

05.65.19

PEDRO N. STIPANICIC Y FELIX RODRIGO

C.N.E.A. Biblioteca	
ARCHIVO PUBLICACIONES	
Nº 1	AÑO 1965

NUEVAS POSIBILIDADES DE APROVECHAMIENTO ECONOMICO DE ALGUNOS YACIMIENTOS METALIFEROS

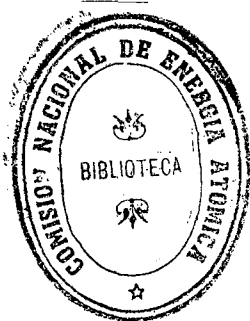
De ACTA GEOLÓGICA LILLOANA, tomo V, páginas 217-238
(Tomo I de las SEGUNDAS JORNADAS GEOLÓGICAS ARGENTINAS)

TUCUMAN
REPÚBLICA ARGENTINA
1965

PEDRO N. STIPANICIC Y FELIX RODRIGO

NUEVAS POSIBILIDADES DE APROVECHAMIENTO ECONOMICO DE ALGUNOS YACIMIENTOS METALIFEROS

De ACTA GEOLÓGICA LILLOANA, tomo V, páginas 217-238
(Tomo I de las SEGUNDAS JORNADAS GEOLÓGICAS ARGENTINAS)



TUCUMAN
REPÚBLICA ARGENTINA
1965

NUEVAS POSIBILIDADES DE APROVECHAMIENTO ECONOMICO DE ALGUNOS YACIMIENTOS METALIFEROS

POR PEDRO N. STIPANICIC Y FELIX RODRIGO *

SUMMARY

New possibilities of economical profit from some metalliferous deposits. — This study summarizes the experience obtained during the last years in hydrometallurgy of poor and marginal ores. The authors attempt to diminish the unfavourable influence of transportation suggesting improvement of methods for the extraction of uranium in a selective way, employing extractive liquids, or by semi-selective grinding and leaching.

In reference to these methods, experience obtained in the United States, Canada and England in the use of ion-interchanging resins and selective solvents is mentioned, their application to Argentine ores on both chemical and industrial scale (as is done in the CNEA) is suggested.

The use of semi-selective extraction of minerals of low percentage, or of ores which are some distance from industrial centres, implies the recovering of concentrates by "in situ" leaching with alkaline acids, and by heap-leaching.

These methods, which are best known (Spain, Portugal) are used in our country on both chemical and industrial scale.

The recovering of uranium and other accompanying metals can be obtained either by lime, magnesian or sodic precipitation or by selective concentration of resins, amines or absorbing materials.

Nowadays the possibilities of system for other metals such as Ni, As, Cu, V, Cr and Zr are being studied.

I. ANTECEDENTES

El extraordinario desarrollo de las técnicas hidrometalúrgicas registrado en las dos últimas décadas dentro del campo de la industria del uranio, trascendió el ámbito de la misma y abrió nue-

* Comisión Nacional de Energía Atómica, Gerencia de Materias Primas.

vas posibilidades a grandes sectores del panorama minero no nuclear, al permitir la concentración económica de menas pobres, marginales o bien evitar la incidencia desfavorable y limitante del rubro transporte.

En muchos casos, la aplicación de estas técnicas permite transformar en redituables algunos depósitos minerales que hasta el presente no lo eran, si se pretendía beneficiarlos por los métodos convencionales de concentración física, pirometalurgia e hidrometalurgia clásica.

Al respecto, se estima conveniente presentar una síntesis evolutiva sobre algunos procesos hidrometalúrgicos en los últimos años y destacar la repercusión económica que ellos provocan o pueden provocar.

Una vez descubierta la fisión del uranio y evidenciada la extraordinaria importancia que la misma revestía en el aspecto bélico, se inició de inmediato una verdadera carrera a los efectos de disponer de cantidades apreciables de este metal.

Hasta el año 1946, las únicas fuentes de aprovisionamiento de minerales uraníferos eran los yacimientos de Shinkolobwe (Congo Belga), Joachimsthal (Checoslovaquia y Alemania), Port Radium (Canadá) y Urgeiriça (Portugal), cuyas menas de alta ley (a veces superiores al 1 % U_3O_8) eran procesadas según los métodos clásicos, derivados de aquéllos que se aplicaban en la recuperación del radio (10, 24, 26, 27).

