión se puede conseguir en este caso, rellenando el espacio entre combustible y vaina con un metal líquido (Na o NaK). También

puede realizarse la unión con helio en aquellos casos en que no pueda llevarse a cabo de las formas antes descritas. Este gas es buen conductor del calor, no es combustible y sus fugas pueden ser detectadas fácilmente.

DIFERENTES TIPOS DE ELEMENTOS COMBUSTIBLES

Son muy variados, pero con el fin de sintetizar los reuniremos en los grupos siguientes:

Elementos metálicos. Aleaciones.

Elementos de tipo carburo... } Combustibles cerámicos.
Elementos de tipo óxido.... }

Elementos a base de dispersiones en matrices metálicas.

ELEMENTOS METÁLICOS Y SUS ALEACIONES

La forma puede variar considerablemente, siendo las más corrientes de varillas, tubos, placas o paquetes de tubos, bien separados o formando conjuntos. La envuelta puede igualmente adoptar disposiciones diversas para mejor transmitir el calor.

Los elementos metálicos a base de uranio natural o enriquecido, han alcanzado gran desarrollo hasta la fecha. Por el contrario, el plutonio está todavía en fase de estudio su comportamiento, habiéndose utilizado solamente en contados casos para enriquecer el uranio en elemento escindible, casi siempre en forma de inclusiones o vetas. Por otra parte, dado el elevado número de fases alotrópicas que presenta hasta el punto de fusión, hace pensar en su utilización en forma de óxido.

El torio, aparte del aleado con el uranio, se emplea en la envuelta fértil de los reactores para producir uranio-233.

Con el fin de dar una idea sobre la marcha de la fabricación de elementos combustibles a base de uranio, vamos a indicar a continuación un esquema del procedimiento (fig. 26), seguido en la Planta Piloto de la División de Metalurgia de la Junta de Energía Nuclear, para la elaboración de uno de los tipos que allí se han fabricado.

El uranio se entrega a la planta después de moldeado en barras de 24 mm. de diámetro por 750 mm. de longitud, aproximadamente, que después se mecanizan en un torno protegido con herramientas de carbono, para darles el diámetro adecuado y preparar en ambos extremos dos alojamientos para retener cierta cantidad de helio, que permite el control de estanqueidad me-

dante un espectrógrafo de masas electrónico. Después se desengrasan las barras y se pulen electrónicamente en una cuba, recubierta interiormente de plomo y que hace de cátodo, actuando de ánodo la barra de uranio. El electrolito está formado por una mezcla de glicol, alcohol y ácido fosfórico. Posteriormente se procede a un lavado intenso y al secado con alcohol en corriente de aire, que se termina bajo vacío a una temperatura comprendida entre 18 y 200° C.

En otras operaciones se preparan simultáneamente las tapas de cierre y los tubos de aluminio. Las tapas se fabrican con chapa de aluminio de dos milímetros de espesor por el sistema de tallado. En un mecanizado posterior alcanzan sus

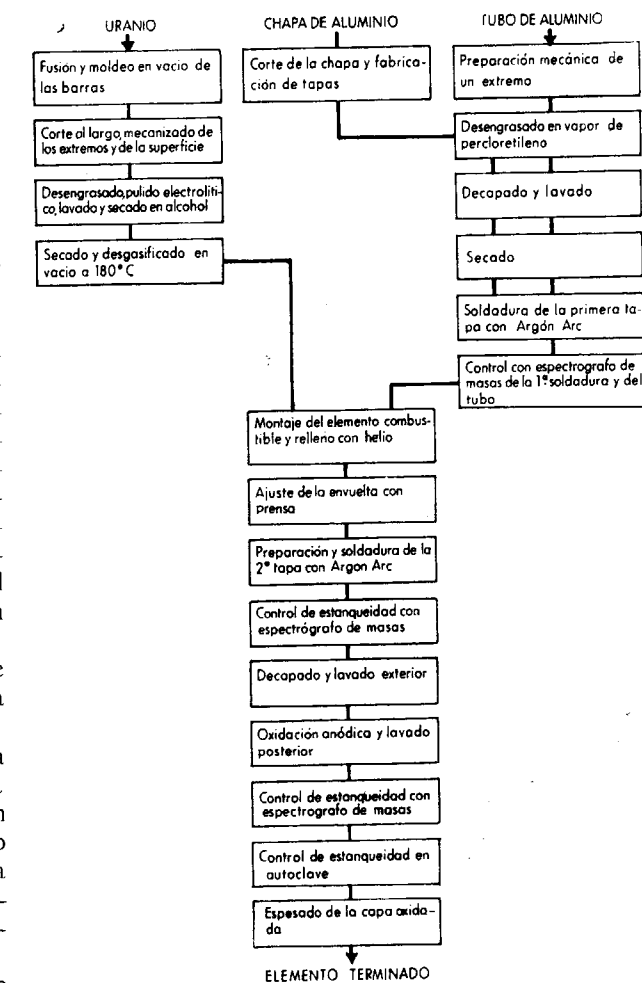


Fig. 26

dimensiones definitivas, presentando un reborde de igual espesor que el tubo de aluminio, por el que se hace la soldadura. Las tapas, según se indica en la figura 26, se someten a una prepara-

ración superficial igual que los tubos de aluminio. Estos tubos son de dimensiones comerciales y se pueden adquirir en el mercado nacional. Precisan la preparación de su primer extremo, al cual se suelda la primera tapa, desengrasándose posteriormente en vapor de percloroetileno.

Después se procede al decapado, que se realiza en tres fases en otras tantas cubas. En la primera, el aluminio es atacado por una disolución de hidróxido sódico calentado a 60° C por medio de resistencias sumergidas; en la segunda tiene lugar un enjuagado con agua fría agitada por el aire comprimido, y en la última, se produce el ataque y disolución por ácido nítrico, donde se completa el decapado de tubos y tapas que se finaliza con un enérgico y prolongado lavado con agua. El secado se verifica a continuación en la misma cuba de desengrasado por percloroetileno.

Acto seguido, se comienza el montaje, empezando por soldar la primera tapa al tubo de aluminio. La soldadura se realiza por arco con chorro protector de argón (el arco salta entre la pieza y un electrodo de wolframio).

El tubo cerrado por uno de sus extremos no debe tener poros, tanto en su pared como en el cordón de soldadura, para lo cual se somete a examen con el espectrógrafo de masas electrónico para helio. Con un dispositivo auxiliar de vacío se consigue 10⁻³ mm. de mercurio en el interior del tubo. A este vacío se conecta el espectrógrafo de masas. Cordón y envoltura reciben un dardo de helio. Si entrase este gas al recinto interior, el espectrógrafo es capaz de detectarlo en la proporción de una parte en 200.000 de aire, con lo que quedaría de manifiesto la presencia de un poro.

A continuación se introduce la barra de uranio, que entra con hue'go dentro de la vaina cerrada por un extremo, y se coloca la segunda tapa de cierre. El conjunto se sitúa en una prensa, que mediante una hilera ajusta la envuelta contra el combustible. En el cabezal fijo se sitúa la hilera; el móvil obliga a pasar la barra, y envuelta por la hilera al empujar a aquélla. La segunda tapa también queda ajustada y situada en su lugar. Antes de realizar esta operación conviene que la atmósfera interior sea de hielo, el cual contribuye mejor a la transmisión del calor, a la vez que llenará las dos cavidades extremas mecanizadas en la barra y que permitirán los controles posteriores de cierre perfecto del elemento. El punzón y extremo abierto de la envuelta con su tapa situada entre él y la barra de uranio es abrazada por un cuerpo cilíndrico con juntas estancas, cuyo interior se pone en comunicación con una bomba de vacío y con el depósito de helio mediante las oportunas válvulas. De esta forma, primero se hace un vacío interior antes de proceder a la embutición y

se rellena con helio. En estas condiciones se realiza dicha embutición mediante la prensa hidráulica.

Después se corta el exceso de tubo y se suelda la segunda tapa.

Puede ocurrir que durante la embutición, debido a que la tapa se deforma y que, al menos durante un momento, sufre la reacción de la hilera, la soldadura de la primera tapa presente algún defecto, por lo cual el control siguiente de estanqueidad se realiza sobre los dos cordones de soldadura, ajustando sucesivamente ambos extremos del elemento al dispositivo auxiliar de vacío, con lo que el espectrógrafo detectará el helio que pueda salir del interior del elemento combustible por algún poro o fisura.

Después se limpia exteriormente el elemento combustible, procediendo a su decapado de la misma forma que se hizo anteriormente. Concluido éste, se lleva a cabo la oxidación anódica de la superficie exterior del aluminio, que se realiza en una cuba de chapa gruesa, recubierta interiormente de ebonita. El baño es una disolución de ácido sulfúrico y sulfato de aluminio, que está refrigerado por agua. Los elementos combustibles actúan de ánodos y se utilizan cátodos de aluminio. Formada la capa de óxido de aluminio sobre el exterior del elemento, se lava con agua para separar los residuos de ácido. Como es posible que en estas dos últimas operaciones se haya podido producir algún poro en las soldaduras, se procede a su nuevo control con el espectrógrafo de helio en iguales condiciones de operación que se hizo después de la embutición y soldadura de la segunda tapa.

Para prevenir la existencia de poros muy pequeños, de fuga de helio por algún poro grande o error en el equipo de control, se efectúa un ensayo de comprobación en autoclave por medio de la acción de agua y vapor a 180° C y a una presión de unas diez atmósferas. Si existe algún poro, penetra el agua reaccionando con el uranio, produciendo óxido e hidruro pirofórico, que por ser de densidad muy inferior al metal, dan origen a abultamientos que deforman la envuelta, y que se pueden observar por examen, aunque sean muy pequeños; examen que viene muy facilitado por el cuarteamiento que hacen en la capa de óxido de aluminio del anodizado.

Después se procede al espesado de la capa de óxido obtenido electroquímicamente, operación que tiene lugar en una cuba con agua calentada por resistencias sumergidas a 95° C, y en la cual los elementos permanecen durante una hora. De esta forma, se suprime en la capa de óxido la porosidad que presenta, haciéndola más compacta y resistente a la corrosión.

Aleaciones

Juegan un papel muy importante por su comportamiento en el reactor. Por ejemplo, ciertas aleaciones tienen ventajas sobre el uranio metálico, por influir menos sobre ellas los efectos de la radiación y por ser también más resistentes a la corrosión.

Estas aleaciones se pueden obtener mediante fusión de los metales componentes y también por reacción en el estado sólido por métodos de metalurgia de los polvos. En algunos casos, la formación de la aleación en el estado sólido ofrece ciertas ventajas, especialmente cuando dichos componentes son de densidad muy diferente, como por ejemplo es el caso de las aleaciones U-Al, en las que se produce, si se obtienen mediante fusión, una segregación de los dos componentes, siendo necesaria una refusión para obtener una aleación homogénea. La formación de la aleación por el método de pulvimetalurgia se inicia con una mezcla íntima de los dos componentes en forma de polvo, mezcla que luego se compacta según el modelo deseado, y posteriormente se sinteriza, operación durante la cual tienen lugar simultáneamente el aumento de densidad y la homogeneización, si bien aquélla no ha alcanzado su límite máximo cuando la segunda se puede considerar que ha terminado. La ventaja de obtener las aleaciones por el procedimiento de metalurgia de los polvos, es que no existe segregación de los componentes en la reacción en el estado sólido, además de que el tamaño de grano de los cristales se puede controlar mejor a la temperatura de sinterización, que es inferior a la necesaria para fundir los componentes de la aleación.

Un ejemplo de estas aleaciones conseguidas por este método es la de la Zr y U, mediante una mezcla de polvos de estos elementos en la proporción de 4 por 100 de U y 96 por 100 de Zr. El circonio que se utiliza en este caso, lo es bajo la forma de polvo de ZrH₂, que se descompone durante el sinterizado. El grado de molido es de 325 mallas; una vez hecho lo cual se mezclan cuidadosamente ambos componentes y se prensan a 8.000 Kg/cm². El sinterizado al vacío tiene lugar a una temperatura comprendida entre 990 y 1.390° C. Se obtiene una homogeneización completa con un sinterizado a 1.260° C entre una y tres horas.

Las mezclas de uranio y circonio que contienen hasta un 60 por 100 de este último elemento añadido en forma de hidruro, cuando se compactan en frío y se sinterizan en el vacío a 1.100° C, tienen una porosidad inferior al 10 por 100, alcan-

zándose un grado de homogeneidad aceptable después de cuatro horas.

Las mezclas de polvos de uranio y niobio que contienen hasta el 20 por 100 de Nb, cuando se someten a presión en frío y se sinterizan a 1.100° C durante cuatro horas, resultan muy compactas, pero tiene lugar una escasa interdifusión. Las aleaciones uranio-molibdeno, que contienen el 9 y el 60 por 100 de Mb, prensadas en frío y sinterizadas a 1.100° C en el vacío durante dos horas, dan como resultado aleaciones con el 90 por 100 de la densidad teórica.

La preparación de aleaciones de composición U_nX y UX₂ (donde X, Fe, Ni, Co ó Mn), se consigue mediante prensado en caliente a 700, 600, 700 y 600° C, respectivamente, con 2.400 kilogramos/centímetros cuadrados, seguido de un sinterizado a las citadas temperaturas con tiempos hasta de cuarenta y ocho horas. El estudio al microscopio revela la formación de dos fases intermedias en las aleaciones de hierro y manganeso, y cuatro en las de níquel y cobalto.

Las aleaciones de uranio y carbono, mediante mezclas de polvos que contienen hasta un 5 por 100 de grafito, se pueden consolidar por prensado en caliente, extrusión en caliente y prensado en frío hasta valores muy próximos de la densidad teórica. Recociendo a 1.050° C durante dos horas, se alcanza una estructura adecuada de uranio y monocarburo de uranio.

Las aleaciones de uranio y boro, hasta el 4 por 100 de éste último elemento, se pueden conseguir mediante prensado en caliente de polvo de una manera análoga a las aleaciones de carbono, si bien presentan menor aumento de volumen en la sinterización que las correspondientes de éstas.

Las aleaciones de uranio y torio, de porosidad reducida y que varían en composición entre el uranio y el torio puro, que se consiguen fácilmente por prensado en caliente en el intervalo de temperatura comprendido entre 650 y 800° C, y a presiones que oscilan entre 2.400 y 1.600 Kg/cm². Con el prensado en frío y la sinterización a 1.050° C se obtiene, asimismo, un producto de alta densidad.

COMBUSTIBLES CERÁMICOS

Los combustibles metálicos presentan la ventaja de una buena economía de neutrones, elevada conductividad térmica y resistencia al choque térmico; pero por otro lado, su temperatura de fusión, relativamente baja, y sus variaciones en las propiedades físicas en relación con el cambio de fases y, especialmente su baja resistencia a temperaturas elevadas, dificilmente permiten su uso en reactores de potencia elevada,

Por el contrario, los combustibles cerámicos tienen una temperatura de fusión considerablemente más elevada, baja expansión térmica, mejor resistencia a temperaturas altas, buena resistencia a la corrosión y estabilidad cuando están sometidos a la irradiación. Su economía de neutrones más reducida y su escasa resistencia al choque térmico son sus desventajas, que pueden ser compensadas hasta cierto punto y que son, relativamente pequeñas, comparadas con las muchas ventajas que presentan.

Prácticamente todos los combustibles cerámicos se fabrican por pulvimetalurgia. Entre los óxidos, el dióxido de uranio es el más importante, aunque también hay que considerar el óxido de torio y las mezclas UO_2-ThO_2 . Actualmente se realizan esfuerzos en el desarrollo de los carburos, principalmente el monocarburo de uranio, que ofrece interesantes aspectos.

Los combustibles cerámicos son, fundamentalmente de dos tipos; a) Los constituidos solamente por el componente cerámico, y b) Aquellos en que el elemento cerámico se halla dispersado de manera uniforme en una matriz metálica (cermet).

Dióxido de uranio

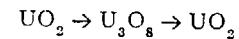
La densidad y el tamaño de las partículas del polvo de UO_2 dependen en gran parte de estas dos propiedades en el metal, a partir del cual se obtiene el óxido. La temperatura de reducción de los óxidos más elevados tiene influencia, asimismo, tanto sobre el tamaño de las partículas de UO_2 como en el de los cristales dentro de una misma partícula.

El dióxido de uranio ha de ser molido a un tamaño de finura tal, que pueda ser sinterizado para obtener la elevada densidad requerida por el material combustible. El incremento en el contenido de oxígeno por encima de la composición estequiométrica del UO_2 , depende en gran parte de las condiciones de molido, y especialmente de la duración de este proceso.

Antes de pensar el polvo, éste se mezcla normalmente con un lubricante sólido, tal como el ácido estearico o glicol-polietileno. La compresión del polvo en matrices de acero se lleva a cabo a presiones comprendidas entre 700 y 7.000 kilogramos/centímetros cuadrados, con lo que se consigue una densidad del crudo, que depende del tamaño de la partícula del polvo. Cuando aumenta este tamaño, lo hace también la densidad. Sin embargo, como las partículas más finas sinterizan mucho más rápidamente y con densidades mucho más elevadas, es más ventajoso utilizar pol-

vos más finos, aun cuando la densidad del crudo sea relativamente baja.

Cada tipo de polvo de UO_2 requiere diferentes condiciones de sintetización para obtener una densidad máxima. Esta operación ha de realizarse en atmósfera de hidrógeno o inerte. La sinterización en el aire no es recomendable porque da lugar a la reacción.



con el cambio correspondiente en la densidad

$$11 \rightarrow 8,4 \rightarrow 11 \text{ g/cm}^3,$$

lo que trae como resultado una rotura completa del crudo compactado durante la sinterización

El efecto del tiempo de sintetización y de la temperatura en la densidad de los comprimidos del polvo de UO_2 prensados a 4.000 Kg/cm², se indica en la figura 27 para sinterización en hidrógeno húmedo.

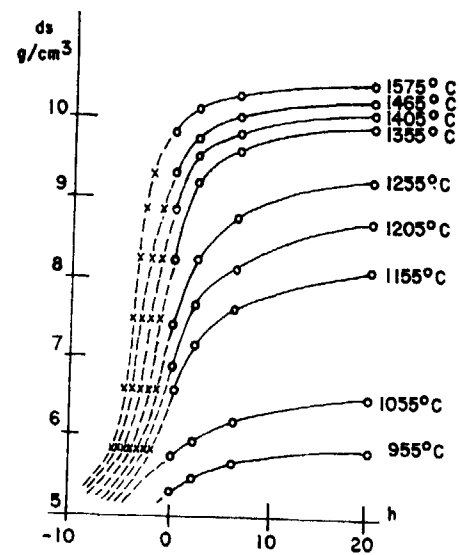


Fig. 27.

En la fig. 28 se puede ver que el sinterizado en hidrógeno húmedo es más ventajoso para ciertos tipos de polvo de UO_2 que el efectuado en hidrógeno seco.

La adición de otros óxidos al UO_2 en pequeñas cantidades, también mejora el grado de sinterización del material, según se observa en la figura 29.

El prensado en caliente del UO_2 se considera también como una posibilidad de obtener mate-

rial de alta densidad, jugando el exceso de oxígeno sobre el del compuesto estequiométrico un papel muy importante en este proceso.

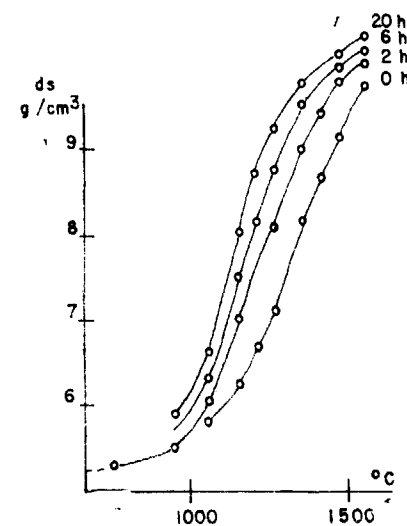


Fig. 28.

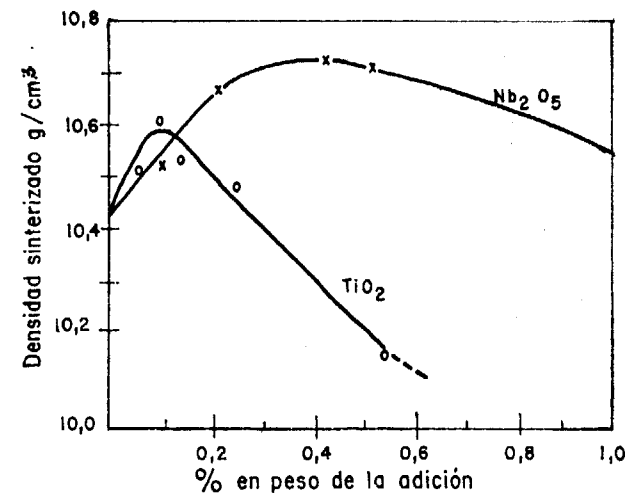


Fig. 29.

Como se sabe, el UO_2 absorbe oxígeno cuando se le expone al aire. Las partículas de polvo de dióxido de uranio toman este exceso de oxígeno, aún cuando se las almacene cuidadosamente en recipientes cerrados, de tal manera que el aumento en el contenido de oxígeno del polvo de UO_2 , es inevitable en la práctica. Este exceso es, por otra parte, ventajoso, por lo que se refiere al sinterizado, ya que produce una activación en el mismo, a la vez que aumenta la densidad. Hay que hacer mención del tostado del

polvo de UO_2 , con el solo objeto de incrementar el contenido de oxígeno, lo que da origen a una mayor actividad de las partículas de UO_2 a la vez que permite el sinterizado a una temperatura relativamente baja. Por otra parte, el exceso de oxígeno desaparece durante la sinterización, pudiéndose comprobar que el UO_2 sinterizado, no contiene prácticamente más oxígeno que la cantidad estequiométrica.

En la fig. 30 se observa la variación del contenido en oxígeno del polvo de UO_2 con la densidad del UO_2 prensado, sinterizado a 1.450°C durante dos horas en atmósfera de oxígeno.

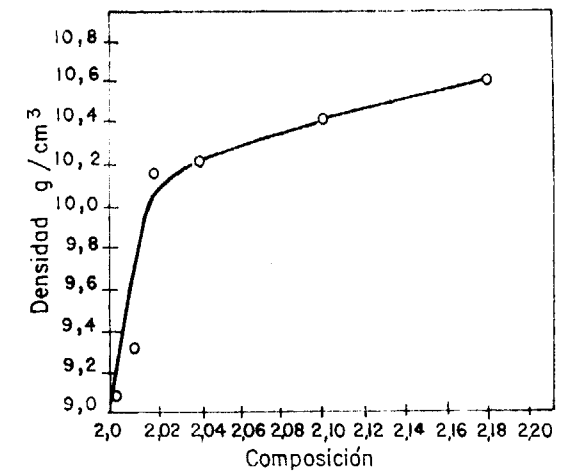


Fig. 30.

El último adelanto en la investigación de elementos combustibles de UO_2 va dirigido a suprimir la presión de compactado y la sinterización, sustituyéndolos por la densificación mediante compactación vibratoria. En este caso, el tamaño de las partículas de polvo se debe seleccionar muy cuidadosamente, habiendo demostrado la experiencia que una mezcla conveniente de partículas gruesas y más finas da como resultado una densidad alta de la masa en polvo. También juega un papel importante la duración de las vibraciones. Parece ser que en la compactación mediante vibraciones se pueden conseguir densidades hasta del 90 por 100 de las teóricas, pero a condición de que las características de la vibración (amplitud y frecuencia) que se aplique, sean las adecuadas a las características del polvo.