Lanzada en 1945 la primera bomba atómica, de inmediato surgió en Estados Unidos la imprescindible necesidad de disponer no sólo de mayores cantidades de uranio para satisfacer los requerimientos inmediatos, sino también para asegurar la tenencia de un stock básico para el futuro mediano.

Esta circunstancia obligó a buscar nuevas fuentes de aprovisionamiento, y así, a partir de 1947, comenzaron a descubrirse los grandes yacimientos de uranio en varias partes del mundo (Sud Africa, Plateau del Colorado, Canadá, etc.) casi todos ellos con control sedimentario y que a la fecha representan más del 90 % de las reservas mundiales de dicho metal (10, 26, 27).

Sin embargo, en la mayoría de los casos, los tenores medios de sus menas oscilaban entre 0,1 y 0,2 % U_3O_8 , para bajar en algunas oportunidades hasta 0,07 y 0,08 % U_3O_8 .

Como sólo por excepción las mismas eran aptas para ser preconcentradas por vía física antes de entrar al tratamiento químico convencional, la aplicación directa de este último presentaba grandes problemas, entre los que se pueden citar (28).

1. Los grandes volúmenes de mineral a ser explotados, molidos y procesados.
2. El elevado consumo de reactivos por parte de la roca huésped de la mineralización y de los minerales acompañantes.
3. La gran dilución del uranio en los líquidos extractantes, de los cuales debería ser recuperado a veces en presencia de cantidades considerables de otros elementos e impurezas.

Todas estas circunstancias obligaron a que desde 1948(se buscaran métodos más convenientes y efectivos para concentrar el uranio partiendo de menas con tenores muy bajos en dicho metal.

Las líneas de ataque para encajar el problema fueron varias, destacándose sin embargo dos:

- A. Desarrollo y perfeccionamiento de métodos de concentración selectiva del uranio a partir de los líquidos extractantes (extracción líquido/líquido por solventes y resinas de intercambio) (3, 9, 16, 21, 28).
- B. Desarrollo de métodos económicos y sencillos para extraer el uranio de los minerales en forma semiselectiva, sin necesidad de instalar plantas convencionales de molienda y lixiviación (23, 24).

II. METODOS DE CONCENTRACION SELECTIVA

A partir de 1948, varias instituciones y laboratorios de los Estados Unidos, Canadá e Inglaterra se ocuparon intensamente en desarrollar el punto A, orientando en principio la investigación hacia el uso de resinas intercambiadoras de iones y llegando a poner a punto métodos que permitían la fijación selectiva del uranio por las mismas, mientras que las impurezas permanecían en las soluciones. En la etapa siguiente, de elución del metal fijado en las resinas, las soluciones ya contenían 20 veces más uranio que los líquidos originales y 100 veces menos impurezas (3, 16, 21, 28).

En escala industrial, la primera planta de concentración para minerales de uranio por resinas comenzó a operar en Sud Africa en 1952.

En igual sentido, también se trabajó intensamente en la concentración selectiva por solventes. Si bien en principio se emplearon éteres fosfóricos, muy pronto la investigación se orientó hacia las aminas diluídas en kerosene, las que permitieron rendimientos y selectividades no sólo comparables a las de las resinas, sino también instalaciones más económicas y sencillas (9).

Las primeras plantas de concentración selectiva del uranio por solventes aminados se instalaron en 1955 en Estados Unidos de América, reemplazando a veces a las de resinas.

Lo importante del caso, sin embargo, es que este tremendo esfuerzo se orientó luego, una vez superados los problemas de la concentración del uranio, a la recuperación y concentración selectiva de otros metales contenidos en menas de bajas leyes o complejas, que no eran aptas para su tratamiento por los métodos de concentración física o pirometalúrgica.

Es así, que actualmente ya se conocen procesos basados en el uso de resinas y de solventes que permiten la concentración selectiva del Mo, Cu, V, Cr, W, Fe, Zn, Cd, Co, Ni, Zr, Hf, Ta, Au, Ag y tierras raras (3, 11, 16, 21, 24, 35).

Algunos de estos métodos también fueron ensayados en el Servicio de Hidrometalurgia de la Gerencia de Materias Primas de la CNEA, tanto en escala de laboratorio como de planta piloto, usando una buena variedad de agentes, drogas, equipos, etc., determinándose cuál proceso era el más conveniente para aplicar a cada mineral uranífero argentino.

En escala industrial, la primera planta de Sudamérica para concentración selectiva por solventes aminados entró en operación a principios de 1963, habiendo sido totalmente proyectada y construída en la citada dependencia de la CNEA (5). La misma no sólo permite la concentración del uranio sino también la recuperación económica del cobre y del vanadio acompañantes a partir de los líquidos de lixiviación de los minerales —aún cuando los tenores de esos metales sean muy bajos y sensiblemente inferiores a los hasta ahora considerados útiles o redituables—, y de la refinación de los preconcentrados de uranio producidos por "heap leaching".

De esta manera, en Planta Córdoba —establecimiento que dispone de dicho equipo de gran elasticidad operativa—, se están procesando menas de muy distinta procedencia y variable composición (4, 22, 25, 30, 31, 32, 33), como lo destaca la lista adjunta:

1. De mina "Huemul" (Mendoza) con 0,25 % U_3O_8 y 2,5-3 % Cu, recuperándose ambos metales.
2. De mina "Agua Botada" (Mendoza), con 0,8-1 % U_3O_8 y 0,4-0,8 Cu, recuperándose ambos metales (minerales seleccionados).
3. De mina "Estela" (San Luis), con 0,15 a 0,6 % U_3O_8 .
4. De los yacimientos "Sonia" y "La Marthita" (La Rioja), con 0,4 a 20 % U_3O_8 y 0,5-2 % Cu, recuperándose ambos metales e inclusive el Zr.
5. Del yacimiento "La Cuesta" (La Rioja), con 0,21 a 72 % U_3O_8 , recuperándose el cobre que a veces contienen algunas partidas.
6. Del yacimiento "Ureal" (La Rioja), con 0,3 a 5 % U_3O_8 .
7. De los yacimientos "San Sebastián", "San Victorio" y "Santa Brígida" (La Rioja), con leyes variables entre 0,25 y 12 % U_3O_8 y 0,4 y 1 % Cu, recuperándose ambos metales.
8. De la pegmatita "El Criollo" y vecinas (Córdoba), con 0,25 a 1 % U_3O_8 y 1 % Cu, recuperándose ambos metales.
9. Del yacimiento "Los Berthos" (Salta), con 0,6 a 0,8 % U_3O_8 y 1,20 % V_2O_5 , recuperándose ambos metales.

El mismo sistema, pero en escala sensiblemente mayor, se aplicará en la nueva planta que la CNEA construye en estos momentos en Malargüe (Mendoza), la que tendrá una capacidad para tratar 100 t por día del mineral (13). Este establecimiento no sólo permitirá el beneficio de los minerales urano-cupríferos de las minas "Huemul" y "Agua Botada" que opera la CNEA —que poseen tenores medios de 0,17 % U_3O_8 y 0,8 % Cu—, sino que también posibilitará el aprovechamiento de numerosos cuerpos menores (30, 31, 33, 37), los que por sus volúmenes reducidos y leyes individuales en U y Cu no resultaban económicamente aprovechables. Este es el caso de los yacimientos "Cerro Mirano", con 0,05-0,1 % O_3U_8

y 2-3 % Cu; "Uryco", con 0,13 % U_3O_8 y 4 % Cu; "Rosa", con 0,15 % U_3O_8 y 4 % Cu, etc.

De esta manera, se abrirán nuevas posibilidades a la industria extractiva minera del sur de Mendoza, la que difícilmente podría desarrollarse si no se aplicaran los citados métodos hidrometalúrgicos de refinación. Incluso, en estos momentos se está trabajando en el Servicio de Hidrometalurgia de la Gerencia de Materias Primas de la CNEA, en el estudio de la concentración selectiva de las soluciones lixiviantes cúpricas por medio de ácidos nafténicos, siguiendo los lineamientos generales de Fletcher y Wilson (11).

III. METODOS DE TRATAMIENTO NO CONVENCIONALES

El interés en aprovechar el mineral marginal de baja ley en yacimientos con tenores standard, el mineral total en depósitos con leyes medias inferiores a las normales y el de minas alejadas, cuyas menas no soportan el costo de transporte, obligó a investigar y a desarrollar métodos económicos y sencillos de beneficio, los que abren nuevas y significativas posibilidades a yacimientos hasta ahora considerados no redituables.