La compactación vibratoria del polvo de UO_2 en tubos de acero inoxidable, haciendo el vacío en los tubos rellenos y cerrándolos posteriormente, permite el estampado de los mismos, lo que da como resultado una elevada densidad del material combustible cerámico, a la vez que la unión entre éste y la envuelta metálica.

Otro método de compactar el UO_2 eliminando la presión, es el tratamiento por sinterizado de la mezcla cremosa refractaria en un molde. Es preciso un control cuidadoso de la viscosidad y del pH de la mezcla para obtener resultados comparables. Como en la compactación por medio de vibraciones, el tamaño de las partículas de polvo y su distribución han de ser seleccionados cuidadosamente para alcanzar densidades altas del crudo y del material compacto sinterizado. La correlación entre viscosidad y el pH para este método, se indica en la figura 31.

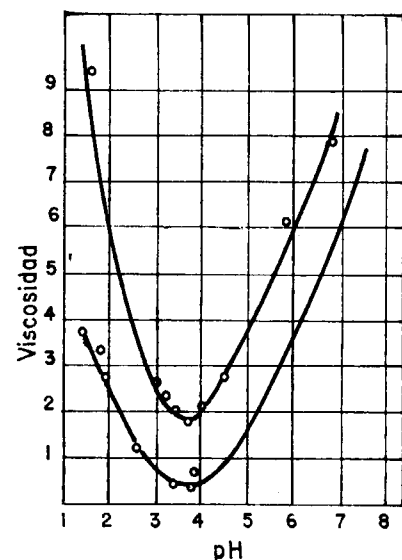


Fig. 31.

De lo expuesto anteriormente se observa que la mayor parte del UO_2 obteniendo por pulvimetalurgia no tiene una densidad del 100 por 100. Está todavía dentro del campo de la discusión, si es o no conveniente conseguir esta densidad. Parece que el UO_2 producido con densidades casi perfectas es demasiado caro para emplearlo en la producción económica de energía. Por otra parte, el UO_2 ligeramente poroso, ofrece algunas ventajas, por lo que se refiere a una distribución más favorable de los gases de fisión. La mayoría de los combustibles a base de UO_2 , que se utilizan en la actualidad, son aproximadamente de una densidad comprendida entre el 90 y el 95 por 100. El recubrimiento metálico más corriente es el Zircaloy.

Conjuntos de elementos

Los conjuntos de elementos combustibles de óxigeno de uranio que se emplean actualmente

son, algunas veces, de forma muy complicada. Las barras se disponen en forma de círculo o de cuadrado en número variable, que puede pasar de 35. A este fin, los tubos se sujetan entre las placas de soporte de las varillas.

Para asegurar con exactitud el centrado en toda la longitud del elemento combustible, se insertan a determinados intervalos piezas espaciadoras, o bien cada barra lleva un alambre en espiral, que rodea la envuelta metálica y que se sujeta mediante soldadura por puntos. Actualmente, el acoplamiento de los conjuntos de elementos, se realiza por medios mecánicos con el uso de tornillos, pernos y roblones. La soldadura, comprendida la soldadura fuerte, se usa aún frecuentemente, pero aumenta cada vez más la tendencia a prescindir de estos métodos en todos sitios.

Cuando se emplean tubos de Zircaloy, las barras tienen siempre una capa de óxido negro, formada durante el ensayo en autoclave, y si hay que hacer alguna soldadura, por lo menos hay que separar esta película en una cierta longitud por pulido o decapado.

El ensayo en autoclave se puede llevar a cabo también con cada conjunto de elementos combustibles después de realizada la unión, pero con la desventaja de tener que trabajar de nuevo con dicho conjunto, por el hecho de que una sola barra muestre un comportamiento anormal en el ensayo de corrosión.

Carburo de uranio

Los elementos combustibles a base de este compuesto, no han alcanzado la difusión ni las aplicaciones específicas que los combustibles que usan óxido de uranio.

El carburo de uranio no se puede utilizar en los reactores refrigerados por agua, por reaccionar rápidamente con esta última para formar óxido de uranio, así como hidrógeno e hidrocarburos (principalmente metano).

Por ello, el empleo del carburo queda limitado a los reactores que usan metal líquido como combustible, a los refrigerados orgánicamente, y a los de alta temperatura que empleen el helio como en el caso del reactor *Dragón*. En los dos primeros casos, el combustible está bajo la forma de UC puro, mientras que en los reactores de alta temperatura consiste en una mezcla de UC_2 y carbono. Entre otras, las ventajas del carburo son: 1.ª Aumenta la conductividad. 2.ª Aumenta la densidad del metal pesado. 3.ª Para el reactor rápido decrece el efecto moderador.

En principio, los métodos utilizados para la

fabricación de elementos combustibles de carburo de uranio, son los mismos que los empleados para la obtención de los de UO_2 , en especial el sinterizado de comprimidos, estampado, compactado por medio de vibraciones, etc. Sin embargo, el manejo del polvo de carburo que presenta gran superficie, condición precisa para el sinterizado, lleva consigo dificultades, y no es tan sencillo ni tan seguro como en el caso del UO_2 , que es químicamente inerte.

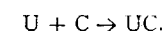
El polvo de carburo de esta clase reacciona muy fácilmente y es pirofórico.

Por el contrario, a diferencia del UO_2 , el UC se puede fundir en masas compactas, lo que representa otro método más de obtención, además del sinterizado y del compactado en frío.

Producción del carburo de uranio

De las distintas reacciones químicas que permiten obtener el UC, existen tres especialmente prometedoras desde el punto de vista de su utilización técnica.

a) Reacción de uranio metal con carbono,

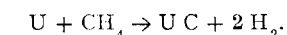


La operación se puede realizar por prensado en caliente en matrices de grafito con la mezcla de polvo de uranio metálico y de grafito en polvo en la proporción indicada por la reacción anterior, con presiones de 250 a 300 Kg/cm^2 y temperaturas comprendidas entre 850 y 1.000° C. Existen realmente dos etapas en esta operación. La primera corresponde a la compactación del uranio, en la cual se embebe el grafito que no ha reaccionado o que lo ha hecho sólo parcialmente. Al final de esta etapa, la densidad de la masa es muy próxima a la densidad calculada para la mezcla de uranio y grafito. En la segunda etapa, el uranio y el grafito reaccionan para formar el monocarburo. Como el cambio de volumen teórico, debido a la reacción, se traduce en un aumento muy pequeño y como no aparece porosidad durante la difusión del carbono en el uranio o en el monocarburo, dicha reacción trae consigo un aumento en la densidad. Al final de la operación, la densidad que se alcanza es, aproximadamente, el 98 por 100 de la teórica. El producto que se obtiene por este método es UC libre de UC_2 . Cualquier exceso de carbono permanece en forma de grafito libre.

También es posible preparar el monocarburo haciendo reaccionar una mezcla de polvos de uranio y grafito a unos 1.000° C en el vacío o bajo una cubierta de gas protector.

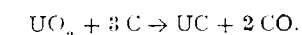
La mayor dificultad de ambos métodos reside en la preparación del polvo de uranio.

b) Reacción del metano o hidrocarburos similares con uranio metal



El material de partida es uranio finamente dividido, que luego se hace reaccionar con el hidrocarburo a una temperatura comprendida entre 650 y 750° C. El método más satisfactorio consiste en emplear el mismo recipiente primero para producir UH_3 en polvo a partir de trozos más gruesos de uranio por reacción con el hidrógeno. A temperaturas más elevadas el UH_3 se descompone, y a continuación el metal reacciona con el hidrocarburo. El UC se precipita en forma de polvo finamente dividido, que es pirofórico y que se plastifica con alcanfor u otras sustancias (como por ejemplo alcohol etílico disuelto en keroseno). El producto así obtenido se puede manejar en el aire. El compactado se lleva a cabo con una presión de 1.120 Kg/cm^2 , seguido de un sinterizado previo durante una hora entre 1.500 y 1750° C en atmósfera de argón. Finalmente se somete el material a otro sinterizado también durante una hora en el vacío entre 1.700 y 2.000° C, con lo que se alcanza hasta el 90 por 100 de la densidad teórica. El análisis mediante difracción con rayos X, indica que el producto obtenido contiene trazas de UC_2 . La densidad depende en alto grado, del tamaño de las partículas de polvo.

c) Reacción del dióxido de uranio con carbono



La mezcla de polvos de grafito y óxido de uranio reacciona entre 1.500 y 1.700° C. En este caso, el carburo de uranio se obtiene en forma de material grueso, que se puede tratar de la misma forma que el UO_2 para la fabricación de elementos combustibles por compactación vibratoria o estampado.

Productos moldeados de carburo de uranio

El UC más grueso obtenido en el método c) es el más adecuado para este fin. La fusión se realiza con ventaja en un crisol de grafito o de cobre refrigerado. El moldeo puede realizarse mediante colada por la base o por la parte superior, o por colada centrífuga en moldes de grafito. Por cualquiera de los métodos que se utilicen, se obtienen barras de pequeña longitud (hasta de 10 cm.), con el diámetro que se desee. En la figura 32 se indica un diagrama de la instalación del moldeo.

Los combustibles de carburo de uranio se fabrican en forma de conjuntos de elementos de manera análoga a los de óxido de uranio. Los métodos que se emplean para fabricar cada ele-

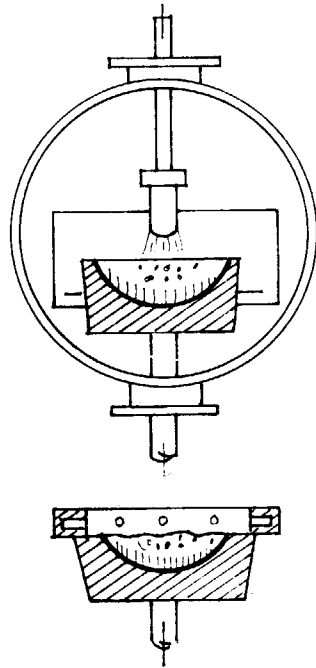


Fig. 32.

mento, en particular mediante el llenado de tubos comprimidos o barras producidas por sinterización o moldeo, son similares a los explicados anteriormente para fabricar conjuntos de elementos. Los materiales que se usan más corrientemente como envuelta metálica son: el acero para los reactores refrigerados con metales líquidos, y el aluminio o el S. A. P., para aquellos otros que emplean un refrigerante orgánico.

ELEMENTOS A BASE DE DISPERSIONES EN MATRICES METÁLICAS

Endurecimiento por dispersión

Con el fin de incrementar la resistencia de los metales, especialmente a temperaturas elevadas, se han realizado estudios continuados, que han conducido a la dispersión en dichos metales de un componente no metálico resistente a alta temperatura, por ejemplo, un óxido. Este método ha tenido éxito en su aplicación al aluminio. El procedimiento S. A. P., que tuvo su origen en Suiza, alcanzó un desarrollo posterior en Estados Uni-

dos, Inglaterra y otros países, y ha permitido aumentar considerablemente la resistencia del aluminio a temperaturas elevadas mediante la adición de un 10 a un 14 por 100 de óxido de aluminio finamente dividido. El procedimiento que se sigue normalmente para conseguir este tipo de dispersión es la pulvimetalurgia, que comprende prensado, sinterizado, prensado en caliente y estrusión de la mezcla de polvos de metal y óxido para conseguir la fase dispersa tan finamente dividida y uniformemente distribuida como sea posible.

El procedimiento S. A. P. se ha empleado también con éxito en otros metales, además del aluminio, siendo lógico aplicarlo también al uranio. El método S. U. F. (uranio sinterizado) ha sido desarrollado por la Nuclear Development Corporation of America, y está basado en el procedimiento S. A. P., modificado para el caso del uranio; se ha mostrado como muy prometedor. El polvo de uranio que se utiliza es el obtenido a partir del UH_3 , con lo que se consiguen partículas muy finas, que luego se exponen a la acción de una mezcla diluida de oxígeno en argón purificado a la temperatura ambiente. El polvo se agita durante esta operación para obtener una oxidación uniforme. Las partículas de polvo resultantes se componen de uranio, hidrógeno, oxígeno y algo de nitrógeno. Según las condiciones de oxidación, el óxido formado puede variar en volumen, aproximadamente, entre el 3 y el 25 por 100. Estas partículas de polvo, con una película delgada de óxido, se compactan posteriormente en frío, se prensan en caliente dentro de la fase alfa (aproximadamente $600^\circ C$) en el vacío y más tarde se estruyen en la fase gamma (alrededor de $850^\circ C$) a presiones inferiores a 70 Kg/cm^2 .

Los ensayos de flexión transversal de muestras de uranio puro y de S. U. P., con cantidades de UO_2 que oscilan entre el 20 y el 23 por 100, indican un comportamiento superior del S. U. P. a temperaturas superiores a $815^\circ C$, así como un aumento considerable de resistencia de fibra y una deflexión reducida sometida a carga. Aparte del aumento de resistencia, este método en el caso del uranio, ha demostrado también alguna mejora en los ensayos de ciclo térmico.

Combustibles obtenidos por dispersión.

La dispersión del uranio o del torio en forma de compuestos, tales como óxidos, carburos o nitruros en una matriz metálica, tiene muchas ventajas, entre las que se encuentran: a) mejora de la transmisión de calor; b) retención de los productos de fisión y del material escindible, y c) cap-

tura mínima de neutrones. Los elementos combustibles a base de dispersiones, se caracterizan porque aumentan su tiempo de funcionamiento en el reactor y por la localización del daño producido por los productos de fisión en un área inmediatamente adyacente a la fase dispersa, lo que disminuye al mínimo el deterioro del material de la estructura.

El material combustible se puede dispersar bien mezclándole en forma de polvo con un componente metálico, igualmente en forma de polvo (tipo cermet) o también con un metal en forma de fibra.

Combustibles de tipo cermet

Como acabamos de indicar, los cermets son combinaciones de metales y no metales (tales como los materiales cerámicos), ambos en forma de polvo que después se mezclan, dispersan uniformemente, compactan y a continuación se sinterizan o prensan en caliente.

El combustible cermet más importante en el campo nuclear es el constituido por el dióxido de uranio en forma de polvo dispersado uniformemente en una matriz de aluminio, acero inoxidable o circonio. Está igualmente en vía de ensayo la dispersión de partículas de carburo de uranio en acero inoxidable. El cermet constituye el núcleo del elemento de combustible, y normalmente se recubre con el mismo metal que forma la matriz metálica de dicho núcleo.

Los cermets a base de UO_2 deben ser fabricados por pulvimetalurgia, habiendo de tener en cuenta principalmente la distribución de las partículas de UO_2 en la matriz metálica, las dimensiones totales y la perfecta unión entre el núcleo del cermet y la envuelta metálica. Especial atención hay que poner en el mezclado de las partículas de UO_2 , que son normalmente de un tamaño mayor que las partículas más finas de polvo metálico. La proporción de UO_2 en la mezcla puede variar entre el 10 y el 60 por 100, según el tipo de enriquecimiento del uranio. Los cermets se fabrican actualmente en forma de placas y de tubos.

Los métodos principales para elaborar un elemento combustible de tipo de dispersión se indican brevemente a continuación:

- Mezcla en forma de polvo de los componentes para formar el núcleo de combustible.
- Compactado de la mezcla de polvos.
- Sinterizado del producto anterior.
- Acuñado para precisar sus dimensiones.
- Inserción del producto acuñado en un marco metálico.
- Revestimiento de las partes superior e infe-

rior del citado marco con hojas metálicas.

- Soldado del conjunto.
- Laminado en frío y en caliente para obtener el espesor final.
- Recorte a las dimensiones finales.

Las etapas a) a la d) del método pulvimetalúrgico no presentan dificultad. Las presiones utilizadas dependen del tipo de polvo del metal (no inferior a 8.000 Kg/cm^2) y de la proporción de UO_2 . El dióxido de uranio no reacciona durante el proceso con la matriz metálica de aluminio, acero inoxidable o circonio, siendo la unión entre las partículas de UO_2 y el metal de la matriz puramente mecánica.

Las fases a) y f) se muestran en el conjunto despiezado de la placa del elemento combustible antes del laminado en la fig. 33.

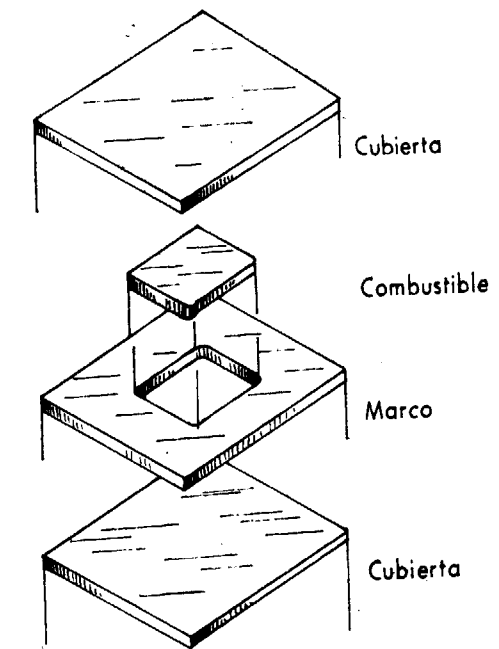


Fig. 33.

Durante el laminado el núcleo de combustible se alarga considerablemente, siendo normales cambios de longitud en la relación 1'12. Durante el alargamiento del material cermet, la estructura puede presentar una orientación como la indicada en la fig 34.

Esta orientación de las partículas de UO_2 en los núcleos de cermet no es perjudicial en cuanto se evita la formación de alineaciones continuas de UO_2 .

El método para fabricar elementos combustibles

de forma tubular también utiliza ciertas partes del tratamiento pulvimetalúrgico, pero totalmente diferentes de las empleadas en la fabricación de elementos planos. El núcleo de cermet se obtiene laminando el polvo. El método de fabricar bandas

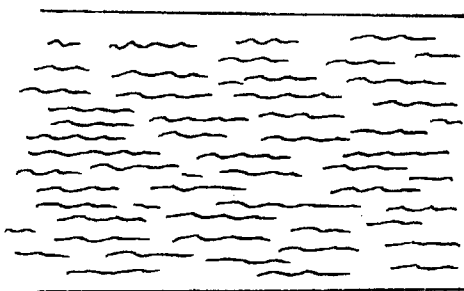


Fig. 34.

o láminas haciendo pasar el polvo a través de las aberturas del tren de laminación, ha alcanzado un buen desarrollo, siendo también posible laminar de polvos de tipo cermet. La figura 35 muestra una sección transversal de un elemento combustible de forma tubular, que contiene un 65 por 100 de partículas de UO_2 en una matriz de aluminio revestido, asimismo, con aluminio.

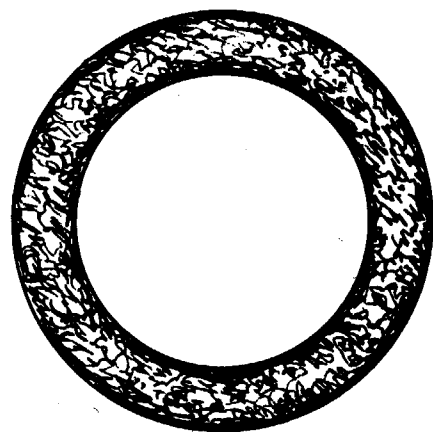


Fig. 35.

El sinterizado de la mezcla cremosa refractaria en moldes, también se ha empleado recientemente para los combustibles de tipo cermet a base de partículas de UO_2 incrustadas en acero inoxidable. Este método presenta la gran ventaja de que se pueden fabricar planchas de cermet planas y anchas en moldes que no son caros, sin la aplicación de presión, lo cual elimina la orientación de las partículas, encontrándose el UO_2 uniformemente distribuido y orientado al azar.

La fabricación de elementos combustibles del tipo de dispersión para los reactores nucleares ha contribuido considerablemente al desarrollo de los materiales cermet, los cuales no sólo encuentran utilización en el campo nuclear, sino también en los dispositivos de alta temperatura y en otras varias aplicaciones. Los últimos estudios e investigaciones en los materiales cermet van enfocados hacia los elementos combustibles a base de niobio.

Combinaciones de polvo y fibra

Han alcanzado un desarrollo interesante entre los materiales que se utilizan en el reactor, las combinaciones de un metal y de un elemento cerámico, que es similar, en parte, al tipo cermet y que consisten en mezclas de fibras y polvo que se compactan en la forma que se desee y que posteriormente aumentan la densidad por el tratamiento y el trabajo en caliente.

Se distinguen fundamentalmente dos tipos de combinaciones de polvo y fibra: a) Fibras cerámicas con partículas de polvo metálico uniformemente distribuido entre aquéllas, y b) Fibras metálicas con partículas cerámicas repartidas uniformemente entre ellas. En ambos casos, el fin perseguido es idéntico: mejorar la resistencia y especialmente la conductividad calorífica de los materiales cerámicos mediante la adición de un componente metálico.

En principio, la técnica de las fibras fue aplicada en la industria del vidrio, y el compactado y sinterizado de las fibras de vidrio son técnicas conocidas y muy útiles para la fabricación de materiales para filtros. El desarrollo de la metalurgia de las fibras en la Armour Research Foundation se han concentrado principalmente en la obtención de materiales porosos.

Dentro de los reactores, la tecnología de las fibras se ha aplicado a la obtención de materiales combustibles con uranio. Dichas fibras que pueden ser a base de uranio-²³³, uranio-²³⁵ o plutonio, se pueden fabricar con puntos de reblandecimiento por debajo de 600° C hasta superiores a 1.000° C, con diámetros comprendidos entre 1 y 5 μ . Las fibras adoptan, generalmente, la forma de las de lana, las cuales se pueden prensar y tejer en formas distintas. Las posibles aplicaciones son como fuente en la química de las radiaciones, o como fuente de calor en el reactor.

Las combinaciones de fibras de óxido de torio, que contienen dispersas de manera uniforme partículas de polvo metálico, se pueden prensar fácilmente y obtener altas densidades, lo que da como resultado un núcleo de material combustible de torio resistente a elevadas temperaturas con consi-

derables mejoras en las características de transmisión de calor, y que posteriormente se recubre con el material conveniente.

Los trabajos de investigación de la división nuclear de la «Martin Corporation», en Baltimore, han demostrado que la producción del núcleo del combustible se puede combinar con la operación de dotarle de una envuelta metálica, lo que origina una mejora en las condiciones de transmisión del calor del elemento combustible. Las fibras de metal con polvo de UO_2 , firmemente dispersado, se introducen hasta llenarlo en un tubo metálico, que luego se cierra y se somete a la operación de estampado, durante la cual la mezcla de fibra metálica y polvo de UO_2 aumenta de densidad y simultáneamente se une al tubo metálico de recubrimiento.

Las fibras metálicas de molibdeno, niobio, circonio, zircaloy, acero inoxidable y otros, se han utilizado introducidas en tubos de zircaloy, acero inoxidable y aluminio. El polvo de UO_2 se inserta por mezclado mecánico del polvo seco con las fibras metálicas o por relleno del componente metálico fibroso con trozos o cuñas de UO_2 .