Dicha investigación se orientó preferentemente hacia la lixiviación del mineral "in situ", en escombreras o en pilas, mediante el uso de agua (cuando las menas contenían sulfuros oxidables) o con agregado de ácidos, álcalis o sales oxidantes.

Si bien algunos de estos métodos tienen vieja data, pues se los aplicó en España desde el siglo XVIII para tratar algunos minerales de cobre y luego también en Portugal, el sistema usado era muy primitivo y no respondía a estrictas normas técnicas.

Salvo algunas contribuciones esporádicas sobre estos procesos de lixiviación (6, 14, 36), casi siempre orientados sobre las líneas clásicas del mismo, o bien encarando otras (1, 2, 12, 15, 19, 20, 34), puede decirse que el mérito en abrir sus actuales posibilidades se debe a la Section d'Etudes, Recherches et Application Chimiques del Commissariat a l'Energie Atomique de France, y particularmente a los doctores Pierre Mouret y Paul Pottier (23, 24). La trascendencia del tema ha hecho que al mismo se dediquen equipos especiales de investigación y ensayo en Francia, Argentina, Estados Unidos, España, Portugal e Inglaterra.

1. LIXIVIACIÓN "IN SITU"

En Francia, se estudió la posibilidad de lixiviar el uranio de aquellos paños de minas que no eran económicamente explotables por su baja ley ($< 0,06\% \text{ U}_3\text{O}_8$), según dos variantes. En la mina "Les Jallerys" (Grury), se utilizó un paño de 40 metros de longitud con 35 m de descuelgue vertical, en el que mediante barrenado

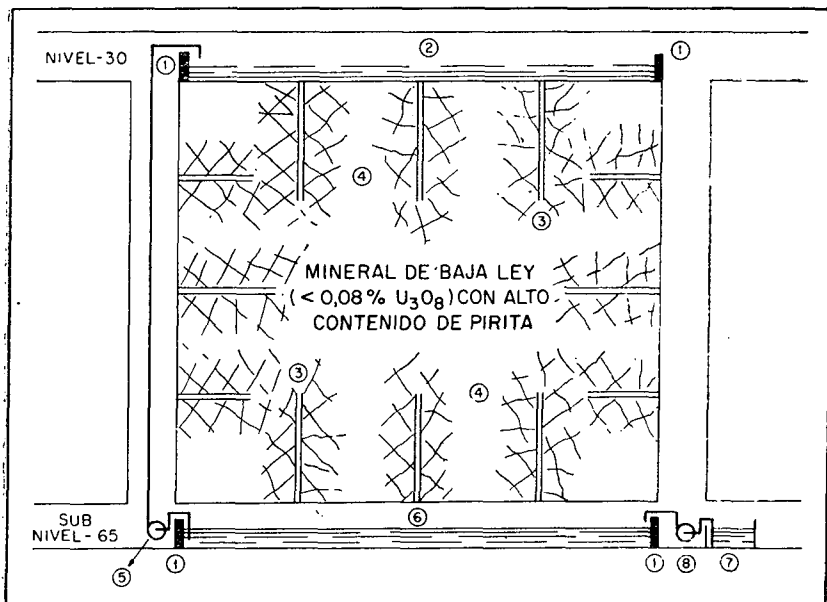


Fig. 1. — Esquema de lixiviación « in situ » en la mina « Les Jallerys » (Grury), Francia : 1, pantallas de cemento para almacenar líquidos ; 2, agua o soluciones recicladas ; 3, barrenos para fracturar la roca ; 4, con explosivos de poca carga ; 5, bomba para reciclar líquidos ; 6, soluciones ya aciduladas o cargadas con uranio ; 7, depósito de cal que se bombea (8) para precipitar el uranio (6).

y tiros de poca carga se produjo una fracturación para facilitar el paso de los líquidos. Desde el nivel superior (-30 m) se vierte agua, que al atravesar el sector mineralizado con abundante pirita la ataca y produce H_2SO_4 , el que lixivía al uranio. En el otro nivel -65 se recogen los líquidos y de acuerdo con su contenido en U_3O_8 , se los reciclan de nuevo hasta el nivel -30 si el mismo es bajo, o bien se precipita el uranio con cal cuando se alcanza la concentración correspondiente (fig. 1).