La fabricación de elementos combustibles, a base de dióxido de uranio y fibras metálicas sometido a un proceso de estampado, permite las siguientes conclusiones:

a) Las características del dióxido de uranio que ejercen más influencia en la densidad del producto estampado, son el tipo de partícula, su tamaño, y la distribución de dicho tamaño.

b) La densidad del compacto de polvo determina la reducción del área a la cual se alcanza la máxima densidad de estampado, de tal forma, que con densidades del compactado más elevadas se precisa menos estampado. No obstante, la densidad del compactado no determina el valor de la densidad de estampado máxima.

c) En la operación de estampado, una vez pa-

sado el punto de máxima densidad, se produce una densidad más baja.

d) El diámetro inicial del tubo tiene influencia sobre el grado de estampado necesario para alcanzar una densidad máxima. Las muestras con un diámetro inicial mayor, precisan de un porcentaje de reducción más alto en el estampado.

e) Cuando el diámetro inicial aumenta, lo hace también la alineación de las fibras en dirección longitudinal. Este aumento en la alineación se cree que es originado por un mayor movimiento de la fibra, producido a su vez por un incremento en la reducción de estampado.

La metalurgia de las fibras y la producción de combinaciones de fibra y polvo son técnicas nuevas, de las que cabe esperar mucho en el futuro, y que probablemente alcanzarán un mayor desarrollo durante los próximos años.

BIBLIOGRAFÍA

- Nuclear Reactor Fuel Elements. Metallurgy and Fabrication*, edited by Albert, R. Kaufmann.
- GLASSTONE: *Principles of Nuclear Reactor Engineering*.
- CLEG FOLEY: *Uranium Ore Processing*.
- BENEDICT and PIGFORD: *Nuclear Chemical Engineering*.
- DAVID H. GURINSKY and G. J. DIENES: *Nuclear Fuels*.
- RODRIGO OTERO, A. y RODRÍGUEZ SOLANO, R.: *La Fluidización en Tecnología Nuclear*. «Energía Nuclear», núm. 13.
- GUILLÉN GALVÁN, J. M. y DARNAUDE, N.: *Obtención de Hexafluoruro de Uranio a partir de Tetrafluoruro de uranio, utilizando fluor como agente de fluoración*.
- ROJAS MARCOS: «Energía Nuclear», núm. 19.
- DÍAZ PEDREGAL, J. y DÍAZ BELTRÁN, A.: *La Planta Piloto de elementos combustibles*. «Energía Nuclear», núm. 19.
- DÍAZ PEDREGAL, J.: *El Centro Nacional de Energía Nuclear de la Moncloa*, «Energía Nuclear» núm. 1.
- REVIEW SERIES: *International Atomic Energy Agency*. Viena.

Recibido: 30-12-67

Efecto del pH y de soluciones salinas sobre cristalizaciones orientadas

por M. MORANTE, F. ARRESE y J. RODRIGUEZ

RESUMEN

Se estudia el efecto producido por el tratamiento con soluciones ácidas de distintos valores de pH sobre el poder epitáxico de la hidromoscovita frente al ioduro amónico.

Con el fin de comprobar si las soluciones ácidas destruyen la superficie del silicato laminar, se ha puesto ésta en contacto con soluciones saturadas de INH_4 durante tiempos crecientes, observándose una recuperación del poder epitáxico después del tratamiento.

ABSTRACT

It has been studied the effect of acid solutions of diferent pH values on the epitaxial power of hydromuscovite in relation to NH_4I . Epitaxial power decreases with the pH value of the solution. In order to prove whether the sheet silicate surface has been destroyed or not, it has been treated by INH_4 saturated solutions. Epitaxial power becomes recovered after this treatment.

En trabajos anteriores (1 y 2) hemos estudiado el efecto que sobre el poder epitáxico de la moscovita, frente al INH_4 , ejerce la sustitución de los K^+ de la superficie por distintos cationes con poder polarizante diferente. En estos trabajos hemos podido comprobar que el poder epitáxico del silicato laminar disminuye cuando el poder polarizante del catión de cambio aumenta.

Habíamos estudiado el efecto de los cationes alcalinos, alcalinotérreos y los térreos, y era muy interesante para completar este estudio ver la influencia que sobre el poder de orientación de la hidromoscovita ejerce un ion de un poder polarizante tan grande como el H^+ .

Con este fin preparamos soluciones clorhídricas de valores enteros de pH, comprendidos entre 2 y 6, y tratamos láminas de exfoliación de hidromoscovita con estas soluciones estudiando el efecto producido sobre el poder epitáxico frente al INH_4 en función del tiempo de tratamiento y de la concentración de la solución ácida.

Los valores obtenidos para el poder epitáxico de la hidromoscovita frente al INH_4 , después de tratada por las distintas soluciones ácidas en función del tiempo, aparecen en el cuadro I, y están representadas en la figura 1.

CUADRO I
Variación del poder epitáxico en hidromoscovita en función del pH y del tiempo

Tiempos	pH-2	pH-3	pH-4	pH-5	pH-6
1'	44	57	67	70	73
2'	39	51	60	63	65
5'	35	46	58	60	60
10'	32	40	55	62	63
20'	26	41	53	59	60
30'	27	40	52	55	63
1 hora	23	38	48	52	57
2 »	29	34	44	49	51
4 »	23	36	43	44	49
6 »	20	34	36	45	46
8 »	24	34	30	39	42
10 »	23	25	28	38	40
24 »	18	23	28	29	30
48 »	14	16	19	22-25	27

CUADRO II

Laminillas de hidromoscovita tratadas por una solución pH = 2 durante veinticuatro horas y posteriormente por una solución saturada de INH_4 durante tiempos distintos. Se recuperó el poder epitáxico desde 13 hasta 74 %

Tiempos	Sol. saturada	Tiempos	Sol. saturada
	13	4 horas	63
5''	40	6 »	63
30''	48	8 »	72
1'	26	10 »	73
2'	49	12 »	68
5'	54	14 »	70
15'	63	28 »	75
30'	60	32 »	71
1 hora	61	34 »	72
2 »	61	96 »	74

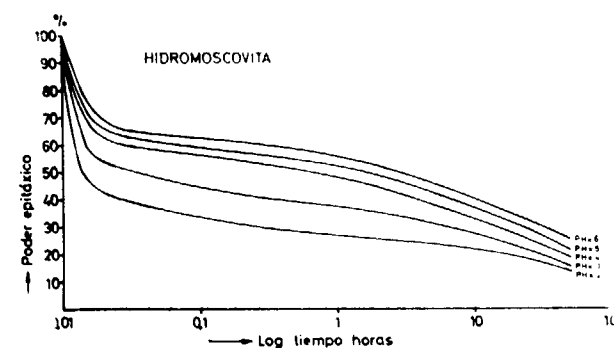


Fig. 1.—Variación del poder epitáxico de hidromoscovita frente al INH_4 , por tratamiento con soluciones ácidas en función del tiempo.

Como se puede observar, en todos los casos el poder epitáxico de la hidromoscovita experimenta un descenso brusco después del primer minuto de tratamiento, que es máximo para la muestra tratada a pH = 2, disminuyendo el poder epitáxico desde 100 que corresponde a la muestra natural hasta 44 %. Para tiempos de tratamiento superiores, el poder epitáxico sigue disminuyendo, pero de una forma mucho más suave. En todos los casos el tratamiento se prolongó hasta cuarenta y ocho horas, habiéndose reducido el poder epitáxico hasta valores comprendidos entre 14 y 27, correspondientes a las muestras tratadas por soluciones de pH = 2 y pH = 6, respectivamente.

Existe la posibilidad de que el tratamiento ácido, sobre todo en soluciones concentradas, dé lugar a una destrucción parcial de la superficie, con lo que se superpondría este efecto al de polarización. El desplazamiento posterior de los H^+ de la superficie externa por NH_4^+ , puede dar una idea de la reversibilidad del proceso, y por tanto de si, en efecto, ha existido una alteración superficial que afecte al poder de orientación. La sustitución de los H^+ por NH_4^+ no puede originar una reorganización de la superficie cristalina, en caso de haber sido destruida por los H^+ . Dado el bajo poder polarizante del NH_4^+ , si existe reversibilidad total aumentará el poder epitáxico considerablemente.

Para comprobar esta hipótesis, hemos tratado con solución saturada de INH_4 durante períodos de tiempos comprendidos entre cinco minutos y noventa y seis horas, las muestras que habían estado previamente, durante veinticuatro horas, en contacto con solución clorhídrica de pH = 2.

Los valores obtenidos figuran en el cuadro II. La representación gráfica de estos valores se encuentra en la figura 2. Como puede observarse,

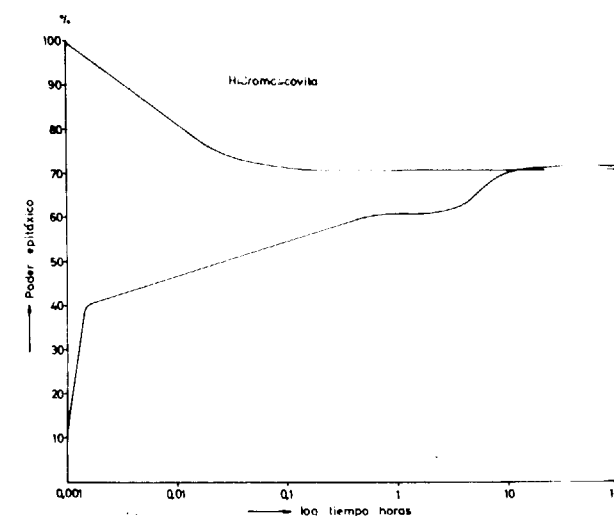


Fig. 2.—Variación del poder epitáxico frente al INH_4 de hidromoscovita natural y tratada previamente con solución ácida de pH = 2 por efecto salino en función del tiempo de tratamiento.

el poder epitáxico de la muestra experimental al principio un aumento rápido del poder epitáxico pasando de 13 a 40 % después de los cinco primeros minutos de tratamiento. El aumento continúa, aunque más lentamente, para tiempos más prolongados de contacto con la solución de INH_4 , hasta alcanzar un valor del 74 % después de noventa y seis horas de tratamiento.

Una comprobación de si la superficie ha sufrido algún daño, aunque sea pequeño, aparte del

cambio iónico por el tratamiento ácido, se obtiene tratando la muestra natural de hidromoscovita por la solución amónica y comparando los valores obtenidos para el poder epitáxico con los que corresponden a las muestras tratadas previamente por soluciones ácidas y después por soluciones amónicas.

Al tratar la hidromoscovita natural por solución saturada de INH_4 , al principio se produce un descenso más acentuado en el poder epitáxico, como ocurre en estos procesos en los que interviene un fenómeno de cambio iónico, para estabilizarse después a partir de una hora de tratamiento, permaneciendo prácticamente constante e igual al que se obtiene para la muestra tratada previamente por soluciones ácidas.

De lo anteriormente expuesto, podemos concluir:

1.º Que el poder epitáxico disminuye al aumentar el poder polarizante del catión de cambio.

2.º Que el poder epitáxico de la hidromoscovita disminuye con el pH de la solución de tratamiento.

3.º Que la disminución del poder epitáxico de la hidromoscovita por tratamiento con soluciones ácidas es totalmente reversible, como lo demuestra la recuperación que se obtiene después de poner en contacto la hidromoscovita H^+ con soluciones amónicas.

4.º Que en el contacto entre la superficie de la hidromoscovita y soluciones ácidas de pH superior a 2, únicamente se produce un fenómeno de cambio iónico, sustituyéndose los K^+ de la superficie por H^+ , sin que se altere la superficie del silicato laminar.

BIBLIOGRAFÍA

- (1) ARRESE, F., MARTÍN PATINO, M. T., MORANTE, M. y JULIO RODRÍGUEZ: «Bol. R. Soc. Española Hist. Nat.» (Geol.), 63, 201-222 (1965).
- (2) ARRESE, F., MORANTE, M. y JULIO RODRÍGUEZ: «Bol. R. Soc. Española Hist. Nat.» (Geol.), 63, 343-348 (1965).

Recibido el 31-X-66.

Estudio petrológico de las tobas dacíticas-riolíticas de Las Negras (Almería)

Por V. SANCHEZ CELA

RESUMEN

En el presente trabajo se hace un estudio petrológico de las tobas dacíticas-riolíticas de Las Negras, en la región volcánica del Cabo de Gata, que nos ha servido para:

- 1.º Establecer su posición dentro de la cronología general de las formaciones volcánicas.
- 2.º Determinar las características petrográficas de estas tobas.
- 3.º Estudiar la naturaleza de los diversos cantos contenidos en ellas y relacionarlos con los de las formaciones volcánicas semejantes.
- 4.º Determinar el origen de los cantos holocristalinos mediante el estudio geoquímico y petrográfico de los mismos.

ABSTRACT

This paper deals with the dacitic-riolitic tuffs of Las Negras in the volcanic region of Cabo de Gata (Almería). The following data are established:

- 1) The stratigraphic position of the tuffs among the general chronology of the volcanic formations.
- 2) The petrology of these tuffs.
- 3) The nature of the several kinds of «pebbles» that form the tuffs and its relations with those forming other similar volcanic formations of the region.
- 4) The determination of the origin of the former holocrystalline types by geochemical and petrographic studies.

RÉSUMÉ

On présente dans ce travail l'étude du point de vue pétrologique, des tufs dacitique-riolitiques de Las Negras dans la région volcanique du Cap de Gata.

Cet étude a permis:

- 1) D'établir la position de ces matériaux dans la chronologie générale de l'ensemble des formations volcaniques.
- 2) De déterminer le caractère pétrographique de ces tufs.
- 3) D'étudier la nature des différents «galets» contenus dans ces tufs et leur relation avec les formations volcaniques similaires de la région.
- 4) De déterminer l'origine des «galets» holocristallins de ces tufs grâce à l'étude géochimique et pétrographique des mêmes.

INTRODUCCIÓN

a) Localización.

Estas tobas dacíticas-riolíticas están situadas en la zona central del complejo volcánico del

Cabo de Gata (Almería), extendiéndose principalmente al O del poblado de Las Negras por la rambla de Las Negras, barranco del Granadillo, Majada de Las Vacas, y por otras zonas de menor importancia. En total ocupan una extensión aproximada de tres kilómetros cuadrados (figura 1).

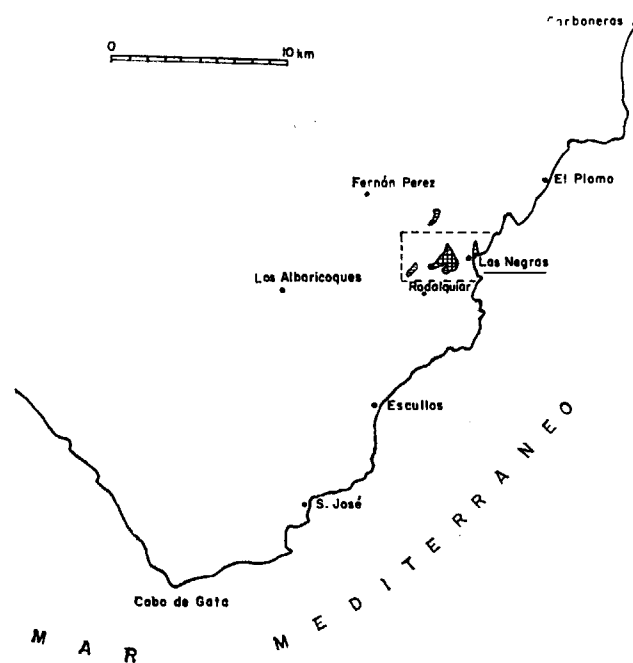


Fig. 1

b) *Métodos de trabajo.*

El estudio petrológico de estas tobas consta de dos partes: una fundamentalmente de campo con la elaboración de una cartografía geológica detallada de los afloramientos (fig. 2); y la segunda experimental, de Laboratorio, en el que se han realizado los análisis siguientes: 1.º Clasificación y descripción de las características texturales de las tobas y de los cantos contenidos en ellas. 2.º Determinación mediante la platina universal de cuatro ejes del tanto por ciento en An, así como las leyes de macla de las plagioclasas, de los ortopiroxenos, clinopiroxenos y anfíboles, y 3.º Con los análisis químicos (doce en total) se ha podido estudiar el quimismo de las tobas, así como la de los cantos englobados en ellas, que añadido a las características petrográficas, nos han servido para relacionarlos con las formaciones volcánicas semejantes.

c) *Trabajos previos.*

La mayoría de los datos bibliográficos son de características generales y muy antiguos; entre éstos deben citarse los de síntesis de Calderón (1892) y los de San Miguel de la Cámara (1936).

Modernamente el equipo investigador del profesor Dr. Fúster Casas, del cual forma parte el

autor, ha realizado una investigación detallada de la geología volcánica de la región del Cabo de Gata. De este equipo debemos citar los trabajos realizados por Galán Xarrié (1963) en las tobas riolíticas, y sobre todo los de Fignatelli García (1964) por el estudio geoquímico y petrográfico de unos cantos graníticos incluidos en la formación objeto de estudio; a ambos damos las gracias por los datos suministrados, que hicieron posible la realización del presente trabajo. Así mismo el autor ha realizado el estudio de las sucesiones volcánicas y que están relacionadas con la aquí descrita. Este trabajo ha sido publicado en «Estudios Geológicos», vol. XXIV-1, del año 1967.

CARACTERES GENERALES

Las tobas dacíticas-riolíticas de Las Negras son de tonos muy claros, casi blancos, contienen diversos cantos de tamaño y naturaleza variada, y cuya montera está formada por un aglomerado de color verdoso más o menos potente, de composición más básica, pero que pertenece al mismo episodio de la formación tobácea.

Los cantos, por orden de frecuencia, son de andesita piroxénica, dacíticos, de andesita piroxénica-anfibólica y holocristalinos.



Fig. 2.—Zona de fractura al N. del Cerro del Aguilón con las tobas dacíticas de color blanco, a la derecha, y una brecha dacítica-piroxénica, a la izquierda.

El contacto con las demás formaciones volcánicas es generalmente por fractura, aunque también puede ser por simple superposición. El contacto con el aglomerado verdoso es muy gradual (figura 2).

Una característica importante que se aprecia en las tobas dacíticas-riolíticas, sobre todo en la rambla de Las Negras, es la del aspecto textural, que depende de la distancia a las zonas de fractura. En éstas y cerca de ellas, las tobas presentan la textura típica tobácea cataclástica; a medida que nos alejamos de ésta se hace menos tobácea, más homogénea, con cristales de formas menos angulosas y más idiomorfas, confundiendo a veces con las formas masivas de dacitas. Estas características unidas al aspecto estructural de tobas no compactadas, mal estratificadas, con cantos de



Fig. 3.—Detalle de las tobas dacíticas de la Rambla de Las Negras con numerosos cantos redondeados de andesita piroxénica, oscuros, y de dacita, claros. Obsérvese cierta estratificación de los mismos.

pequeño a gran tamaño y cierta disposición fluidal en los cristales de anfíbol, principalmente, así como las del aglomerado verdoso que representa la fase final de esta emisión, nos sugiere que estas tobas se han producido por un mecanismo diferente a las típicas tobas de proyección aérea. Para el autor estas tobas son productos de emisión subaérea en que los materiales se han depositado cerca de los centros de emisión. Intercalados entre estos materiales hay otros típicos de proyección aérea como son unas cineritas muy bien estratificadas, que se observan en algunas zonas de la Rambla de Las Negras (fig. 3).

El que se haya encontrado alguna microfauna marina en estas tobas, sobre todo en las cineritas, nos indica que posiblemente estas tobas se hayan formado en ambiente submarino como otras formaciones volcánicas en la zona de estudio.

En el estudio petrográfico de estas tobas debemos distinguir las siguientes unidades:

- 1) La toba cementante.
- 2) El aglomerado verdoso, y
- 3) Los cantos cementados por la toba.

En cuanto a la diversidad de cantos debemos distinguir entre los:

- a) Cantos de andesita piroxénica.
- b) Cantos de dacita masiva anfibólica.
- c) Cantos de andesita piroxénica-anfibólica.
- d) Cantos holocristalinos.

Estas tobas dacíticas-riolíticas no han sido incluidas dentro de la formación de tobas poligénicas de la Rambla del Plomo, aunque a primera vista sean muy semejantes, debido a que están relacionadas con materiales volcánicos diferentes y por contener tipos de cantos (holocristalinos) que no se encuentran en aquéllas.

ESTRATIGRAFÍA Y EDAD DE LAS TOBAS DACÍTICAS-RIOLÍTICAS

La edad de esta formación está comprendida entre la de las dacitas masivas y la de los conglomerados piroxénicos.

La sucesión de los materiales volcánicos en la zona de la Rambla de Las Negras es la siguiente: Dacitas.—Tobas dacíticas-riolíticas, Aglomerados verdosos.—Conglomerados piroxénicos.—Aglomerados anfibólicos.

Los únicos datos paleontológicos son los referentes a la microfauna marina encontrada en las cineritas interstratificadas en las tobas. Según el doctor Saavedra, la edad de esta microfauna está comprendida entre la de Helveciense a Tortoniense, y como tal edad podemos atribuir la de la formación tobácea (fig. 4).

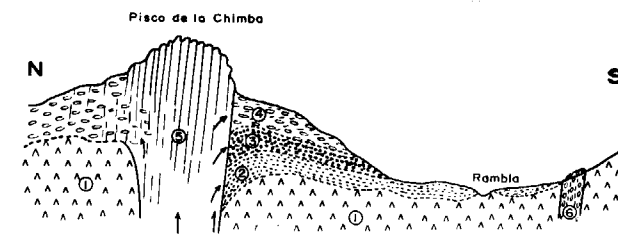


Fig. 4.—Corte esquemático N.-S. del Risco de la Chimba-Rambla del Granadillo.

- 1) Dacitas masivas.
- 2) Tobas dacíticas.
- 3) Conglomerados poligénicos finos.
- 4) Conglomerados poligénicos groseros.
- 5) Andesitas anfibolíticas masivas y aglomeradas.
- 6) Conglomerados piroxénicos.



Fig. 2.—Zona de fractura al N. del Cerro del Aguilón con las tobas dacíticas de color blanco, a la derecha, y una brecha dacítica-piroxénica, a la izquierda.



Fig. 3.—Detalle de las tobas dacíticas de la Rambla de Las Negras con numerosos cantos redondeados de andesita piroxénica, oscuros, y de dacita, claros. Obsérvese cierta estratificación de los mismos.

ESTUDIO PETROGRÁFICO DE LAS TOBAS

A simple vista destacan los cristales de cuarzo, feldespato (plagioclasa), anfíbol y biotita, dentro de una pasta vítrea de color blanco. No se observan en estas tobas estructuras ignimbríticas ni perlíticas como en las de la Rambla del Plomo. Salvo la cobertera, que está formada por los aglomerados verdosos, diferentes estructural-mineralógicamente, no se observan grandes diferencias de abajo a arriba en estas tobas en cuanto al tamaño y variedad de los cantos.

Microscópicamente pueden distinguirse tres tipos de toba no bien delimitados unos de otros. Estos tipos son los siguientes:

- 1) Tobas riódacíticas.
- 2) Tobas dacíticas-anfibólicas.
- 3) Tobas dacíticas anfibólicas-piroxénicas.

1) *Tobas riódacíticas.*

Con esta denominación se incluyen a unas tobas de color blanco con pocos cantos, que se extienden por algunas zonas de la Rambla de Las Negras, principalmente por el N. del Cerro de la Viuda y por la Rambla del Granadillo. Son tobas muy ricas en cuarzo y muy poco compactas. A simple vista se distinguen muy bien los cristales de cuarzo, feldespato y biotita.

Al microscopio son de textura porfídica con fenocristales de cuarzo, plagioclasa y biotita; como accesorios hay algo de anfíbol, minerales opacos y circón. La pasta es fundamentalmente vítrea con pocos y pequeños cristales angulosos de cuarzo y feldespatos.

El análisis modal medio de estas tobas, es el siguiente:

Pasta, 70 por 100; plagioclasa, 16,2 por 100; cuarzo, 6,7 por 100; biotita, 6,8 por 100 y accesorios, 0,3 por 100.

Los cristales de cuarzo son de gran tamaño, de formas subredondeadas a angulosas.

Las plagioclasas, abundantes, se presentan en cristales de tamaño seriado de formas más idiomorfas que los de cuarzo. La basicidad media de estas plagioclasas (datos obtenidos por G. Galán), es de un 50 por 100 en An, variando de un 46 a un 77 por 100). Las leyes de macla más frecuentes son las de albíta-Karlsbad, Karlsbad y albíta (por este orden). La biotita se presenta en fenocristales de subidiomorfos a idiomorfos, así como el anfíbol que suele ser muy accesorio. Este es la típica hornblenda verde de 14 grados de extinción y 73 de ángulo de ejes ópticos (—).

Se ha realizado también un análisis químico

de esta toba, que nos ha servido para obtener las normas moleculares y la composición teórica mineralógica, cuyos valores son los siguientes:

Tantos por ciento en óxidos		Normas moleculares		Composición mineralógica teórica	
SiO ₂	64,6	Ru	0,2	Cuarzo	31,2
Al ₂ O ₃	13,6	Cp	0,1	Feldespato K	21,7
Fe ₂ O ₃	1,2	Mt	1,1	Plagioclasas	37,6
FeO	0,5	Ort	25,7	Biotita	6,4
MgO	1,8	Ab	22,9	Accesorios	3,1
CaO	2,8	An	14,7		
Na ₂ O	2,3	Sp	1,6		
K ₂ O	3,9	En	4,8		
TiO ₂	0,2	Hm	0,1		
P ₂ O ₅	0,1	Q	28,8		
H ₂ O	9,0				
	100,0		100,0		100,0

Si comparamos esta composición con la obtenida en la media de los análisis modales podemos obtener aproximadamente la composición mineralógica teórica del vidrio que forma casi la totalidad de la pasta en estas tobas.

Considerando la parte cristalina de la roca, la proporcionalidad de los cristales es la siguiente: Plagioclasas, 54 por 100; cuarzo, 22,3 por 100; biotita, 22,7 por 100; accesorios, 1 por 100. Resultando entonces para la pasta la composición mineralógica teórica siguiente: Plagioclasas, 31 por 100; cuarzo, 35 por 100; feldespato potásico, 31 por 100 y accesorios 3 por 100, es decir, que:

- 1) En la pasta está contenida la totalidad del feldespato potásico en forma vítrea.
- 2) Que ésta es más rica en cuarzo (SiO₂) y más pobre en plagioclasas que la parte cristalina.
- 3) Que la totalidad de biotita está en forma cristalina.

Del estudio petrográfico y químico de estas tobas se deduce que son intermedias entre las dacíticas y las riolíticas, es decir, son *tobas riódacíticas*.

2) *Tobas dacíticas anfibólicas.*

Se incluyen en estas tobas aquellas en las cuales además de cuarzo, feldespato y biotita, se reconoce a simple vista el anfíbol en mayor o menor cantidad. Pertenecen a la misma unidad de las tobas denominadas riódacíticas, siendo el contacto entre ambos tipos muy difuso; son con mucho las tobas más abundantes en esta zona y cuya composición es muy semejante al de las dacitas an-

fibóticas masivas; en algunas partes se llegan a confundir con ellas.

La diferencia primordial de estas tobas con respecto a las riódacíticas radica en la cantidad y variabilidad de cantos englobados por las mismas. Como hemos dicho, las tobas riódacíticas apenas si contienen algún canto, generalmente de andesita piroxénica; las dacíticas anfibólicas contienen gran cantidad y variabilidad de cantos.

Al microscopio son de textura porfídica tobácea que se hace más cataclástica cuanto más cerca estamos de las zonas de fractura (de emisión). Los fenocristales son de cuarzo, plagioclasa, anfíbol y biotita; como accesorios pueden haber opacos, piroxenos, apatito y circón. La pasta como en todas es vítrea con pocos cristalitas angulosos de cuarzo y feldespatos. El carácter cataclástico se puede observar en los cristales de cuarzo que están completamente rotos, adquiriendo formas muy angulosas, aunque también los hay de formas más idiomorfas, que no han sufrido esta cataclisis.

El análisis medio modal de estas tobas es el siguiente: Pasta, 70,3 por 100; plagioclasa, 16,2 por 100; cuarzo, 3 por 100; anfíbol, 6,5 por 100; biotita, 3,7 por 100 y accesorios, 0,3 por 100.

La basicidad de las plagioclasas varía entre un 40 a un 80 por 100 en An, siendo el tipo medio una de 60 por 100 en An. Las leyes más frecuentes de macla son las de Karlsbad y albíta. Por el estudio petrográfico estas tobas parecen ser un poco más básicas que las anteriores y que podemos clasificar como *tobas dacíticas anfibólicas*.

3) *Tobas dacíticas anfibólicas-piroxénicas.*

Este tercer grupo de tobas se caracteriza por ser textural-mineralógicamente algo diferente a las tobas descritas hasta ahora. Se encuentran en pequeños afloramientos en zonas distantes y no relacionadas con aquéllas; como son las que existen al O del Cortijo del Fraile, al O del Cerro del Jayón y otras de menor importancia.

Son materiales típicos de proyección aérea, cenicientos, bien estratificados y de colores más oscuros que las tobas dacíticas y riódacíticas; generalmente se presentan en tonos blancos grisáceos, de poca potencia.

Contienen numerosos cantos de pequeño tamaño, dominando los de 1 a 5 cm., de composición fundamentalmente andesítica piroxénica, y en menor cantidad de dacita y de andesita piroxénica-anfibólica. En estas tobas no se encuentran cantos holocristalinos.

Al microscopio presentan una textura tobácea cataclástica típica, formada de pequeños cristales rotos de formas angulosas de cuarzo, plagiocla-

sa, anfíbol, biotita y piroxenos. Son frecuentes los enclaves de andesita y de dacita.

Las plagioclasas medidas indican una basicidad algo más elevada que las de las tobas dacíticas. La media es de un 70 por 100 en An.

El anfíbol es la hornblenda de 72 grados de ángulo de ejes ópticos (—) y 14 grados de extinción.

El ortopiroxeno es una hiperstena de 62 grados de ángulo de ejes ópticos (En₆₈ Fs₃₂).

Por el estudio petrográfico podemos clasificar esta toba como dacítica con anfíbol y piroxeno.

Se ha realizado también un análisis químico de esta toba, que nos ha servido para obtener las normas moleculares y la composición mineralógica teórica. Estos valores son los siguientes:

Tantos por ciento en óxidos		Normas moleculares		Composición mineralógica teórica	
SiO ₂	59,2	Ru	0,4	Cuarzo	22,6
Al ₂ O ₃	14,2	Cp	0,3	Feldespato K	11,6
Fe ₂ O ₃	2,9	Mt	3,3	Plagioclasas	41,1
FeO	2,5	Ort	11,6	Anfiboles	19,2
MgO	3,2	Ab	21,9	Piroxenos	1,5
CaO	6,1	An	25,6	Accesorios	4,0
Na ₂ O	2,2	Wo	2,6		
K ₂ O	1,8	En	9,6		
TiO ₂	0,5	Hy	2,1		
P ₂ O ₅	0,1	Q	22,6		
H ₂ O	7,3				
	100,0		100,0		100,0

Si comparamos estos valores con los obtenidos en la toba riódacítica, vemos que hay ciertas diferencias químicas y mineralógicas (teóricas) entre ambos. Las diferencias químicas más apreciables son: la toba riódacítica es más rica en SiO₂ y en álcalis, más pobre en ferromagnesianos y en calcio que la toba anfibólica piroxénica. Las diferencias en cuanto a la composición mineralógica teórica han sido observadas por el estudio petrográfico; las principales son: La toba riódacítica es más rica en cuarzo y en feldespato potásico y más pobre en plagioclasas y elementos ferromagnesianos (anfíboles, piroxenos, opacos), que la dacítica anfibólica-piroxénica.

CANTOS DE ANDESITA PIROXÉNICA

Caracteres generales

Los cantos de andesita piroxénica son con mucho los más abundantes dentro de la formación

de tobas riódacíticas y dacíticas. Son en general de pequeño tamaño, dominando los de 1 a 6 centímetros; de formas redondeadas o subredondeadas y de colores muy oscuros, desde tonos grises plomizos hasta negros. A causa de su pequeño tamaño suelen estar algo estratificados dentro de la toba. El número y tamaño de estos cantos varía según la localidad, así observamos zonas con muchos cantos y otras con pocos distribuidos irregularmente por el terreno (fig. 3).

Las características macroscópicas de estos cantos son muy parecidas a las de los conglomerados piroxénicos. Basándose en esta observación se podía pensar que dichos cantos hayan pertenecido a tal formación; esto, como en el caso de las demás tobas, es imposible debido a que la formación conglomerática piroxénica es posterior a la de las tobas, por lo tanto dichos cantos pertenecen a rocas andesíticas anteriores a la formación de conglomerados piroxénicos.

Estos cantos piroxénicos desaparecen en la cobertera de estas tobas, es decir, en los aglomerados verdosos.

Petrografía.

Al microscopio se observa que estos cantos son textural-mineralógicamente idénticos o muy semejantes a los cantos del conglomerado piroxénico. Son de textura porfídica con abundantes fenocristales de plagioclasa y de piroxenos (orto y clino), de formas bastante idiomorfas, dominando las prismáticas. La pasta es fundamentalmente vítrea, de color oscuro, marrón, y que contiene una cantidad variable de microlitos de feldespato y de ferromagnesianos.

Se han realizado diez análisis modales de diferentes cantos piroxénicos de estas tobas; también se realizaron dos análisis químicos, que nos

Cuadro comparativo (valores medios) de los análisis modales, químicos, normas moleculares y composición mineralógica normativa de los cantos de andesita piroxénica de las tobas dacíticas-riolíticas y de la formación conglomerática piroxénica.

Análisis modales

	Pasta	Plagioclasas	Piroxenos	Opacos	Accesorios
Tobas	51,6	29,1	18,8	0,4	0,1
Conglomerados piroxénicos	55	26,9	17,4	0,4	0,3

Análisis químicos

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	P ₂ O ₅	H ₂ O
Tobas	54,6	17	3,8	3,8	0,1	5,4	8,7	2,3	1,3	0,6	0,1	2,3
Conglomerados piroxénicos	55,3	16,6	3,1	4,3	0,1	5,8	8,6	2,3	1,2	0,6	0,1	2,

Normas moleculares

	Ru	Cp	Mt	Ort	Ab	An	Wo	En	Hy	Q
Tobas	0,4	0,2	4,1	7,6	21,3	33,5	4,2	15,2	3,5	10
Conglomerados piroxénicos	0,4	0,1	3,5	7,1	21,1	32,6	4,2	16,6	4,5	9,9

Composición mineralógica normativa

	Cuarzo	Plagioclasas	Feldespato potásico	Piroxenos	Accesorios
Tobas	10	54,8	7,6	22,9	4,7
Conglomerados piroxénicos	9,9	53,7	7,1	25,3	4

han servido para obtener la norma y la composición teórica de estos cantos. Todos estos datos sirvieron para establecer comparaciones con los valores, en principio muy semejantes, de los cantos de la formación conglomerática piroxénica.

En el cuadro anterior se detallan los valores de los análisis modales, químicos, normas moleculares y composiciones mineralógicas teóricas de los cantos de ambas formaciones.

Como puede observarse fácilmente, estos valores son bastante semejantes en los cantos de las dos formaciones, que añadido al estudio petrográfico: textura, tipos de piroxenos, basicidad de las plagioclasas, etc., nos han servido para confirmar observaciones anteriores en cuanto a la gran semejanza de los cantos de andesita piroxénica de las tobas dacíticas-riolíticas y de la formación conglomerática piroxénica.

Se han realizado numerosas medidas para obtener la basicidad de las plagioclasas y el tipo de orto y clinopiroxeno.

La basicidad de las plagioclasas varía entre un 60 por 100 y un 92 por 100 en An; los valores más comunes están comprendidos entre un 68 y un 85 por 100. El valor medio es de un 78 por 100 en An. Albita-Karlsbad (70 por 100) y Karlsbad (20 por 100), son las leyes de macla más frecuentes.

Los ortopiroxenos son hiperstenas que varían entre un tipo de 61 grados de ángulo de ejes ópticos (—) a otro de 67 (tipo magnésífero poco común). El valor medio y más frecuente es uno de 65 grados, es decir, una En₇₁Fs₂₉, tipo intermedio entre la hiperstena y la broncita.

El clinopiroxeno es la típica augita diopsídica con valores que oscilan entre los 53 y 57 grados para el ángulo de los ejes ópticos (+) y de 39 a 44 grados para el ángulo de extinción. El tipo medio y más común es uno de 55 grados de ejes ópticos y 42 grados de extinción.

CANTOS HOLOCRISTALINOS

Caracteres generales.

Los cantos holocristalinos que se encuentran dentro de las tobas dacíticas-riolíticas son poco abundantes y de pequeño tamaño, de 2 a 8 centímetros generalmente. El aspecto de estos cantos es el de granitos de grano fino: a simple vista pueden distinguirse los cristales de biotita y hornblenda negros sobre una base de color blanca cuarzo-feldespática. La forma de estos cantos es muy parecida a la de los piroxénicos, es decir, redondeada y subredondeada. Sólo se han encon-

trado en contados lugares dentro de las tobas dacíticas-anfibólicas.

Petrografía

Si atendemos a la composición mineralógica de estos cantos, podemos distinguir tres tipos diferentes en cuanto a la presencia o ausencia de algún mineral, y son:

- Cantos holocristalinos con biotita.
- Cantos holocristalinos con biotita y anfíbol.
- Cantos holocristalinos con biotita y piroxenos.

Los dos primeros tipos de cantos, dentro de la poca abundancia, son los más frecuentes. Del tercer tipo sólo se han encontrado dos ejemplares.

Dentro de cada uno de estos tipos aún podíamos establecer otros subtipos atendiendo a si tienen o no faldespato potásico, etc.

También texturalmente podíamos establecer tipos diferentes: cantos con texturas mirmequíticas, con textura aplítica, poiquilítica, etc.

a) Cantos holocristalinos con biotita

Estos cantos están bien definidos, tanto texturalmente como mineralógicamente. Son los más leucocratos de todos los holocristalinos. Mineralógicamente están compuestos de cuarzo, plagioclasa, casi siempre en asociaciones mirmequíticas, feldespato potásico y biotita; como accesorios puede haber minerales opacos, calcedonia, circón y vidrio intersticial.

Texturalmente pueden distinguirse dos tipos de cantos: Cantos con texturas mirmequíticas y cantos sin texturas mirmequíticas. Ambos tipos son microgranudos alotriomorfos.

Las texturas mirmequíticas sólo se encuentran en los cantos holocristalinos con biotita solamente de mineral máfico. Esta asociación mirmequítica cuarzo-feldespática (plagioclasa), por su forma recuerda mucho a la textura micropegmatítica (micrográfica). Estas texturas parecen que están algo condicionadas por la composición química, ya que sólo se encuentran en los cantos más ácidos (leucocratos), que son en este caso los que contienen, además de cuarzo y feldespatos, biotita (fig. 5).

R. Fignatelli, que estudió estos cantos holocristalinos como trabajo de licenciatura en Ciencias, realizó diversos análisis modales de los mismos valores que el autor, después de estudiar petrográficamente no puede tener en cuenta, pues

están sujetos a errores a causa del pequeño tamaño del grano y, principalmente, a causa de los entrecrecimientos mirmequíticos a escala reducida.

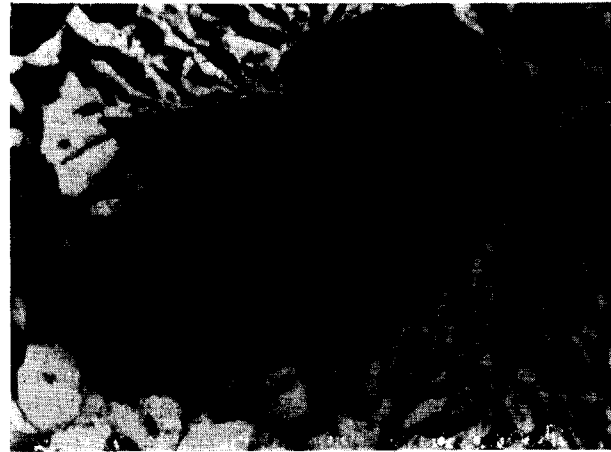


Fig. 5.—(11.141. I. L. M.) Canto holocristalino (granodiorita). Fenocristal de plagioclasa rodeado de una masa mirmequítica cuarzo-plagioclásica. Textura porfiroide.

b) Cantos holocristalinos con biotita y anfíbol.

Estos cantos se encuentran con la misma frecuencia que los anteriores. Son algo más oscuros (más melanocráticos), debido al mayor contenido en minerales máficos.

Una particularidad importante que se observa al microscopio es que nunca presentan entrecrecimientos mirmequíticos de cuarzo y plagioclasa. Como la mayoría de los cantos son microgranudos alotriomorfos, pero aquí aparece un tipo de textura porfídica que está formado de fenocristales de plagioclasa bastante idiomorfos con una pasta holocristalina alotriomorfa de cuarzo, plagioclasa, biotita y anfíbol. Por su aspecto y textura recuerdan mucho a los pórfidos graníticos.

La diferencia principal, además de la presencia de anfíbol, radica en que estos cantos tienen muy poco o nada de feldespato potásico. Esta disminución en la cantidad de feldespato potásico parece ser que viene acompañada de un aumento concomitante en la cantidad de anfíbol.

Otra textura típica es la poiquilitica, con abundantes cristales de tamaño pequeño de plagioclasas de formas prismáticas incluidos en los de cuarzo y biotita, que suelen ser de mayor tamaño (fig. 6).

c) Cantos holocristalinos con anfíbol y piroxenos.

Son los menos abundantes dentro de los tres tipos de cantos holocristalinos. Debido a que sólo se han encontrado dos ejemplares, es un poco aventurado dar unas características texturales-mineralógicas de este tipo de cantos. Los encontrados son de textura granuda hipidiomorfa y de grano más grueso que los otros, formados de cristales de plagioclasa en gran cantidad, hornblenda, orto y clinopiroxeno; como accesorios hay opacos.

La basicidad de las plagioclasas de los cantos holocristalinos ha sido medida por C. Galán, resultando valores comprendidos entre 40 a 60 por 100 en An para los cantos del tipo a); de un 50 a un 65 por 100 en An para los cantos del tipo b), y de un 70 a un 85 para los del tipo c). Las leyes de macla más frecuentes son las de albita, Karlsbad y albita-Karlsbasd.

Los piroxenos, que sólo se encuentran en el tercer tipo de cantos, son una hiperstena de 64 grados de ejes ópticos (—) y la augita diopsideca de 39 grados de extinción y 54 grados de ejes ópticos (+) (valores medios).

El anfíbol es la hornblenda tan frecuente en las rocas volcánicas de la zona de estudio, de 15 grados de extinción y 71,5 grados de ejes ópticos (—) (valores medios).

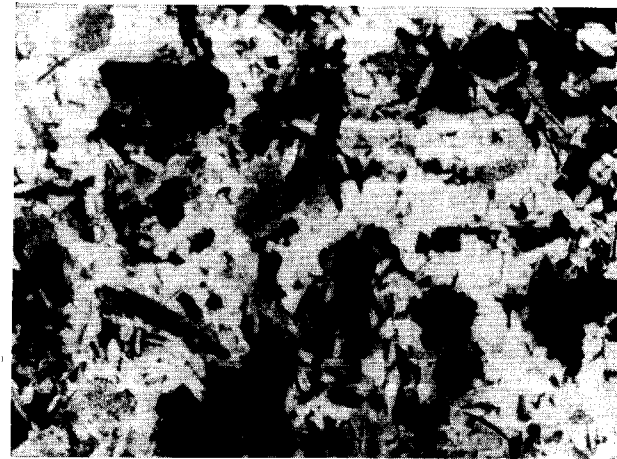


Fig. 6.—(9535. I. L. M.). Canto holocristalino (tonalita). Cristales de cuarzo, plagioclasa, biotita y anfíbol en una textura microgranuda alotriomorfa poiquilitica.

La biotita, aunque no se han hecho medidas ni análisis químicos de ella, es de gran pleocroísmo en tonos rojizos a marrones oscuros, que debido a su frecuente alteración en óxidos de hierro parece ser un tipo muy ferrífero.

ESTUDIO GEOQUÍMICO DE LOS CANTOS HOLOCRI-
STALINOS

Un estudio geoquímico de estos cantos holocristalinos ha sido realizado por R. Pignatelli en el año 1964 como parte del trabajo de Reválida-Tesina de Licenciatura.

En el presente capítulo el autor, basándose en los análisis (ocho) realizados por R. Pignatelli y el estudio petrográfico detallado de estos cantos, trata de relacionar y comparar el quimismo de estos cantos con el de las formaciones volcánicas relacionadas con ellos, principalmente con la de las tobas dacíticas-riolíticas en las que están contenidos; estas relaciones nos han servido para llegar a conclusiones referentes al origen de los mismos.

A continuación, en cuadro adjunto, se detallan los análisis químicos y valores moleculares de P. Niggli de los tipos a, b, media ab, toba riodacítica y de una dacita.

Análisis químicos

	Tipo a	Tipo b	Media ab	Toba	Dacita
SiO ₂	73,6	62,1	67,8	64,6	70,6
Al ₂ O ₃	14	16,1	15	13,5	12,8
Fe ₂ O ₃	0,4	3	1,7	1,1	1
MnO	—	0,1	—	—	0,1
FeO	2	2,8	2,4	0,5	2
MgO	0,5	2,6	1,6	1,8	2,2
CaO	2,3	6,3	4,3	2,8	4,6
Na ₂ O	3,8	2,5	3,2	2,3	2,3
K ₂ O	2,5	1,7	2,1	3,9	2,4
TiO ₂	0,3	0,6	0,5	0,2	0,4
P ₂ O ₅	—	—	—	0,1	0,1
H ₂ O	0,6	2,2	1,4	9,2	1,5
	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Valores moleculares de P. Niggli

	Tipo a	Tipo b	Media ab	Toba	Dacita
si	380	217	299	331	319
al	44,5	33	38,5	40,5	34,5
fm	14	31	33	20	26
alk	28,5	12,5	20,5	24,5	17
c	13	23,5	18	15	22,5
k	0,29	0,30	0,30	0,53	0,41
mg	0,23	0,42	0,34	0,69	0,56
Q	58,1	47,8	53	55	57
L	37,2	37,6	37,4	38	33
M	4,7	14,5	9,6	7	10

Todos los análisis realizados, en número de ocho, corresponden a cantos de los tipos a y b, es decir, a los cantos más frecuentes.