Otra variante del mismo sistema se aplicó en "Le Brugeaud"

(Bessines), abatiendo toda la parte superior de un paño (10,7 m con ley 0,03 % U_3O_8) sobre la inferior, que servía de puente, a los efectos de facilitar la circulación de los líquidos. Estos se acidulaban con H_2SO_4 pues la mena no tenía pirita (fig. 2).

El sistema, que requiere el cumplimiento de ciertas condiciones especiales (vetas o cuerpos verticales o subverticales, con cajas impermeables, mineral poroso, etc.), será ensayado próximamente

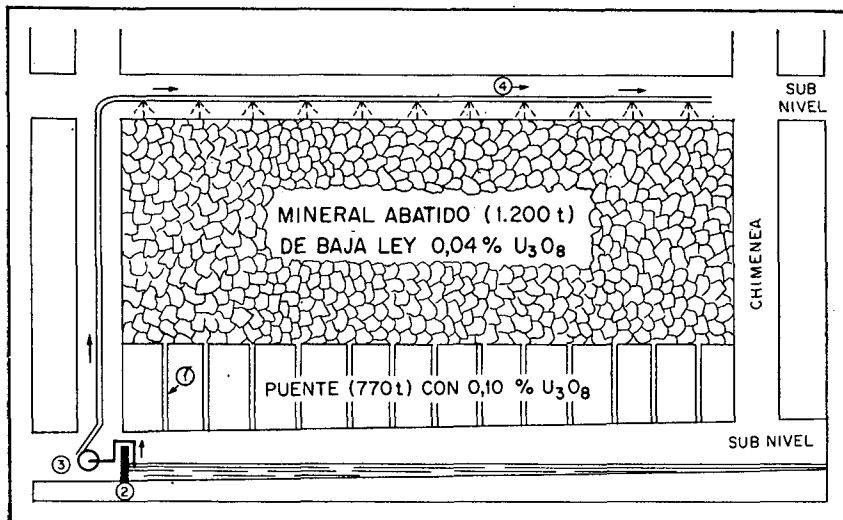


Fig. 2. — Esquema de lixiviación «in situ», en la mina «Le Brugeaud» (Bessines) Francia: 1, perforaciones en el puente para permitir la circulación de los líquidos acidulados lixiviantes; 2, pantalla de cemento para endicamiento de las soluciones; 3, bombas para reciclar soluciones, las que se vacían sobre el mineral abatido mediante una manguera cribada (4).

en el yacimiento «Don Otto» (Salta) sobre sectores con leyes bajas ($< 0,05\% U_3O_8$) y con circulación de soluciones sulfúricas a pH 1,5.

2. «LIXIVIACIÓN POR CAPILARIDAD» O «LIXIVIACIÓN EN PILAS» («HEAP LEACHING»)

A. *Sistema clásico.* — Consiste en apilar el mineral, tal como sale de la mina, sobre playas impermeabilizadas, procediéndose a su riego con agua natural cuando el mismo tiene suficiente cantidad de sulfuros oxidables (generalmente pirita y en especial marcasita) o bien acidulándola con H_2SO_4 , en caso contrario.

Este procedimiento se aplica en Portugal (Urgeirica), en España ("Caridad", "Valdemascaño", "La Carretona"); en México (Sierra de Gómez), para la lixiviación de minerales de uranio y de cobre y en Estados Unidos (Lucky Me (fig. 3) y Vitro Mine, en Gas Hill, Wyoming) para los marginales de uranio. En general, en estos casos, no se lleva un control estricto de la operación,



Fig. 3. — « Heap leaching » de 280.000 t de mineral de uranio de baja ley (0.05-0.07 % U_3O_8) en la mina Lucky Me, de Wyoming (E. U. A.)

pues se realiza con el único objeto de recuperar cualquier cantidad de uranio o de cobre. Los rendimientos por lo común no son elevados o bien se desconocen y el período de extracción prolongado (12 a 16 meses y aún más).

B. *Método actual* (Francia, Argentina). — Los doctores Mourret y Pottier encararon el estudio del método sobre bases científicas, determinando la influencia que podrían tener distintos factores a los efectos de aumentar rendimientos y disminuir costos. El desarrollo de esta técnica se orientó en Francia hacia el benefi-

cio de minerales de baja ley o refractarios, cuya concentración no era factible por las vías convencionales.