Para el estudio geoquímico de estos cantos, el autor, ha obtenido la media de análisis químicos de los dos tipos. La media del tipo a ha sido obtenida de los análisis 1, 3, 4 y 6; la del tipo b de los análisis 2, 5, 7 y 8 de R. Pignatelli.

Mineralógicamente los cantos del tipo a se parecen a la toba riodacítica y los del tipo b a la dacita.

Químicamente, como se puede advertir en el cuadro adjunto, hay también bastantes afinidades entre los valores de tantos por cientos en óxido y moleculares entre los cantos y las rocas correspondientes.

La principal diferencia que se advierte en los análisis químicos entre la toba y los cantos del tipo a radica en el gran contenido en agua de la toba. Esto es natural si tenemos en cuenta las condiciones locales de ambas formaciones. La diferencia en el contenido de sílice no es significativa en cuanto se puede encontrar dentro de un mismo tipo de roca. La proporción total en álcalis es muy semejante, aunque los cantos sean sódicos y la toba más potásica. Las semejanzas entre los cantos del tipo b y la dacita no son tan acentuados como entre la toba y los cantos del tipo a; en cambio, sí se encuentran grandes semejanzas entre la media de estos dos tipos de cantos y la dacita.

También se ha hallado la composición normativa de los dos tipos de cantos, media de ambos, de la toba y de la dacita, cuyos valores se detallan a continuación:

Composición normativa

	Tipo a	Tipo b	Media ab	Toba	Dacita
Ru	0,14	0,64	0,39	0,18	0,29
Cp	0,02	0,12	0,07	0,15	0,14
Mt	0,36	3,34	1,85	1,12	1,14
Ab	35,06	23,09	29,07	22,90	21,27
An	11,56	24,14	17,82	14,70	13,63
Ort	12,46	3,70	8,08	21,72	14,14
Cor	2,50	—	1,25	2,95	—
Ho	—	12	6	—	14,62
Bi	4,77	9,05	6,91	6,35	1,17
Q	33,21	24,05	28,63	29,80	33,77
	99,87	100,13	100,07	99,87	100,17

En los valores moleculares de Niggli pueden observarse estas semejanzas entre los cantos con las tobas y con las dacitas anfibólicas. Re-

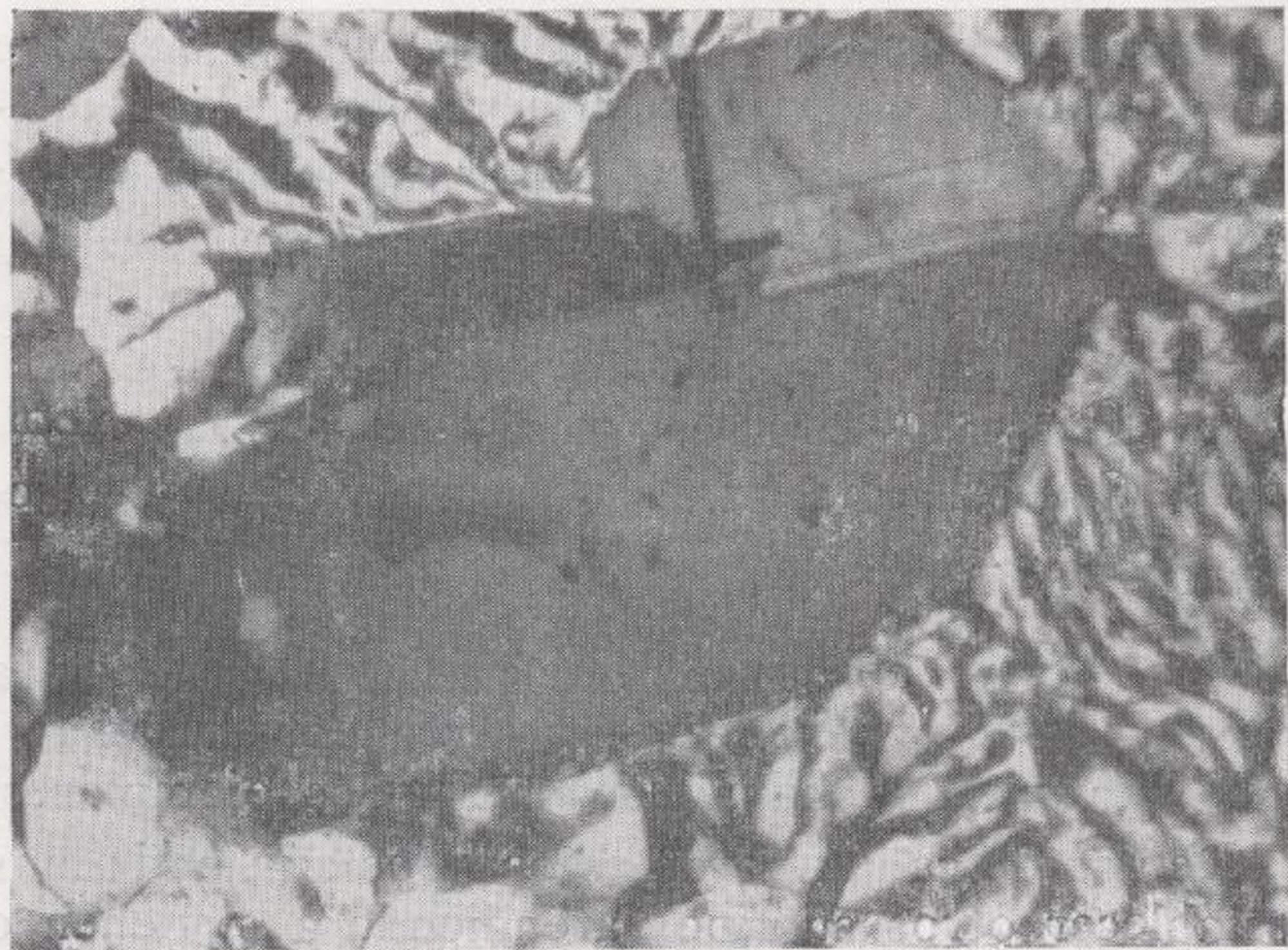


Fig. 5.—(11.141. I. L. M.) Canto holocristalino (granodiorita). Fenocrystal de plagioclasa rodeado de una masa mirmekítica cuarzo-plagioclásica. Textura porfiroide.



Fig. 6.—(9535. I. L. M.). Canto holocristalino (tonalita). Cristales de cuarzo, plagioclasa, biotita y anfíbol en una textura microgranuda alotriomorfa poiquilítica.

lacionando como hemos dicho el tipo *a* con la toba y la media de los cantos *a* y *b* con la dacita, las diferencias más notables que pueden apreciarse son: los cantos del tipo *a* son más ricos en SiO₂ y algo más pobres en elementos ferromagnesianos y en álcalis y algo más pobre en calcio que los *a* y *b* es más rico en elementos ferromagnesianos y en álcalis, y algo más pobre en calcio que la dacita.

La moscovita normativa obtenida por R. Pignatelli se ha convertido en cordierita mediante la operación siguiente: 42 Mos = 33 Cor + 40 Ort — 16 Bi — 15 Q.

El autor basándose en las características petrográficas y petroquímicas de estos cantos ha preferido construir una norma en la que no hubiese moscovita, con el objeto de que no se dé una interpretación de carácter plutónico para estos cantos holocristalinos. Tampoco se ha podido comprobar la existencia de cordierita, que aunque en cantidad muy accesoria, podía esperarse de la composición normativa. Quizás esta cordierita normativa se deba a causa de la sustitución del Al³⁺ por el Fe³⁺ en la red de los silicatos, o también, aunque parece más improbable, a un error de cálculo en los análisis.

El que no aparezca moscovita, añadido a las características petrográficas y geoquímicas de estos cantos, bastantes semejantes a las de las tobas riolíticas y dacitas, nos indica, que estos cantos holocristalinos no se han formado a grandes profundidades, típicas de ambientes plutónicos, sino a poca profundidad, en ambiente volcánico, quizás subvolcánico, a partir de una mezcla magmática fluida sometida a presiones de vapor de agua menores de 2.000 bars., ya que a mayores presiones y dada la composición química original, se formaría moscovita en ambientes típicamente plutónico (Turner, 1960).

El grado de cristalinidad de estos cantos nos indica que se han formado en un ambiente volcánico, pero de facies profunda, subvolcánico, en que el enfriamiento no ha sido muy rápido, lo que ha permitido el desarrollo de una cristalinidad más o menos elevada.

Las analogías y diferencias en la composición normativa entre los cantos, la toba y la dacita, no ofrecen comentario, puesto que son consecuencias de las encontradas en los valores de los análisis químicos y de los valores moleculares de Niggli.

Clasificación de los cantos holocristalinos.

Es muy difícil establecer una nomenclatura adecuada para estos cantos, ya que si sólo atendemos al grado de cristalinidad, podíamos clasi-

ficarlos como tipos de rocas plutónicas, pero si tenemos en cuenta el origen de los mismos, debemos incluirlos dentro de los tipos de rocas volcánicas o acaso subvolcánicas.

R. Pignatelli, en el trabajo de Reválida-Tesina, los ha incluido dentro de la nomenclatura establecida para rocas plutónicas (Nockolds, 1954) y clasificados como granodioritas y tonalitas. Para el autor, la denominación de estos cantos dentro de la nomenclatura plutónica no parece correcta, puesto que el factor primordial en la clasificación de cualquier tipo de roca debe ser el que está basado en el origen de las mismas. El que una roca difiera de otra en el grado de cristalinidad no implica que sean diferentes en el sentido genético, sino que acaso nos indicará unas condiciones físicas locales de consolidación que han sido diferentes.

Una denominación más acertada, para el autor, sería la del nombre de la roca que tenga una composición química similar dentro de una facies establecida: (plutónica, volcánica, etc.), determinada conociendo la génesis de esta roca y añadiéndole un calificativo que expresase el grado de cristalinidad de la misma.

La denominación de los cantos holocristalinos englobados por las tobas dacíticas-riolíticas, puesto que se han formado por diferenciación a partir de una mezcla magmática de composición dacítica que ha originado la formación de dichas tobas y cantos, sería:

Cantos tipo *a* = Riodacitas holocristalinas (Granodioritas).

Cantos tipo *b* = Dacitas holocristalinas (Tonalitas).

Cantos tipo *c* = Andesitas holocristalinas (Dioritas).

AGLOMERADOS VERDOSOS

Introducción.

Con esta denominación incluye el autor a unos aglomerados de color verdoso que se encuentran siempre superpuestos a las tobas dacíticas-riolíticas. Esta formación debe incluirse dentro de las tobas, pues representa la manifestación póstuma de estos materiales volcánicos, siendo el paso de una a otra formación muy gradual, lo que hace que la delimitación entre ambas sea un poco subjetiva.

Los aglomerados verdosos están principalmente localizados en la parte S. de la Rambla de Las Negras, al N. del Cerro del Aire y en el Cerro de la Viuda; todo este cerro está formado por un capuchón de dos a diez metros de poten-

cia de este aglomerado, que se ve descansando sobre las tobas de color blanco. Por la disposición de estos materiales parece ser que el Cerro de la Viuda sea uno de los centros de emisión más importantes de las tobas y aglomerados verdosos.

Caracteres generales.

Estos aglomerados que forman la montera de las tobas dacíticas-riolíticas representan el episodio final de mayor tranquilidad y de carácter fluido dentro de la formación tobácea, como lo demuestra su estructura y su composición.

Como las tobas, estos aglomerados se han originado mediante fracturas diversamente orientadas, que suelen ser las mismas de emisión de las tobas.

La estructura de estos aglomerados a modo de pequeñas lenguas que han corrido, aunque poco, sobre los materiales volcánicos más antiguos, nos hace pensar que estos materiales no son de origen piroclástico, sino que pertenecen a un tipo intermedio entre la emisión fluida de las coladas y la emisión subaérea de las tobas de esta zona.

Algunas veces se ve a estos aglomerados en contacto por fractura con las dacitas masivas; esto se puede apreciar en el Cerro del Aire. Es interesante el contacto cuando las dacitas están alteradas (Rodalquilarizadas) como ocurre al NE. del Cerro del Aire; aquí se ve a los aglomerados verdosos que han hecho intrusión mediante fractura a través de las dacitas; el que estos aglomerados sean posteriores a las dacitas se deduce de dos observaciones importantes: 1) Las dacitas en el borde de la fractura están brechificadas y empujadas en el sentido de la intrusión. 2) El aglomerado verdoso no está afectado por el proceso de alteración tipo Rodalquilar y sí lo están las dacitas.

Petrografía.

El aspecto macroscópico de estos aglomerados es diferente según estemos alejados o no de las zonas de fracturas; así cerca de éstas presenta un aspecto brechoide, masivo, en que apenas contiene matriz. A medida que nos alejamos del centro emisor, esta formación va adquiriendo cada vez más un aspecto de aglomerado con individualización más o menos patente de los cantos de color verdoso sobre una matriz de color claro.

A simple vista se distinguen en estos cantos los cristales de cuarzo, feldespato (plagioclasa) y algún ferromagnesiano de menor tamaño sobre

una pasta de un color que varía entre un verdoso y un gris verdoso claro. La matriz parece ser la misma que la de las tobas, es color muy claro, desde gris ceniza a casi blanco, reconociéndose en ella algunos cristales de cuarzo, feldespato, anfíbol, biotita; esta semejanza se ha comprobado más tarde mediante el estudio microscópico de la misma, por lo tanto, no se repetirán aquí los mismos conceptos ya descritos al hablar de las tobas.

Los cantos de este aglomerado verdoso, al microscopio, son de textura porfídica hipocristalina. Los fenocristales son de cuarzo y plagioclasa de gran tamaño con otros menores de piroxenos, anfíbol, biotita y opacos. La pasta está formada por vidrio y abundantes microlitos de plagioclasa y menos de piroxenos en disposición fluidal. También se observa la presencia de calcedonia intersticial.

El cuarzo se presenta siempre en grandes cristales alotriomorfos y subredondeados y sin apenas inclusiones.

Las plagioclasas se presentan en cristales de tres generaciones, dos en forma de fenocristales y una en microlitos en la pasta. Los fenocristales son de tamaño seriado de formas subidiomorfas. Se reconocen en estos fenocristales dos tipos de diferente generación: Unos parcialmente alterados y corroídos por los bordes, más idiomorfos, de menor tamaño y sin inclusiones de otros minerales, son los fenocristales primeramente formados. Otros están sin alterar, de mayor tamaño, menos idiomorfos y con frecuentes inclusiones de otros minerales y vítreas, son las formadas en segundo lugar. Por último, el tercer tipo de cristales de plagioclasas son los microlitos, que se han formado al mismo tiempo que la pasta, es decir, los de generación más tardía.

El anfíbol y la biotita están muy alterados en óxidos de hierro y muchas veces se transforman en piroxenos y minerales opacos. El anfíbol cuando está sin alterar presenta un pleocroísmo diferente al de las hornblendas típicas, siendo aquí en unos tonos que varían entre un marrón rojizo oscuro hasta un verde amarillento; parece ser un tipo de hornblenda intermedia entre la verde y la basáltica. La biotita, debido a su fuerte pleocroísmo en tonos marrones oscuros y a su frecuente alteración en minerales opacos, debe tratarse de un tipo muy ferrífero.

Los piroxenos que generalmente son de pequeño tamaño, aunque puede haber algún fenocristal, son fundamentalmente monoclinicos, parece que provienen en gran parte de la alteración de los anfíboles, ya que se reconocen secciones basales de este mineral completamente alteradas en infinidad de piroxenos y minerales opacos. Las

características ópticas son: 42 grados de extinción y 54 grados de ejes ópticos (+), es decir, el mismo clinopiroxeno ya descrito.

Accesoriamente aparece también el ortopiroxeno, es la hiperstena de 61 grados de ejes ópticos (-) ($En_{67}F_{33}$).

Después de realizado el estudio petrográfico de estos cantos, se puede establecer el orden de cristalización, que es el siguiente: Accesorios, anfíboles, biotita, plagioclasas (1), piroxenos, opacos (alt), plagioclasas (2), cuarzo, pasta (microlitos de piroxeno, id. de plagioclasa y vidrio) y por último la calcedonia.

Petrográficamente podíamos clasificar a estos aglomerados como dacíticos-piroxénicos.

En cuanto a la composición mineralógica, estos aglomerados representan un estado intermedio entre las tobas y los conglomerados piroxénicos, y como la cronología volcánica está de acuerdo con este orden, cabe interpretar la formación de estos materiales volcánicos como productos originados por diferenciación magmática, que cada vez origina materiales más básicos (tobas riolíticas-dacíticas, aglomerados dacíticos-piroxénicos, conglomerados piroxénicos, etc.).

CONCLUSIONES

1.^a Las tobas dacíticas-riolíticas son materiales volcánicos que se han originado mediante fracturas diversamente orientadas.

2.^a Las características estructurales y litológicas de estos materiales indican que son materiales intermedios entre los de proyección aérea y los lávicos, y cuya consolidación se ha realizado en el seno del mar.

3.^a La edad de estas tobas (datos micropaleontológicos) es de Helveciense a Tortonense.

4.^a Petrográficamente estas tobas corresponden a tres tipos principales: riodacíticas, dacíticas anfibólicas y dacíticas anfibólicas-piroxénicas.

5.^a Los aglomerados verdosos que forman la montera de esta toba, de composición más básica, parecen representar un estado intermedio en la diferenciación magmática entre la formación de las tobas dacíticas y la de los conglomerados piroxénicos, que son consecutivas.

6.^a Los cantos holocristalinos englobados en las tobas son de un origen magmático común que han consolidado en un ambiente subvolcánico.

BIBLIOGRAFÍA

- CALDERÓN, S. (1892): *Sobre las rocas volcánicas del Cabo de Gata*. «Act. Soc. Esp. Hist. Nat.», t. XXI, p. 79. (Extracto del trabajo de Osann, A. *Ueber der Geologischen Bau de Cabo de Gata*, 1891).
- GALÁN XARRIE, C. (1963): *Estudio petrográfico de unas tobas riolíticas al W. de Las Negras*. Inédito.
- OSANN, A. (1891): *Contribución al conocimiento de las rocas eruptivas del Cabo de Gata*. «Zeits. d. Deuts. Geol. Gesch.», vol. 41, núm. 2.
- PIGNATELLI GARCÍA, R. (1964): *Estudio geoquímico y petrográfico de las rocas graníticas incluidas en las tobas de la región volcánica del Cabo de Gata*. Inédito.
- S. MIGUEL DE LA CÁMARA, M. (1936): *Estudio de las rocas eruptivas de España*. «Estudios Geológicos», núm. 3.
- SÁNCHEZ CELA, V. (1967): *Estudio petrológico de las sucesiones volcánicas del sector central de la formación del Cabo de Gata*. «Estudios Geológicos». Vol. XXIV-I.

Recibido el 12-II-67.

INFORMACION

Personal

1. COMISION NACIONAL DE GEOLOGIA (*)

Presidente: Ilmo. Sr. D. Félix Aranguren Sabas.
 Vicepresidente: Excmo. Sr. D. José Cantos Figuerola.
 Secretario: Excmo. Sr. D. Juan Manuel López de Azcona.
 Vocales: Excmo. Sr. D. Francisco Hernández Pacheco.
 » Ilmo. Sr. D. Carlos Orti Serrano.
 » Excmo. Sr. D. Clemente Sáenz García.
 » Excmo. Sr. D. José María Ríos García.
 » Excmo. Sr. D. José Luis Solé Sabaris.
 » Ilmo. Sr. D. Antonio Calatayud Gutiérrez.
 » M. I. Sr. D. Bermudo Meléndez y Meléndez.

2. INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO (*)

Ingenieros de plantilla:

Ilmo. Sr. D. Félix Aranguren Sabas, Director.
 Excmo. Sr. D. José Cantos Figuerola y Sáenz de Carlos, Subdirector.
 Excmo. Sr. D. Juan Manuel López de Azcona, Vocal.
 M. I. Sr. D. Jorge Doetsch Sundheim, Vocal.
 Ilmo. Sr. D. Augusto Gálvez Cañero González Luna, Vocal.
 Sr. D. José María Fernández Becerril, Vocal.
 Sr. D. Joaquín Borrego González, Vocal.
 Sr. D. Juan Pérez Regodón, Vocal.
 Excmo. Sr. D. Juan Antonio Comba Ezquerro, Vocal.
 Sr. D. Enrique Dupuy de Lôme y Sánchez Lozano, Vocal.
 Sr. D. Luis Badillo Díez, Secretario.
 Sr. D. Antonio Marín de la Bárcena y Cantagrell, Vocal.
 Sr. D. Tirso Febrel Molinero, Vocal.
 Sr. D. Manuel López Linares y García, Auxiliar.
 Sr. D. José Suárez Feito, Auxiliar.

Sr. D. Carlos Villalón Dávila, Auxiliar.
 Sr. D. Antonio Quesada García, Auxiliar.
 Sr. D. Joaquín del Valle de Lersundi, Vocal.
 Sr. D. Vicente Pastor Gómez, Auxiliar.
 Sr. D. Manuel Alvarado Arrillaga, Vocal.
 Sr. D. Juan Enrique Coma Guillén, Vocal.
 Sr. D. Indalecio Quintero Amador, Vocal.
 Sr. D. Félix Cañada y Guerrero, Auxiliar.
 Sr. D. Emilio Trigueros Molina, Vocal.
 Sr. D. Ramón Rey Jorissen, Auxiliar.
 Sr. D. José Barón y Ruiz de Valdivia, Auxiliar.
 Sr. D. Francisco Esteban Santisteban, Auxiliar.
 Sr. D. Francisco Javier Ricart Cánovas, Auxiliar.
 Sr. D. Carlos Felgueroso Coppel, Auxiliar.
 Sr. D. José Luis Ochoa y Bretón, Auxiliar.
 Sr. D. Juan José García Rodríguez, Auxiliar.
 Sr. D. Manuel Olmo Alarcón, Auxiliar.
 Sr. D. Julio Sánchez Paus y Bustamante, Auxiliar.
 Sr. D. Pedro García Salinas, Auxiliar.
 Sr. D. Ricardo Echevarría Caballero, Auxiliar.
 Sr. D. Carlos Castells López, Auxiliar interino.
 Sr. D. Fernando Vázquez, Auxiliar interino.

Colaboradores.

Dr. D. Emiliano Aguirre.
 Dr. D. Antonio Arribas Moreno.
 Dr. D. Telesforo Bravo Expósito.
 Ing. D. Serafín de la Concha Ballesteros.
 Dr. D. Miguel Crusafont Pairó.
 Dr. D. José María Fúster Casas.
 Dr. D. Constantino Gaibar Puertas.
 Dr. D. Joaquín Gómez de Llerena.

(*) En 31-XII-1967.

Dr. D. Francisco Hernández-Pacheco y de la Cuesta.
 Dr. Dña. Concepción López de Azcona y Fraile.
 Lic. D. José López Ruiz.
 Dr. D. Francisco Mingarro Martín.
 Dr. D. Valentín Masach Aavedra.
 Ing. D. Laureano Menéndez Puget.
 Ing. D. Carlos Muñoz Cabezón.
 Dr. D. Isidro Parga Pondal.
 Ing. D. Ildefonso Prieto y Carrasco.
 Dr. D. Oriol Riba Anderjú.
 Dr. D. José Rosell Sauni.
 Lic. Dña. Casilda Ruiz García.
 Lic. D. Máximo Ruiz de Gaona.
 Dr. D. Luis Saavedra y García.
 Lic. D. Pedro Salvador Salvador.
 Ing. D. Clemente Sáenz García.
 Dr. D. Luis Solé Sabaris.
 Dr. D. Vicente Sos Baynat.
 Lic. D. Eugenio Torres Enciso.
 Dr. D. José Villalta y Comella.
 Ing. D. José de la Viña y Villa.
 Dr. Dña. Carmen Virgili Rodón.

Profesores de la Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, afectos al Instituto:

Excmo. Sr. D. Antonio Almela Samper.
 Ilmo. Sr. D. Pedro Arsuaga Daban.
 Sr. D. Joaquín Bertet y Capafons.
 M. I. Sr. D. Emilio Lorente Gómez.
 Excmo. Sr. José María Ríos García.

Titulados Superiores afectos al Instituto:

Lic. D. Ernesto Juan-Aracil Segura.
 Lic. Dña. María Luisa Pérez Torres.

Ayudantes de plantilla:

Ilmo. Sr. D. Casto Celestino Mora.
 Sr. D. Luis Llorente Herrero.
 Sr. D. Silvestre Ferrera de la Torre.
 Sr. D. Domingo Baretino García.
 Sr. D. Fernando Rodríguez Abejaro.
 Sr. D. Pedro Cabrera López.

Titulados de Grado Medio, afectos al Instituto:

Ing. D. Sebastián Blázquez Gracia.
 Ing. Téc. D. Antonio Chamero López.
 Ing. Téc. D. Lucas Amado Cueto.
 Ing. Téc. D. Juan Deblas Abejaro.
 Ing. Téc. D. Anastasio García de la Barrera.

Ing. Téc. D. Luis Ilarri Jimeno.
 Ing. Téc. D. Valentín Núñez López.
 Ing. Téc. D. Francisco Robles Cañada.
 Ing. Téc. D. Manuel Rosa Armentero.
 Ing. Téc. D. Manuel Rubio Gea.

NECROLOGIAS

WENCESLAO CASTILLO GOMEZ

Natural de Murcia, donde nació en 29 de mayo de 1889, era uno de los más preclaros Ingenieros de Minas, Don Wenceslao Castillo Gómez.



A los quince años, después de terminar el bachillerato con 25 matrículas de honor y premio extraordinario, le concede la Universidad de Valencia el título de Bachiller de Honor, y la Escuela Normal de Murcia, el de Maestro con Mención Especial.

Durante sus estudios de Ingeniero de Minas siempre ocupó el primer puesto de su promoción, terminando en 1914 con la concesión del Título de Honor.

Cursó brillantemente las asignaturas de licenciatura y doctorado de Derecho, con 21 sobresalientes y 2 premios.

En 1914, por concurso de méritos, se le designa Ingeniero Geógrafo, profesión que desempeñó hasta la desig-

nación de profesor auxiliar de la Escuela de Minas, en 1927. Oposita con gran brillantez a la Cátedra de Geofísica de la Escuela Especial de Ingenieros de Minas y, posteriormente, a la de Ampliación de Cálculo y Mecánica Racional.

Llegó a la categoría de Inspector General de Minas, Presidente de Sección del Consejo de Minería, y de Inspector General de Geógrafos y Presidente de Sección del Consejo de Geografía, Astronomía y Catastro.

Fue Vocal del Patronato «Juan de la Cierva», del C.S.I.C. y Consejero del Patronato «Alfonso el Sabio» del C.S.I.C., Consejero de Educación Nacional y Vocal de la Junta de Enseñanzas Técnicas.

Fue miembro de las Comisiones Nacionales de Astronomía, Geografía, Geodesia y Geofísica, y Geología.

Ocupó un puesto activo en la Sección de Aguas Subterráneas del Instituto Geológico y Minero. Cuando nos encomendaron la creación y organización del Instituto Nacional de Geofísica, lo propusimos como el geofísico más indicado para ocupar la Secretaría del mencionado Centro, y al mismo tiempo, el puesto de Jefe de la Subsección de Sismología, Electricidad y Magnetismo.

Entre sus puestos más destacados figura la Dirección de la Escuela Técnica Superior de Minas y el de primer Director de la Escuela de Topografía; al cesar fue nombrado Director Honorario.

Es autor de 65 publicaciones; una de las primeras, en 1916, fue la célebre traducción al español de las Conferencias sobre Sismometría del Príncipe B. Galitzin, la cual fue muy apreciada.

Estaba en posesión de condecoraciones de las órdenes del Trabajo, Mérito Agrícola, Mérito Naval, Alfonso XII y Alfonso X el Sabio.

Su labor fue muy fecunda y valiosa, ejerció la caridad en cuantas ocasiones se le presentaron y, al fallecer en Madrid el día 15 de enero de 1968, todos decían: Hemos perdido un buen amigo ¡Descanse en paz!

L. DE A.

IGNACIO PATAC Y PEREZ-HERCE

Nace en Gijón en 27 de marzo de 1875, ciudad donde fallece el 18 de octubre de 1967, el ilustre Ingeniero de Minas y activo geólogo D. Ignacio Patac y Pérez-Herce.

Sus primeros pasos en el campo de la geología los inicia en el período de 1911 a 1920, cuando pertenecía al

Distrito Minero de Palencia, con el estudio geológico de las cuencas carboníferas de Palencia y Burgos. Del Distrito pasa a la Escuela de Capataces de Minas, donde profesa las cátedras de Geología y Criaderos hasta su jubilación, en 1946.

La Real Academia de Ciencias Exactas, Físicas y Naturales lo laurea en 1923 con el «Premio Hispano-Americano»,



por su trabajo titulado «Estudio geológico-minero de la cuenca hullera submarina de Arnao».

Inicia en 1927 su trabajo como agregado al Instituto Geológico y Minero, Centro del que fue un valioso cooperador.

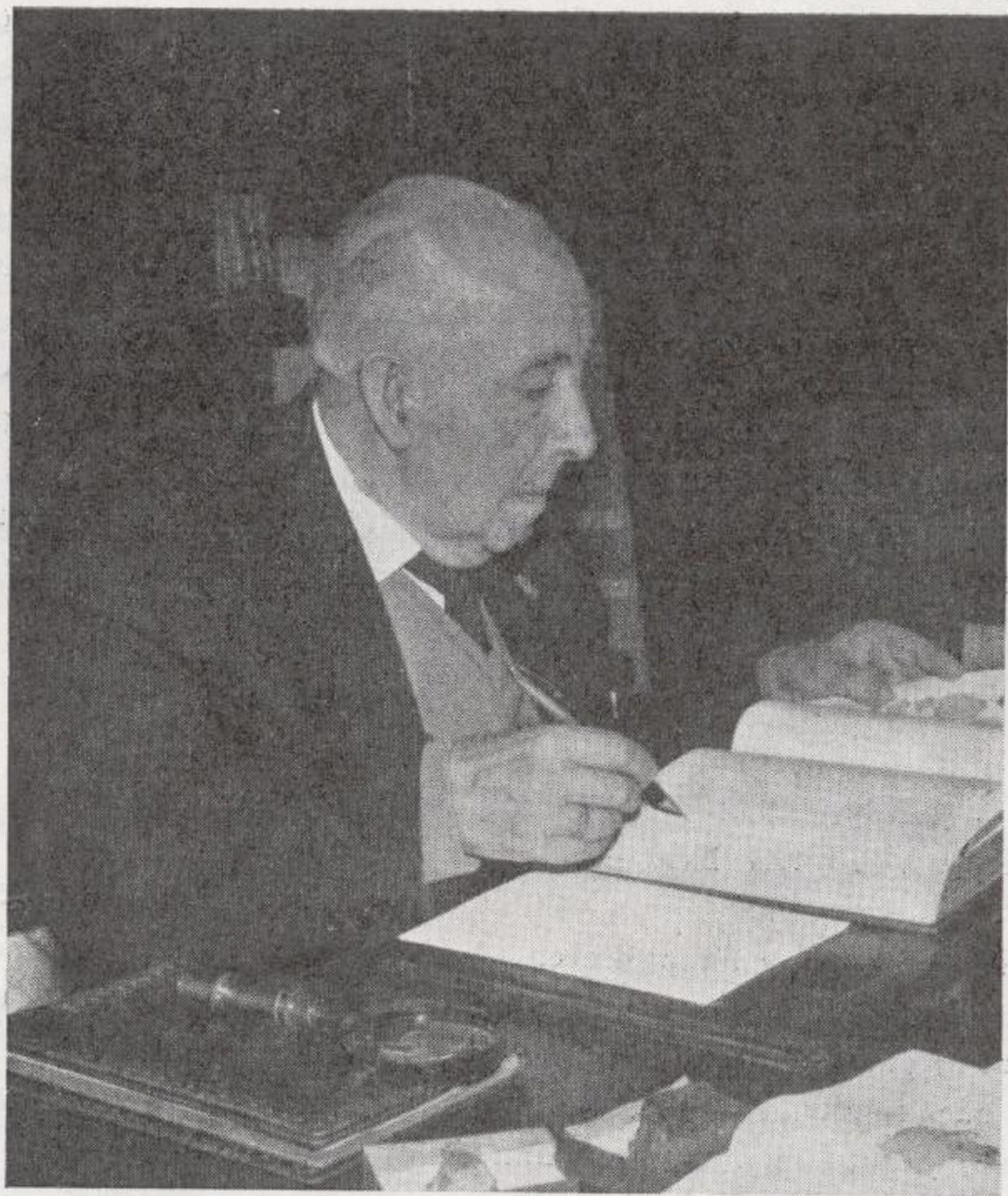
Tuvo actividades destacadas en el Instituto de Estudios Asturianos, donde desempeñó la jefatura de la Sección de Geología y Minería en el Patronato de las cuevas de Altamira y en varias empresas particulares.

Entre otras recompensas le fueron concedidas la Cruz de la Victoria, del Principado de Asturias, y la Gran Cruz del Mérito Civil.

Descanse en paz nuestro colaborador D. Ignacio Patac.

L. DE A.





Noticias

NOVEDADES CIENTIFICAS Y TECNICAS

PROGRESOS EN LA INVESTIGACION ATOMICA

En el Centro de Investigación atómica de Karlsruhe (Alemania) se han conseguido recientemente esenciales progresos para el desarrollo de las barras combustibles termiónicas calentadas nuclearmente. Se ha logrado terminar un experimento en el que se ensayaron en el reactor de investigación, durante más de dos meses, dos emisores termiónicos. El objeto de estos trabajos, apoyados por el Ministerio federal de Investigación, es el desarrollo de barras de elementos combustibles que constan de varios diodos termiónicos conectados sucesivamente y pueden suministrar ininterrumpidamente energía durante un año o más. Se espera haber conseguido este objetivo en 1969. Una importante posibilidad de aplicación de estos elementos es el suministro de corriente para naves cósmicas.

ALMACENAMIENTO DE METANO LIQUIDO EN POZOS

Se ha puesto en marcha en Gran Bretaña, una nueva técnica para el almacenamiento del metano líquido CH_4 , en pozos; para ello, se requiere una temperatura de $112^{\circ} K$, lo que causa la congelación inmediata de las paredes del pozo, por lo cual no necesitan revestimiento.

Los depósitos subterráneos, que se están preparando para almacenar el petróleo, son de 40 metros, se construyen congelando un anillo de tierra hasta la profundidad deseada y excavando después la parte interior no congelada. La baja temperatura del metano líquido mantiene sólida a la pared del depósito. Estos depósitos van cerrados con una cúpula de aluminio.

LADRILLO HECHO CON CENIZAS

El gran consumo de carbón pulverizado en las centrales termoeléctricas origina la producción de unas cantidades importantes de cenizas, principalmente las extraídas de los gases de las chimeneas. En Morgentown, Virginia del Oeste, se ha preparado una planta piloto para estudiar la posibilidad económica y técnica de la fabricación de ladrillos con estas cenizas.

El ladrillo fabricado a partir del polvillo de ceniza tiene una superficie sumamente lisa y colores rojo, amarillo y blanco. Las pruebas realizadas en cuanto a resistencia y absorción de agua indican que el ladrillo fabricado a base de ceniza, iguala o excede las especificaciones establecidas para ladrillos de arcilla.

REUNIONES CIENTIFICAS

SOCIEDAD DE MECANICA DE ROCAS

En el Primer Consejo de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas, celebrado en Salzburg, en octubre de 1966, se acordó la preparación del II Congreso, que tendrá lugar en 1970, y al mismo tiempo la Sociedad indica las siguientes reuniones programadas relacionadas con sus actividades:

9 de febrero de 1968, Estocolmo, Conferencia Nacional, organizada por el Comité de Mecánica de Rocas.

19 a 28 de agosto de 1968, Praga, el Consejo Internacional celebrará en la Sección de Geología diversas sesiones científicas relacionadas con la geología de las rocas.

Del 29 de septiembre al 2 de octubre de 1969, en Denver, una Reunión Internacional, organizada por la Sociedad de Exploración Geofísica.

Del 27 al 31 de octubre de 1968, en Leipzig, la X Reunión de la Oficina Internacional de Mecánica de Rocas.

Del 28 al 29 de octubre de 1968, en Génova, la IX Conferencia de Ingeniería Geológica.

Del 5 al 7 de diciembre de 1968, en Toronto, la V Reunión de la Sociedad Canadiense de Mecánica de Rocas.

CURSO INTERNACIONAL DE HIDROLOGIA

El Instituto de Hidráulica de la Universidad de Padua, organiza para el año 1968, con los auspicios del Consejo Nacional de Investigación del Ministerio de Asuntos Exteriores y de la U. N. E. S. C. O., el Tercer Curso Post-Universitario de Hidrología. El curso dará comienzo el día 18 de enero y su finalidad tendrá lugar el 10 de julio de 1968.

Los temas a tratar son: Estadística y cálculo de probabilidades. Hidráulica de corrientes con superficie libre. Hidrometeorología. Hidrología de aguas superficiales. Hidrología de aguas subterráneas. Hidrometría. Hidráulica fluvial. Modelos hidráulicos, matemáticos y analógicos. Utilización de reservas de agua. Cultura general.

COLOQUIO SOBRE EL EOCENO

En los días 28 a 26 de mayo de 1968 se celebrará en Orleans un Coloquio sobre el Eoceno, organizado por la Comisión Francesa de Estratigrafía, y los temas serán los siguientes:

Inventario y descripción de estratotipos de pisos y de subpisos. La investigación de estratotipos, presentando las facies diferentes de aquéllos de la localidad tipo. Establecimiento de correlaciones entre los estratotipos de cuencas nórdicas y los de las cuencas atlánticas y mesógenas. Redacción de documentos de síntesis paleográfica. Confrontación de las escalas de Europa occidental con las admitidas en otros países.

Estadística y Economía

PLANTA DESALADORA EN PATMOS

En el segundo simposio europeo sobre la desalación del agua de mar, que se reunió en la pasada primavera en Atenas, se informó ampliamente sobre la nueva planta de desalación con energía solar del agua de mar existente en la isla griega de Patmos.

La producción diaria de agua potable de dicha planta es de 31.204 litros, mientras que la planta solar de la isla griega de Sini, la primera construida (1964) entre las de tipo grande, sólo produce unos 1.100 litros/día. La construcción de la planta para desalación de Patmos empezó en octubre de 1966 y su coste ha sido de siete millones de pesetas pagados con fondos gubernamentales griegos.

COTIZACIONES

COTIZACIONES DE METALES

M A T E R I A S	5-12-64	15-12-66	30-11-67	4-1-68	25-1-68
ZINC					
Nueva York (centavos por libra)...	14,50	14,50	14,35	13,50	13,50
Londres (£ por Tm.).....	130 ¹ / ₂ -131	104-105	96 ³ / ₄ -96 ⁷ / ₈	112 ¹ / ₈ -112 ¹ / ₄	110 ¹ / ₄ -110 ³ / ₄
ALUMINIO					
Nueva York (centavos por libra)...	24,50	24,50	25,—	25,—	25,—
Londres (£ por Tm.).....	196,—	192,—	196,—	228-13-4	228-13-4
MERCURIO					
Nueva York (\$ el frasco de 34,5 kilogramos).....	480-500	495-510	500-505	523-528	543-550
Londres (£ el frasco de 34,5 kg.)..	140,—	185-210	180,—	220,—	230,—
VOLFRAMIO					
Londres (chelines por Tm.)... ..	169-174	310-325	352 ¹ / ₆ -362 ¹ / ₆	410-425	417-427
PETROLEO					
Nueva York (\$ por barril).					
East Texas, crudo, en pozo....	3-3,10	3,10	3,20	3,20	3,20
ESTAÑO					
Nueva York (centavos por libra) ..	171,—	154,—	155,50	150,—	145,—
COBRE					
Nueva York (centavos por libra).					
Electrolítico.....	64,50	36-38	38-38,25	38-38,25	38-38,25
Londres (£ por Tm.).....	502-510	426-426 ¹ / ₂	483-484	579-580	590-591
PLOMO					
Nueva York (dólares por libra)....	15,—	11,30	11,30	14,—	14,—
Londres (£ por Tm.).....	141-142	81-81 ¹ / ₄	82 ¹ / ₂ -82 ³ / ₄	93 ¹ / ₈ -93 ¹ / ₄	92 ¹ / ₄ -92 ³ / ₈

REACTOR PARA DESALAR AGUA EN ITALIA

El ministro italiano de Industria, Andreotti, en una sesión del Congreso de Energía Nuclear que tuvo lugar hace unos meses en Roma, anunció que un grupo de cinco empresas de los sectores público y privado, entre las que figuran la «Fiat» y la «Montedison», montarán conjuntamente una planta, en la que se utilizará un reactor «Rovi» para desalar el agua de mar.

INDUSTRIAS PRODUCTORAS DE ASFALTO

La Orden de 9 de noviembre (B. O. 17-XI) aclara la normativa existente sobre la instalación, ampliación y traslado de industrias productoras de asfaltos.

Las plantas cuya producción se destina al consumo nacional están sometidas en todo caso al régimen de autorización administrativa previa.

La producción de asfalto para la exportación, cuando se trate de planta conexas a una refinería de petróleo, puede llevarse a cabo siempre que la planta tenga una capacidad mínima de 300.000 toneladas, necesitando autorización administrativa previa en el caso de que no alcancen dicha producción mínima.

EMPRESAS ANTRACITERAS

Ha sido creado en el Ministerio de Hacienda un Fondo que se nutre con el tres por ciento de las liquidaciones de suministros de antracita a las centrales térmicas y que se destinará a indemnizaciones por despidos, con ocasión de los expedientes de crisis laboral durante el periodo comprendido entre el 11 de noviembre de 1966 y el 31 de diciembre de 1970. El texto de la disposición creadora del mencionado Fondo ha sido publicado en el «Boletín Oficial del Estado» de fecha 6 de noviembre.

ASISTENCIA TECNICA

Una misión española privada estuvo en Brasil a mediados de noviembre para firmar unos contratos de asistencia técnica en importantes proyectos de regadío en aquel país.

GAS NATURAL ARGELINO PARA ITALIA

El Ente Minero siciliano y la sociedad argelina Sonatrach, han creado una compañía mixta para la venta de gas natural del Sahara en el sur de Italia.

IMPORTACIONES DE SULFATO AMONICO

Las compras al extranjero de este producto se han reducido notablemente en el año 1967. En los nueve primeros meses del mismo su valor ha sido de 245 millones de pesetas, frente a 424 millones en igual período de 1966. Las importaciones habían sido contenidas para dar margen a la capacidad de producción nacional que se estimaba ya suficiente. Sin embargo, parece ser que han aparecido últimamente ciertos fenómenos de escasez en el mercado, por lo que se han aplicado las autorizaciones de importación.

ADQUISICIONES DE PETROLEO DE VENEZUELA

El Presidente de la Corporación Venezolana de Petróleos ha efectuado un recorrido por diversos países europeos, entre ellos España, para discutir el nuevo régimen de adquisición de crudos en dicho país, donde se van a sustituir las concesiones por un sistema de contratos de servicio.

Actualmente, la extracción de petróleo venezolano con destino a España se efectúa en su gran mayoría por cuenta de la refinería de Canarias, mientras que las refinerías peninsulares reciben solamente en petróleo venezolano un 3 por 100 de sus entradas totales.

Información legislativa

PERMISOS DE INVESTIGACION Y CONCESIONES DE EXPLOTACION

B. O. N.º	PÁGINAS	FECHA	MINISTERIO	A S U N T O
307	17803	25-XII-67	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de León, La Coruña, Santander y Valencia, por la que se hace público que han sido declaradas caducadas las concesiones de explotación minera que se indican.
307	17803	25-XII-67	Ind.	Resolución del Distrito Minero de León, por la que hace público que ha sido caducada la concesión de explotación minera que se indica.

B. O. N.º	PÁGINAS	FECHA	MINISTERIO	A S U N T O
307	17803	25-XII-67	Ind.	Resolución del Distrito Minero de Córdoba, por la que se hace público que ha sido caducada la concesión de explotación minera que se indica.
310	17914	28-XII-67	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de Granada, Madrid, Teruel y Santa Cruz de Tenerife, por la que se hace público que han sido declarados caducados los permisos de investigación que se indican.
1	28	1-I-68	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de Córdoba, Huelva, Madrid y Palencia, por la que se hace público que han sido declarados caducados los permisos de investigación que se citan.
1	29	1-I-68	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de Córdoba, La Coruña, Guipúzcoa, Jaén y Teruel, por la que se hace público que han sido otorgados los permisos de investigación que se citan.
1	29	1-I-68	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de Granada, Madrid y Jaén, por la que se hace público que han sido cancelados los permisos de investigación que se citan.
19	917	22-I-68	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de Badajoz y Granada, por la que se hace público que han sido otorgadas y tituladas las concesiones de explotación minera que se indican.
19	917	22-I-68	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de Ciudad Real, Córdoba, Jaén y Murcia, por la que se hace público que han sido otorgados los permisos de investigación que se indican.
24	1224	27-I-68	Ind.	Resolución del Distrito Minero de Palencia, por la que se hace público que han sido rehabilitadas las concesiones mineras que se citan.
27	1458	31-I-68	Ind.	Resolución del Distrito Minero de Córdoba, por la que se hace público que ha sido caducado el permiso de investigación que se indica.
30	1646	3-II-68	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de Badajoz, León y Murcia, por la que se hace público que han sido otorgados los permisos de investigación que se indican.
30	1647	3-II-68	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de Córdoba, Madrid y Sevilla, por la que se hace público que han sido otorgados los permisos de investigación que se indican.
31	1721	5-II-68	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de Badajoz, Santander y Zaragoza, por la que se hace público que han sido cancelados los permisos de investigación que se indican.
33	1833	7-II-68	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de la Coruña, Guipúzcoa, León, Palencia y Zaragoza, por la que se hace público que han sido caducadas las concesiones de explotación que se indican.
39	2225	14-II-68	Ind.	Resolución de los Distritos Mineros de Huelva y León, por la que se hace público que han sido cancelados los permisos de investigación que se indican.

HIDROCARBUROS

13	571	15-I-68	Ind.	Decreto 3.227/1967, de 28 de diciembre, por el que se adjudican dieciséis permisos de investigación de hidrocarburos solicitados por las Sociedades «California Oil Company of Spain» y «Texaco (Spain) Inc.».
13	573	15-I-68	Ind.	Decreto 3.228/1967, de 28 de diciembre, por el que se acuerda la cesión a la «Empresa Nacional de Petróleos de Aragón, S. A.» (ENPASA), de un área revertida al Estado en calidad de reserva, procedente del extinguido permiso de investigación de hidrocarburos de la Zona I, denominado «Graus», expediente número 21/1.720/Z.

B. O. N.º	PÁGINAS	FECHA	MINISTERIO	A S U N T O
31	1714	5-II-68	Ind.	Decreto 3.356/1967, de 28 de diciembre, por el que se adjudican cuatro permisos de investigación de hidrocarburos solicitados por la «Empresa Nacional de Petróleos de Navarra, S. A.» (ENPASA), en la Zona I, (Península).
RESERVAS				
301	17551	18-XII-67	Ind.	Resolución de la Dirección General de Minas y Combustibles, por la que se hace público que queda suspendido el derecho de petición de permisos de investigación y concesiones de explotación de toda clase de sustancias minerales, excluidos los hidrocarburos fluidos y las rocas bituminosas, en el período que a continuación se designa, comprendido en la provincia de Zamora.
8	349	9-I-68	Ind.	Orden de 20 de diciembre de 1967, por la que se reservan provisionalmente a favor del Estado los yacimientos de minerales radiactivos en una zona comprendida en las provincias de Soria, Zaragoza, Teruel y (Guadalajara, denominada «Zona decimonovena, Sigüenza».
8	349	9-I-68	Ind.	Orden de 20 de diciembre de 1967, por la que se modifica el número tercero de la Orden ministerial de 4 de abril de 1967 sobre reserva provisional «Zona batolito granítico de los Pedroches» (Córdoba).
16	739	18-I-68	Ind.	Resolución de la Dirección General de Minas y Combustibles, por la que se hace público que queda suspendido el derecho de petición de permisos de investigación y concesiones de explotación de toda clase de sustancias minerales, excluidos los hidrocarburos fluidos y las rocas bituminosas, en determinado período comprendido en la provincia de Cáceres.
PERSONAL				
38	2156	13-II-68	Ind.	Resolución de la Subsecretaría, por la que se conceden ingresos en el Cuerpo de Ingenieros de Minas.
39	2206	14-II-68	Ind.	Orden de 8 de febrero de 1968, por la que se nombra Subdirector General de Energía Nuclear, Petróleo y Gas, de la Dirección General de Energía, a D. Joaquín Ortega Costa.
ENSEÑANZA				
301	17501	18-XII-67	E. y C.	Orden de 30 de noviembre de 1967, por la que se modifica la de 27 de septiembre de 1966, sobre convalidaciones de segundo curso, plan 1964, de Escuelas Técnicas Superiores a los respectivos técnicos de Grado Medio.
301	17501	18-XII-67	E. y C.	Orden de 30 de noviembre de 1967, por la que se establece la convalidación de las asignaturas que se indican de Escuelas Técnicas Superiores a favor de los titulados por las de Grado Medio.
301	17502	18-XII-67	E. y C.	Orden de 30 de noviembre de 1967, por la que se eleva a definitiva la de 26 de septiembre último, que establece las convalidaciones entre asignaturas de los planes de estudio 1957 y 1964 de Escuelas Técnicas Superiores.
301	17502	18-XII-67	E. y C.	Orden de 30 de noviembre de 1967, por la que se eleva a definitiva la de 26 de septiembre último, que establece las convalidaciones de tercero, cuarto y quinto cursos, plan 1964, de Escuelas Técnicas Superiores para los respectivos técnicos de Grado Medio.

B. O. N.º	PÁGINAS	FECHA	MINISTERIO	A S U N T O
301	17502	18-XII-67	E. y C.	Orden de 30 de noviembre de 1967, por la que se eleva a definitiva la de 26 de septiembre último, que establece las convalidaciones entre asignaturas de los planes de estudio 1967 y anteriores de Escuelas Técnicas Superiores.
301	17502	18-XII-67	E. y C.	Orden de 30 de noviembre de 1967, por la que se eleva a definitiva la de 26 de septiembre último, que establece convalidaciones entre asignaturas del curso de acceso plan 1957 y las correspondientes de carrera del plan 1964 de Escuelas Técnicas Superiores.
304	17642	21-XII-67	E. y C.	Orden de 30 de noviembre de 1967, por la que se nombra Catedrático de la Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas de Oviedo a D. Sebastián Sáenz de Santa María y O'avarria.
3	75	3-I-68	E. y C.	Orden de 27 de noviembre de 1967, por la que se eleva a definitiva la de 11 de septiembre último, por la que se implantan especialidades en Escuelas Técnicas de Grado Medio.
VARIOS				
301	17499	18-XII-67	E. y C.	Orden de 30 de noviembre de 1967, por la que se regula el trámite para la concesión del título de Doctor Arquitecto y Doctor Ingeniero «Honoris Causa» y se dictan normas sobre el ceremonial para la investidura de los mismos.
301	17500	18-XII-67	E. y C.	Orden de 30 de noviembre de 1967, por la que se dictan normas regulando la investidura de los Doctores Arquitectos y Doctores Ingenieros.
301	17500	18-XII-67	E. y C.	Orden de 30 de noviembre de 1967, por la que dictan normas regulando el traje académico y distintivos en las Escuelas Técnicas Superiores de Arquitectura e Ingeniería.
304	17645	21-XII-67	M. de la G.	Orden de 5 de diciembre de 1967, por la que se declara de utilidad pública el manantial denominado «El Pinalito», sito en el término municipal de Vilafior, provincia de Santa Cruz de Tenerife.
307	17788	25-XII-67	Ind.	Decreto 2.991/1967, de 14 de diciembre, por el que se aprueban normas para utilización de locomotoras de combustión interna en minas subterráneas.
309	17883	27-XII-67	Ind.	Resolución del Distrito Minero de Oviedo, por la que se hace público haber sido acordado el levantamiento de las actas previas a la ocupación de las fincas que se citan, sitas en el paraje de Lláscaras parroquia de La Felguera, del término municipal de Langreo.
309	17883	27-XII-67	Ind.	Resolución del Distrito Minero de Oviedo, por la que se hace público haber sido acordado el levantamiento de las actas previas a la ocupación de las fincas que se citan, sitas en el término de Vegadotos, parroquia de Santa Rosa, Concejo de Mieres.
1	22	1-I-68	Ind.	Orden de 15 de diciembre de 1967 sobre el derecho de los obreros de las Empresas mineras que se citan a acogerse a los beneficios que en su favor establece el Decreto-Ley de 21 de noviembre de 1963.
19	873	22-I-68	Ind.	Decreto 67/1968, de 18 de enero, por el que se modifica el artículo 130 del Reglamento de Armas y Explosivos.
22	1081	25-I-68	Hacienda	Circular de la Dirección General del Tesoro y Presupuestos, por la que se regula el Fondo de Empresas Antracíferas.
22	1078	25-I-68	P. del G.	Decreto 87/1968, de 18 de enero, sobre reorganización del Ministerio de Industria.
26	1395	30-I-68	Ind.	Orden de 17 de Enero de 1968 sobre proyecto de modernización y ampliación de las instalaciones de lavaderos y eléctricas de las minas de Camargo, propiedad de «Nueva Montaña Quijano», S. A.ª.

B. O. N.º	PÁGINA	FECHA	MINISTERIO	ASUNTO
26	1398	30-I-68	Comercio	Orden de 24 de enero de 1968, por la que se concede a «Unión de Siderúrgicas Asturianas, S. A.» (UNINSA), la importación con franquicia arancelaria de palanquilla y blooms por exportaciones previamente realizadas de redondos, vigas, ángulos y úes.
30	1643	3-II-68	Trabajo	Orden de 16 de enero de 1968, por la que se dispone el cumplimiento de la sentencia recaída en el recurso contencioso-administrativo interpuesto contra este Departamento por «Antracitas de Prañuelas, S. A.».
30	1644	3-II-68	Trabajo	Orden de 17 de enero de 1968, por la que se dispone el cumplimiento de la sentencia recaída en el recurso contencioso contra este Departamento por «Industrial Asturiana Santa Bárbara, S. A.».
30	1646	3-II-68	Trabajo	Orden de 20 de enero de 1968, por la que se dispone el cumplimiento de la sentencia recaída en el recurso contencioso-administrativo contra este Departamento por «Ocejo-García Explotaciones Mineras, S. A.».

Notas bibliográficas

INSTITUTO DE HIDROLOGÍA. GRUPO DE INFORMACIÓN HIDROLÓGICA: *Publicaciones de interés hidrológico existentes en las Bibliotecas de los Centros, miembros del Instituto, Madrid, 1967.*

Comienza la publicación por un resumen de la composición y régimen interior de las bibliotecas de los Centros miembros del Instituto de Hidrología, en el que se indica el número de volúmenes que contienen cada biblioteca, el incremento anual de este número, el número de revistas a que está suscrita la biblioteca, el sistema de préstamos, y el horario de consulta de la biblioteca.

La lista de las revistas que existen en las citadas bibliotecas, se publica por orden alfabético de sus títulos, y a cada título se acompañan unos signos, cuya clave precede a la relación de las revistas, por los que se señalan su periodicidad, y el Centro o Biblioteca en que existe.

Las revistas se dividen en seis grupos de materias diferentes.

GEOFISICA

J. COGNÉ, M. J. GRAINDOR, L. CHAURIS y C. WEBER: *Contribution de la carte gravimétrique a la géologie du massif armoricain*, Memoria del B. R. G. M., núm. 52, 1967.

Cuando se preparó la Carta Gravimétrica de Francia, a escala 1:80.000, en realidad sobre la carta geológica, hubo una zona que se le encomendó al B. R. G. M., y entre ella figura principalmente el macizo armoricano.

Con este motivo tuvieron un gran acopio de datos, y en este trabajo se proponen establecer unas relaciones entre la anomalía de la gravedad y la estructura geológica.

La densidad de las observaciones gravimétricas fue del orden de una por cada dos kilómetros cuadrados. La parte importante de la memoria es un plan metodológico de correlación entre las anomalías de la gravedad, la estructura geológica y en algunos casos con las investigaciones magnéticas también. Las anomalías ligadas a las rocas intrusivas, se estudian sistemáticamente en relación con la naturaleza petrográfica.

El detalle de los capítulos que figuran en la obra es el siguiente:

Zonas estables y zonas móviles en curso de la orogénesis hercínica en el macizo armoricano, relaciones con el campo de la gravedad, por J. COGNÉ; Las dislocaciones mayores del zócalo armoricano, por M. J. GRAINDOR; Gravimetría y metalogénia granítica del macizo armoricano, por L. CHAURIS; Las líneas dominantes del país de León (Finisterre) y metalogénia granítica del macizo armoricano, por L. CHAUDE TRÉGORROIS, por C. DELATTRE y P. PRUVOST; Aportación de la gravimetría a las consideraciones de la fosa central armoricana, por C. BABIN y J. DIDIER; La tectónica última en Bretaña meridional y en Vendée, y sus relaciones con los datos gravimétricos, por M. TERS; La prolongación oriental de los granitos de Lanvaux según la gravimetría y el aeromagnetismo, por C. WEBER; Una alineación de anomalías ligeras coincidentes con las cuencas terciarias en Bretaña, por J. L. JAEGER; Estudio de la anomalía gravimétrica ligera en relación con la cuenca terciaria de Rennes, por J. L. JAEGER y J. CORPEL.

Completan esta memoria varios mapas gravimétricos empezando por los de escala 1:300.000 y escala 1:1.000.000, y una serie de cartas geológicas, etc.

Insistimos en la importancia del establecimiento de un plan meteorológico, para relacionar las estructuras y las anomalías de las cartas gravimétricas y en algunos casos las magnéticas.—L. DE A.

GEYER, O. F.: *Zur faziellen Entwicklung des subbéticaen Juras in Südsanien* «Geol. Rdsch.», t. 56, págs. 973-992, 4 fig. 1 lám, 1967.

Este artículo tiene el carácter de una síntesis, todavía provisional, de la distribución de las facies del Jurásico en la zona subbética. Se basa especialmente en las investigaciones llevadas a cabo por el autor y un grupo de colaboradores suyos en el sector de Caravaca-Cehégín, pero se tienen en cuenta también las de Vera en el sector de Algarinejo, y de los equipos de investigación alemanes, franceses y holandeses en otros sectores de la zona subbética.

Las facies, siempre marinas, son diversas según los sectores y según las épocas. De todos modos, pueden distinguirse, a este respecto, dos tipos fundamentales en el Jurásico de la zona subbética: el «margoso calizo», que corresponde al «Jurásico margoso» de Peyre (y que es el propio del dominio «Subbético medio» definido recientemente por García-Dueñas); y el «calizo noduloso», especialmente bien representado (aunque no exclusivamente) en el «complejo subbético frontal» definido por Busnardo (equivalente al dominio «Subbético externo» definido por García-Dueñas).

A estos dos tipos añade el autor otro, el «calizo nerítico», que está representado en el dominio de la unidad de Málaga, al cual, siguiendo a Mac Gillavry y Paquet, considera como perteneciente al borde meridional del ámbito de la zona subbética. Conviene advertir que esta atribución implica la aceptación de la interpretación tectónica, según la cual la unidad de Málaga se enraizaría al Norte de la zona bética, en lugar de constituir el elemento de origen más meridional, de la zona bética... a no ser que se acepte que la colocación («mise en place») del manto de Málaga haya sido extremadamente temprana, de finales del Triás.

El autor describe a continuación la facies caliza nodulosa, rica en ammonites, que asimila al tipo «Ammonítico rosso». La considera, de acuerdo con los resultados de las interesantes investigaciones de Hollmann (N. Jb. Geol. Paläont., 1962, 1964) sobre el «Ammonítico Rosso» del Norte de Italia, como producto de procesos de redisolución diferencial de sedimentos calizos impuros. Señala la identidad de características de esa facies subbética con la del Ammonítico Rosso de los Alpes meridionales. Igualmente, pone de relieve que la distribución, en el tiempo, de las facies nodulosas en la zona subbética es muy aproximadamente sincrónica del «Ammonítico rosso inferiore» y del «Ammonítico rosso superiore» de dicha región de los Alpes, es decir, con sus máximos desarrollos en el Toarcense y en el Jurásico superior (de Oxfordense a Titónico).

El autor hace notar que facies nodulosas se encuentran también en otro dominio marino de aguas seguramente muy someras, como lo fue el Jurásico inferior de la Mancha (y también en el borde SW de la Cordillera Ibérica), y en todo caso, fuera de un «ámbito geosinclinal». De todos modos, la falta de ammonites, en estos últimos casos, la interstratificación de los niveles nodulosos con otros oolíticos y bioalcareniticos, además de las propias diferencias

entre las formas de los nódulos de esas «Kneuerkalken» de la Mancha y los de las calizas del tipo «Ammonítico rosso» de la zona subbética y otros dominios del geosinclinal alpino s. lat., indican que las primeras corresponden a condiciones ambientales sedimentológicas no totalmente idénticas.

Se dan algunas comparaciones sobre las variaciones de la representación cuantitativa de distintos géneros de ammonites, según localidades y según edad, de los tramos de calizas nodulosas en la zona subbética. El autor hace notar que, mientras en los del Lias superior la macrofauna está únicamente representada por ammonites, en los del Malm se encuentran, además, belemnites, braquiópodos, lamelibranchios y restos de crinoideos.

El Oxfordense tiene en todas partes la facies de calizas nodulosas. Esta puede prolongarse hacia pisos superiores en extensión bastante diferente, según los cortes, incluso entre cortes próximos. Así, en Peña Rubia, junto a Caravaca, se termina en el Kimmeridgense inferior, mientras que sólo 5 km. más allá, en la Sierra de Quípar alcanza el Titónico inferior.

Se insiste también sobre el hecho de la asociación de unos escasos géneros de braquiópodos a las faunas de celalópodos dominantes desde el Lias superior hasta el Titónico de la zona subbética. Se trata de los géneros *Nucleata* y *Pygope*, que caracterizan el dominio «alpino» de braquiópodos del Jurásico y del Cretáceo inferior. Entre los lamelibranchios, sólo las *Posidomias* se hallan representadas en el Jurásico medio. Además, para el autor, los «filamentos» de Colom no serían sino conchas de pequeños individuos de este género.

Se señala la existencia de horizontes de condensación en los límites Lias-Dogger y Dogger-Malm. Unas costras limoníticas se pueden hacer más aparentes. La costra correspondiente al primero de estos límites contiene, en los sectores de Cehégín-Caravaca y de Fortuna, una fauna de ammonites que revela la condensación de los niveles que van de la parte terminal del Toarcense superior hasta las de la base del Bajocense medio. La costra puede contener oolitos ferruginosos y nódulos cuya estructura hace pensar se trate de restos de algas. La costra limonítica superior corresponde a una laguna o hiato sedimentario que abarcaría del Bathonense superior al Oxfordense inferior. Este hiato no es general en la zona subbética, pues los niveles que faltan en dichos sectores han sido identificados en otros. De todos modos, esta tendencia a la condensación, y hasta a la existencia de hiatos en los referidos límites Lias-Dogger y Dogger-Malm, es un hecho bastante general, que rebasa el ámbito subbético y se manifiesta más o menos claramente en el de la zona prebética y hasta en el de la Cordillera Ibérica, además de otros ámbitos alpinos s. lat., como por ejemplo en Sicilia occidental.

La facies margocaliza del Jurásico contrasta con la anterior, por de pronto, por las potencias sensiblemente mayores que alcanzan sus columnas, así como por la falta de evidencias de condensaciones y hiatos. Por el contrario, para el autor, la sedimentación de los tramos rojos del

Malm de estas facies, que pueden contener radiolaritas (por ejemplo el «Jurásico rojo» descrito por Vera en la Sierra de Chanzas), habría sido alimentada con los residuos de los procesos de subsolución que se desarrollaban al mismo tiempo en otras partes de la cuenca y que originaron los antes referidos hiatos.

El contraste de la facies de las calizas nodulosas con la margosocaliza se explicaría fundamentalmente, por parte de la mayoría de los autores (cfr. AUBOIN (1964, Bull. Ser. Géol. France), como efecto de una diferenciación batimétrica en la cuenca sedimentaria. La primera correspondería a umbrales, la segunda a surcos. Todos los hechos de orden sedimentológico observados concuerdan con esta interpretación. No obstante, para el autor, los datos paleontológicos plantean algunas dudas que requerirían, sin duda, una profundización en el estudio de la cuestión, pues en la facies de las calizas nodulosas las faunas encontradas parecen indicar un medio de notable profundidad.

El autor aborda una comparación del Jurásico Subbético con el de la Cordillera Ibérica. Hasta el Pliensbaquense superior, el desarrollo de la sedimentación es bastante semejante, en lo esencial, en ambos dominios. Luego, en el Subbético, se acusa más fuertemente la subsidencia, con lo que litofacies y biofacies acusan unas profundidades netamente mayores. El contraste se acentúa aún más durante el Malm. Baste comparar las faunas casi exclusivamente de ammonites del Malm subbético con las ricas y variadas faunas bentónicas, propias de un mar de aguas someras, del de la Cordillera Ibérica.

Se plantea la cuestión de los nódulos y lechos silíceos en el Jurásico subbético y su eventual relación con la actividad volcánica submarina de la época. El autor hace notar que tal relación, aunque verosímil, no debe ser sencilla, por cuanto el desarrollo de los primeros no guarda una proporción definida con la magnitud de las manifestaciones de la segunda. Nota también que tal actividad no es totalmente exclusiva del ámbito de las Cordilleras Béticas, puesto que en el Liás del País vasco y hasta en el de la Cordillera Ibérica se observa alguna intercalación de rocas volcánicas.

Finalmente, el autor sugiere que, en atención a las estrechas semejanzas entre el desarrollo del Jurásico de la zona prebética y el de la Cordillera Ibérica, el término de «Betibérico», que había propuesto Staub en 1934, sería más

apropiado para denominar el ámbito de la primera. Sin embargo, en opinión del referente, las ventajas de tal cambio no aparecen suficientemente claras, y el término de «prebético» parece, en definitiva, más objetivo, pues no prejuzga del grado mayor o menor de semejanza con otros dominios, lo cual, si bien existe para el Jurásico, puede no darse necesariamente para otros períodos. Por otra parte, se halla ya demasiado arraigado, para que su eventual reemplazamiento fuese seguido por muchos autores.

Este pequeño reparo, y algunos más que podrían formularse (por ejemplo, el del desconocimiento aparente del dominio «subbético interno», de características semejantes a las del «frontal o externo»), a tal o cual punto concreto, no obstan a un juicio netamente favorable del artículo en cuestión. Sin duda, investigaciones ulteriores más detalladas aportarán una mayor matización y probablemente modificaciones en las cuestiones tratadas. Pero hoy por hoy, constituye un buen avance a una visión sintética del Jurásico subbético, en los aspectos sedimentológicos y estratigráficos más fundamentales, y presenta interesantes comparaciones.—J. M. F.

GEOLOGIA

PIERRE-MARC ANTHONIOZ y ANDRÉ FERRAGNE: *Sur la présence d'orthogneiss en Galice Moyenne (Nord-Ouest de l'Espagne)*, C. R. Acad. Sc., Paris, t. 265, págs. 848-851, septiembre, 1967.

La existencia en Galicia central de ciertas regiones donde el «Olló de Sapo» está solamente representado por algunos metros de arena descansando directamente sobre el ortogneis, permite afirmar que las zonas del zócalo antiguo están bien emergidas. El ortogneis ha jugado allí el papel de materia prima para la mayor parte del material detrítico del «Olló de Sapo». Así se encuentra conciliada la presencia lado a lado en este conglomerado de cuarzos azules llamados «riolíticos» y de feldespatos potásicos de dimensiones grandes. Todos estos elementos existen en abundancia en el ortogneis, en su facies porfírica y en su facies microgranuda porfírica con cuarzo automorfo. El estado de conservación bueno de los ejemplares feldespáticos, se explica por la proximidad de su origen.—L. DE A.

SALVADOR REGUANT: *Las intercalaciones rojas del Eoceno marino de Vic (Barcelona)*.

L. VÍA BOADA y J. F. DE VILLALTA: *Heterolimulus gadeai nov. gen., en el Triásico español*.

B. MELÉNDEZ: *Estudios paleontológicos en el Mioceno de la región bética*.

M. CRUSAFONT PAIRÓ: *Notas paleomastológicas*.

M. CRUSAFONT PAIRÓ: *Palcoantropología: Un descubrimiento sensacional*.

G. COLÓM: *Hallazgo de picos mandibulares de «Rhyncho-teuthis» en las arcillas barremienses de Mallorca*.

C. GAIBAR: *Estudio de la circulación superficial del Mediterráneo occidental: Modelos y comportamientos de los flotadores utilizados*.

L. VÍA BOADA: *Abundantes restos de Ocyropa cursor (crustáceo decápodo) en el Cuaternario de Mallorca*.

Año I, núm. 2, abril, 1966.

F. HERNÁNDEZ-PACHECO: *Probable presencia de sedimentos secundarios y paleógenos sobre la plataforma continental de Galicia*.

O. RIBA, J. VILLENNA y T. DES VALLIÈRES: *Nota sobre la presencia de terrenos de edad carbonífera en la parte oriental del macizo de Montalbán*.

J. FERRER: *Observaciones micropaleontológicas en el macizo cretácico de Garraf (Barcelona)*.

J. QUIRANTES-PUERTAS: *Calizas continentales, criterios genéticos de clasificación*.

C. ALVAREZ RAMIS: *Trabajos sobre la flora del Estefaniense cantabroasturico*.

J. F. DE VILLALTA y L. VÍA BOADA: *Un nuevo celacántido en el Triásico español*.

Año I, núm. 3, junio, 1966.

J. A. MARTÍNEZ ALVAREZ y M. TORRES ALONSO: *Nuevo Mapa Geológico del Noroeste de España*.

I. ASENSIO AMOR y N. TEVES RIVAS: *Estudio fisiográfico-sedimentológico de las rías altas del Norte de Lugo*.

V. GARCÍA-DUEÑAS: *Individualización de diversas unidades alóctonas en la zona Subbética (Transversal de Granada)*.

G. COLÓM: *Dos niveles micropaleontológicos interesantes en el Liás inferior del Sur de España y Baleares*.

C. GAIBAR-PUERTAS: *Algunos aspectos prácticos de la investigación de las corrientes oceánicas superficiales*.

M. MIRÓ: *Distribución del carbonato cálcico en los sedimentos marinos del Oriente venezolano*.

Año I, núm. 4, septiembre octubre, 1966.

L. VÍA BOADA: *Pinnixa (Paleopinnixa) mytilicola, nuevo braquiuro fósil, en el Mioceno marino del Vallés (Barcelona)*.

J. F. DE VILLALTA y J. ROSELL SAUNY: *Aportaciones al estudio del Mioceno marino de la comarca del Vallés*.

M.^a ANGELES MARQUÉS ROCA: *Observaciones sobre el Cuaternario del delta del Llobregat (Barcelona)*.

I. ZAMARREÑO: *Estudios de las estructuras sedimentarias de la caliza de montaña de la playa de San Pedro*.

C. VIRGILI e I. CORRALES: *Las series molásicas estefanienses del occidente de Asturias*.

M.^a ANGELES MARQUÉS y S. REGUANT: *Algunos datos paleoecológicos sobre el Cuaternario marino del Prat del Llobregat*.

Año II, núm. 2, marzo-abril, 1967.

Bibliografía geológica española.

Año II, núm. 3, mayo-junio, 1967.

J. A. MARTÍNEZ ALVAREZ y M. TORRES ALONSO: *Esquema geológico del Carbonífero en el Noroeste de España*.

A. VALENCIANO y E. SANZ: *Algunas consideraciones sobre la edad y la paleogeografía de las gravas de Castellbisbal (Barcelona)*.

G. COLÓM: *Sobre la existencia de una zona de hundimientos, plioceno-cuaternarios, situada al pie meridional de la sierra Norte de Mallorca*.

V. GARCÍA-DUEÑAS, A. LINARES y R. MOUTERDE: *Datos estratigráficos sobre la serie mesozoica del río de las Juntas (Montillana, zona subbética, Granada)*.

S. REGUANT: *Lunulites bugei (Bryozoa Cheilostomata) nueva especie del Nummulítico inferior de Tremp (Lérida)*.

M. J. M. BLESS: *Sobre la facies de ostrácodos del Carbonífero Superior y su uso para correlaciones en las cuencas hulleras*.

Año II, núm. 4, septiembre-octubre, 1967.

M. JULIVERT y J. PELLO: *Las dos etapas principales de deformación herciniana en la Cordillera Cantábrica y el trazado de sus estructuras*.

M. SOLER: *Evolución longitudinal del cabalgamiento de Peña Sobía (Asturias)*.

R. CABANÁS: *Notas sobre la zona de meandros encajados del Guadalquivir, al Este de Córdoba*.

C. GAIBAR-PUERTAS y O. F. GEYER: *Estratigrafía del Jurásico y Liásico en el sector de Yémeda (borde SW. de la Cordillera Ibérica)*.

J. A. MARTÍNEZ ALVAREZ: *Extensión y características de las estructuras cabalgantes del Macizo Asturiano*.

J. MONTORIOL-POUS y M. FONT-ALTABA: *Sobre la sal denominada «transformada»*.

Bibliografía Geológica española, 1964-1965.

DOCUMENTO. Publ. por Ensisesa, Madrid.

Núm. 37, noviembre, 1967.

Núm. 38, diciembre, 1967.

Núm. 39, enero, 1968.

Núm. 40, febrero, 1968.

ECONOMÍA INDUSTRIAL. Publ. por el Servicio de Publicaciones, Secretaría General Técnica, Ministerio de Industria, Madrid.

Núm. 46, octubre, 1967.

BOLETÍN DE LA CÁMARA OFICIAL DE COMERCIO, INDUSTRIA Y NAVEGACIÓN DE BARCELONA. Publ. por la Cámara Oficial de Comercio, Industria y Navegación de Barcelona.

Núm. 810, septiembre, 1967.

Núm. 811, octubre, 1967.

Sección informativa de revistas

Publicaciones españolas

ACTA GEOLÓGICA HISPÁNICA. Publ. por el Instituto Nacional de Geología (C. S. I. C.), Barcelona.

Año I, núm. 1, febrero, 1966.

J. A. VERA: *La unidad de «Parapanda Hacho de Loja». Su individualidad estratigráfica y tectónica en la zona subbética*.

BOLETÍN MENSUAL DE ESTADÍSTICA. Publ. por el Instituto Nacional de Estadística. Madrid.
 Núm. 274, octubre, 1967.
 Núm. 275, noviembre, 1967.
 Núm. 276, diciembre, 1967.
 Núm. 277, enero, 1968.

REVISTA DE OBRAS PÚBLICAS. Publ. por el Cuerpo de Ingenieros de Caminos, Canales y Puertos.
 Núm. 3.030, octubre, 1967.
 Núm. 3.031, noviembre, 1967.
 Núm. 3.032, diciembre, 1967.
 Núm. 3.033, enero, 1968.

RACIONALIZACIÓN DEL TRABAJO. Publ. por el Instituto Nacional de Racionalización del Trabajo. Madrid.
 Núm. 3, mayo-junio, 1967.

ESTADÍSTICA INDUSTRIAL DE ESPAÑA, 1965. Publ. por el Instituto Nacional de Estadística, Madrid, 1967.

ESTUDIOS GEOGRÁFICOS. Publ. por el Instituto «Juan Sebastián Elcano». Madrid.
 Vol. XXVIII, núm. 106, febrero, 1967.
 I. ASENSIO AMOR: *Formaciones cuaternarias en la cuenca alta del Guadarrama*.
 RAFAEL CABANAS: *Los Pedroches*.
 Vol. XXVIII, núm. 107, mayo, 1967.

ESTUDIOS GEOLÓGICOS. Publ. por el Instituto de Investigaciones Geológicas «Lucas Mallada» C. S. I. C., Madrid.
 Vol. XXII, núms. 1-2, junio, 1966.
 F. HERNÁNDEZ PACHECO y I. ASENSIO AMOR: *Fisiografía y Sedimentación de la playa y ría de San Vicente de la Barquera (Santander)*.
 R. QUADRADO y J. L. AMORÓS: *Espodumena de Namatche (Alto Lingonha, Mozambique)*.
 A. ARRIBAS: *Mineralogía y metalogía de los yacimientos españoles de uranio. Los indicios cupro-uraníferos en el Triás de los Pirineos centrales*.
 A. ARRIBAS: *Nuevos datos sobre la coffinita*.
 R. VAN DER VOO: *Geology of the Sierra de Tendenera region, Spain's Pyrenees, province of Huesca*.
 A. LINARES y J. A. VERA: *Precisiones estratigráficas sobre la serie mesozoica de Sierra Gorda, Cordillera Bética (provincia de Granada)*.
 Y. CHAMPETIER y E. FOURCADE: *A propos de Cladocrop-*

mirabilis Félix, dans la Jurassique supérieur du Sud-Est de l'Espagne.

P. GASTEL, A. HERNÁNDEZ-PACHECO y M. MUÑOZ: *Las rocas holocristalinas de la Caldera de Taburiente, Isla de la Palma (Canarias)*.

J. L. AMORÓS: *La energía de Madelung en los minerales. I. Los poliformos de la sílice*.

F. ARRESE, S. M. MORANTE y J. RODRÍGUEZ: *Técnica para la identificación de diversas micas*.

INFORMACIÓN ESTADÍSTICA DE MINAS. Publ. por el Servicio de Publicaciones, Ministerio de Industria, Madrid.
 Núm. 77, agosto, 1967.
 Núm. 78, septiembre, 1967.
 Núm. 79, octubre, 1967.
 Serie II, núm. 80, noviembre, 1967.
 Núm. 81, diciembre, 1967.

MEMORIAS DE LA REAL ACADEMIA DE CIENCIAS Y ARTES DE BARCELONA. Publ. por la Real Academia de Ciencias y Artes de Barcelona.
 Núm. 725, vol. XXXVIII, núm. 2, 1967.
 J. FOLCH GERONA: *Sobre minerales artificiales en las pinturas*.
 Núm. 726, vol. XXVIII, núm. 3, 1967.
 Núm. 727, vol. XXXVIII, núm. 4, 1967.
 Núm. 728, vol. XXXVIII, núm. 5, 1967.
 G. COLOM: *Los depósitos lacustres del Burdigaliense superior de Mallorca*.

BOLETÍN DE LA REAL SOCIEDAD ESPAÑOLA DE HISTORIA NATURAL. Publ. por la Real Sociedad Española de Historia Natural y del Instituto «Lucas Mallada» de Geología, Madrid.
 Tomo 65, núm. 3, 1967.
 I. ASENSIO AMOR: *Estudio morfodinámico de cuencas fluviales graníticas. Cuenca del río Navacerrada*.
 P. SÁNCHEZ SORIA y R. PIGNATELLI: *Notas geológicas de la Sierra de Altomira (Cuenca-Guadalajara)*.
 S. LOGUEY, F. ARRESE y J. RODRÍGUEZ: *Estudio mineralógico del yacimiento de magnesita de Asturreta (Navarra)*.
 A. ARRIBAS: *Nuevos minerales españoles de uranio, la kasolita*.
 Tomo 65, núm. 4, 1967.
 F. HERNÁNDEZ-PACHECO: *Características geográficas y geológicas del litoral y de la costa de Campoamor (Alicante)*.
 I. ASENSIO AMOR: *Nivel cuaternario a + 80 m. en la margen occidental de la ría del Eo (zona galaico astórica)*.
 J. M. DíEZ TABOADA: *Composición mineralógica de las*

arenas superficiales actuales de la ría de Arosa-I (Nota previa).

INFORMACIONES Y ESTUDIOS. Publ. por el Servicio Geológico, Dirección General de Obras Hidráulicas del Ministerio de Obras Públicas.
 Boletín, núm. 26, julio, 1967.
 A. GARCÍA YACÜE: *Contribución para la clasificación de los movimientos del terreno*.
 Núm. 27, agosto, 1967.

BOLETÍN DE INFORMACIÓN. Publ. por el Consejo Superior de Colegios de Ingenieros de Minas de España, Madrid.
 Núm. 90, noviembre-diciembre, 1967.

ANALES DE EDÁFOLOGÍA Y AGROBIOLOGÍA. Publ. por el Instituto Nacional de Edafología y Agrobiología «José María Albarada», del C. S. I. C., Madrid.
 Tomo XXVI, núms. 1-4, enero-abril, 1967.
 Tomo XXVI, núms. 5-6, mayo-junio, 1967.
 Tomo XXVI, núms. 7-8, julio-agosto, 1967.

INGENIERÍA. Publ. por Gumersindo García, S. A., Madrid.
 Vol. XVI, núms. 191-192, noviembre-diciembre, 1967.

EL PETRÓLEO EN LOS ESTADOS UNIDOS. Por Fernando Hevia Cangas. Publ. por CAMPSA, Madrid.
 Mayo, 1967.

REVISTA DE LA FACULTAD DE CIENCIAS. Publ. por la Universidad de Oviedo.

Vol. VIII, núm. 2, 1967.
 J. A. MARTÍNEZ ALVAREZ: *Estudios para la realización del Mapa geológico provincial de Asturias, a escala 1:200.000*.
 J. A. MARTÍNEZ ALVAREZ: *Características estructurales del ámbito septentrional o asturiano de la cordillera cantábrica*.
 A. MARCOS: *Estudio geológico del reborde NO de los Picos de Europa (región de Onís-Cabrales, cordillera cantábrica)*.
 M. JULIVERT: *La ventana del río Monasterio y la terminación meridional del manto del Ponga*.

PIRINEOS. Publ. por el Instituto de Estudios Pirenaicos, C. S. I. C., Zaragoza.
 Núms. 75 al 78, 1967.
 J. ROSELL: *Estudio geológico del sector del Prepirineo comprendido entre los ríos Segre y Noguera Ribagorzana (provincia de Lérida)*.

REVISTA DE LA REAL ACADEMIA DE CIENCIAS EXACTAS, FÍSICAS Y NATURALES. Publ. por la Real Academia de Ciencias Exactas, Físicas y Naturales, Madrid.
 Tomo LXI, 1967.

Publicaciones iberoamericanas y filipinas

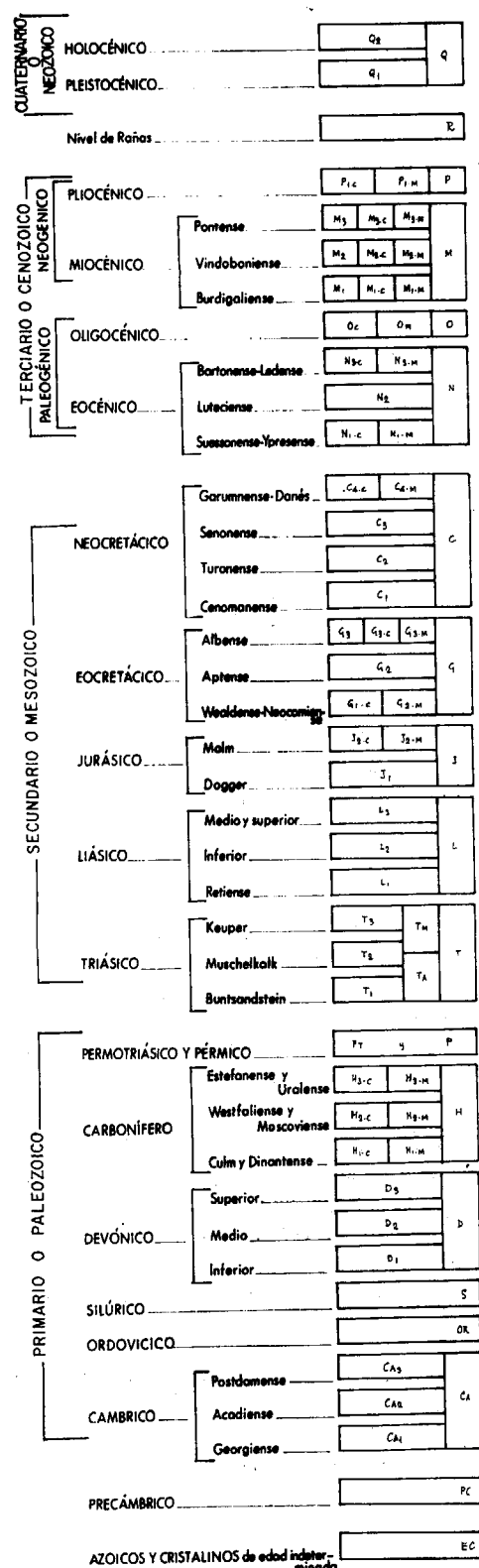
BOLETÍN DE LA ACADEMIA DE CIENCIAS FÍSICAS, MATEMÁTICAS Y NATURALES. Publ. por la Academia de Ciencias Físicas, Matemáticas y Naturales, Caracas (Venezuela).
 Tomo XXVI, núm. 73, 1966.

REVISTA DE HIDROCARBUROS Y MINAS. Publ. por el Ministerio de Minas e Hidrocarburos, Estados Unidos de Venezuela.
 Año IV, núm. 10, enero-marzo, 1953.
 Año IV, núm. 12, julio-septiembre, 1953.

ANALES DE LA SOCIEDAD CIENTÍFICA ARGENTINA. Publ. por la Sociedad Científica Argentina, Buenos Aires.
 Núms. 3-4, t. CLXXXII, marzo-abril, 1967.
 Núms. 5-6, t. CLXXXIII, mayo-junio, 1967.
 R. VANOSI y J. M. STAFFA DE SPAGNOLI: *Determinación de impurezas en cadmio (cobre, zinc, hierro y níquel)*.

MINERÍA Y METALÚRGIA. Publ. por la Asociación de Ingenieros de Minas, Metalúrgicas y Geólogos de México.
 Núm. 37, abril-mayo-junio, 1966.
 J. LÓPEZ CHAIREZ: *Informe del reconocimiento a los depósitos de hierro de Piedra Imán, Gro.*
 R. PESQUERA y M. CARBONELL: *Yacimientos de hierro del área de la Huerta, Jalisco*.
 R. ELVIR y J. GUILLÉN: *Yacimiento de estaño «Los Nopalitos», municipio El Nayar, estado de Nayarit*.
 Núm. 41, abril-mayo-junio, 1967.
 D. CONTRERAS: *Ley Reglamentaria del artículo 27 constitucional en materia de explotación y aprovechamiento de recursos minerales. Asociación Latinoamericana de Minería*.
 E. CERVANTES: *Gacetas históricas. El mineral de Zacatecas*.
 G. H. K. SCHENCK y D. E. EURESTY: *Original diseño crea un nuevo concepto en transporte y acarreo*.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA



Columna estratigráfica propuesta con carácter exclusivo para los Mapas Nacionales* por la Comisión Nacional de Geología, en sesión plenaria del 21-X-67 y aprobada por el Consejo Superior Geográfico, en sesión plenaria del 22-XII-67.
* En caso de que lo permita la escala se admiten subdivisiones de esta columna.

TRABAJOS DE PROXIMA APARICION EN EL «BOLETIN GEOLOGICO Y MINERO»

BURRI, C. y ARÉVALO, P.—*Comunicación sobre algunas lavas y el desarrollo magmático del Vesubio desde la erupción de 1631.*

DUPUY DE LÔME SÁNCHEZ LOZANO, E. y COMO GUILLÉN, J. E.—*Límites de rentabilidad en la explotación de hidrocarburos.*

ESTEBAN SANTISTEBAN, F.—*Informe preliminar de la prospección geofísica realizada en Baza (Granada).*

FERNÁNDEZ BECERRIL, J. M.—*Estudio de concentración de los minerales de hierro del Suroeste de España.—Zona de Jerez de los Caballeros (Badajoz). Mina «Bernardo de Hoyos».*

FERNÁNDEZ GONZÁLEZ, E.—*Mapa pluviométrico de la isla de Gran Canaria.*

JEREZ MIR, L.—*Estructura de lavas almohadilladas en los basaltos de la provincia de Guipúzcoa. Precisiones acerca de la edad de las erupciones.*

JEREZ MIR, L.—*Nueva interpretación tectónica de la zona septentrional de la provincia de Guipúzcoa.*

LÓPEZ RUIZ, J.—*Utilización de la microsonda electrónica en la investigación geológica.*

MONTORIOL-POUS, J.—*Técnica seguida en la toma de muestras para la formación de una colección monográfica sobre la cuenca potásica catalana.*

PELLO MUÑIZ, J.—*Nuevos datos sobre la estratigrafía y tectónica del borde NO. de la Cuenca carbonífera central de Asturias.*

QUESADA, A. y ESPEJO, J. M.—*Aportación al conocimiento geológico-minero de la Sierra de Gádor en las proximidades de Berja (Almería).*

SALVADOR SALVADOR, P.—*Medidas de precisión de los parámetros de una red cristalina.*

ESCANDELL, B.—*Aportación al conocimiento de la historia geológica y tectónica de las Baleares.*

SECUELAS ARROYO y LEDESMA ZULOAGA, J. L.—*Garantía de precisión en los clasificadores de minerales.*

CENTENO GONZÁLEZ, R.—*El problema de la elección de combustible para la producción de energía eléctrica.*

TORRES PEREZ HIDALGO, T. J. DE.—*Un hiénido de las cavernas de Pedraza de la Sierra, Segovia.*

SIERRA LÓPEZ, J. y VERGARA SCHULZE, A.—*La sustitución de pentlandita por siegenita.*

ARÉVALO, P. y MABEL CORLETT.—*Estudio del feldespato potásico de Zarzalejo (El Escorial, Madrid) por medio de la microsonda.*

IGLESIAS, J. E. y MARTÍN VIVALDI, J. L.—*Estudio cristalográfico de los granates de El Hoyazo (Almería).*

MARTÍN VIVALDI, J. L. y LINARES GONZÁLEZ, J.—*Las bentonitas del Cabo de Gata.*

NORMAS PARA LOS AUTORES

Los trabajos que se reciban para su publicación en el BOLETÍN GEOLÓGICO Y MINERO serán revisados para decidir si procede su publicación.

Los autores deberán atenerse a las siguientes normas:

Texto.

Se entregará mecanografiado a doble espacio por una sola cara y con amplios márgenes. Este texto se considerará definitivo y en él será marcada la fecha de recepción y prioridad.

Cuando en el trabajo se acompañen figuras, cuadros y fotografías, el autor deberá dejar un pequeño espacio con indicación del lugar donde han de intercalarse si es posible.

Todos los trabajos en lengua castellana irán precedidos de un breve resumen en español e inglés. Los de idiomas extranjeros lo llevarán en su idioma y también en español.

Bibliografía.

Se incluirá al final de cada trabajo la relación de las obras consultadas por orden alfabético de autores, empleándose las normas y abreviaturas usuales.

En casos excepcionales se podrá citar alguna obra no consultada.

Parte gráfica.

Los originales de figuras, cuadros y fotografías se entregarán aislados, indicándose en ellos el título del trabajo, nombre del autor y número de la ilustración. La parte gráfica será reproducida a las anchuras máximas de 80 mm. (una columna),

170 mm. (doble columna), 230 mm. (página) y 380 mm. (doble página). Las ilustraciones a escala, ésta se expresará solamente en forma gráfica con objeto de evitar errores en caso de reducir el original.

Se evitará en lo posible la inclusión de encartes, así como se reducirá a lo indispensable el número de figuras y fotografías. Todas las figuras irán numeradas correlativamente según su orden de inserción.

Pruebas.

Serán enviadas a los autores para que realicen en ellas las correcciones de carácter gramatical, así como los errores de imprenta, no admitiéndose modificaciones ni adiciones al texto original.

Las pruebas serán devueltas por el autor en el plazo máximo de quince días, pasados los cuales la Redacción decidirá entre retrasar el trabajo o realizar ella misma la corrección, declinando la responsabilidad por los errores que pudieran persistir.

La Redacción efectuará la corrección de unas segundas pruebas, que servirán para comprobar que se han cumplido las correcciones efectuadas por el autor en las primeras.

Tiradas aparte.

Se asignan 25 tiradas aparte con carácter gratuito por trabajo publicado. Cuando el autor desee un número mayor del indicado deberá abonar la diferencia.

La Redacción del BOLETÍN introducirá cuantas modificaciones sean necesarias para mantener los criterios de uniformidad y calidad del mismo. De estas modificaciones se informará al autor.