Se estudiaron así la influencia de la granulometría, de la altura y geometría de las pilas, de la velocidad y caudales de los líquidos percolantes, de su acidez o alcalinidad más favorable y selectiva; del agregado de agentes oxidantes, de la temperatura, de la interferencia de algunos cationes, método de regado, tipo de lecho filtrante, etc.

Los ensayos se orientaron preferentemente hacia el tratamiento de los esquistos negros de Los Vosgos, los que si bien acusan tenores normales en uranio (0,1 % U_3O_8), son altamente refractarios por las vías normales de lixiviación. También se realizan sobre menas uraníferas francesas de baja ley, marginales o escombreras (Les Jallerys, etc.).

C. *Su aplicación en la Argentina.* — En nuestro país, desde 1961 se prestó especial atención al tema. En principio, las investigaciones y ensayos en escala de laboratorio se llevaron a cabo en Planta Córdoba (de la CNEA) y estuvieron a cargo del doctor Carlos Gordillo, con quien colaboró el químico Antonio Licha.

Puesto en evidencia casi de inmediato que muchas menas argentinas respondían favorablemente al tratamiento —permitiendo no sólo una elevada recuperación del uranio sino también la de algunos metales acompañantes y una reducción del período de extracción 47 a 235 días—, se creó en la Gerencia de Materias Primas un grupo especial para ocuparse específicamente del problema (Departamento de Lixiviación Natural), tendiéndose a su inmediata aplicación en escala industrial. Dicho grupo quedó a cargo del químico analista Aldo M. Cecchetto y hasta la fecha no sólo lleva ensayado el comportamiento al método de un elevado número de minerales argentinos, sino que ya lo está aplicando en escala industrial, en el yacimiento "Don Otto" (Salta), donde se tratarán en una primera etapa 36.000 t de mineral.

Debe destacarse que su aplicación en nuestro país se hace persiguiendo finalidades un tanto distintas a las de Francia. Al respecto, conviene puntualizar que en la Argentina se distinguen tres casos fundamentales, correspondientes a distintos tipos de yacimientos, de los cuales sus minerales no podían ser concentrados económicamente por las vías convencionales.

- a. Yacimientos con reservas de volumen discreto o considerable, pero con minerales de baja ley.
- b. Yacimientos con menas de ley normal o elevada y aptas para ser procesadas por las vías convencionales, pero cuyos volúmenes reducidos no justifican la instalación de plantas de tratamiento en sus cercanías y a la vez sus distancias hasta los centros de concentración impiden su transporte, por la fuerte incidencia del rubro fletes.
- c. Yacimientos parcialmente aprovechables en sus sectores con leyes normales, cuyas menas soportan los costos de explotación minera, transporte y procesamiento convencional, debiendo quedar en la mina reservas considerables de minerales marginales, de baja ley.

En el presente trabajo sólo se tratará el aspecto económico del proceso y las posibilidades que el mismo abre a la industria minera argentina. Los detalles técnicos serán dados a conocer próximamente por el químico analista Aldo Cecchetto, en una contribución de sumo interés (7).

En el cuadro I se consignan algunos de los resultados seleccionados más indicativos de los ensayos que se cumplieron sobre menas de varios yacimientos uraníferos del país (a veces cupro-uraníferos y cupro-vanadio-uraníferos), mediante la aplicación del método del "heap leaching". Los mismos comprenden estudios en columnas de 1 m (10 kg de mineral), de 2 m (200 kg), de 4 m (8 t), en bateas (hasta 80 t) y en pilas experimentales (700 t).

En el cuadro II se anotan las distancias entre cada yacimiento y la planta convencional de beneficio, a la que se envían o deberían enviarse sus minerales, indicándose la incidencia del flete sobre cada kilogramo de uranio recuperable, según distintos tenores de menas, debiéndose destacar que a los efectos comparativos se tomará como base la ley de 0.15 % U_3O_8 (o aproximada), que es la mínima comercial, por arriba de la cual la CNEA tiene obligación de adquirirlos.

Además, se incluyen los valores que deben pagarse por cada kilogramo de uranio (recuperable) en el mineral, correspondien-

CUADRO I

YACIMIENTO		LEY DEL MINERAL %		RT. LIXIVIAC. %	CONDICIONES TRATAMIENTO			OBSERVACIONES				
					DROGA	CONSUMO Kg/T	DIAS					
1	ESTELA	U ₃ O ₈	0,032	87,5	H ₂ SO ₄	12	140	Terminado				
2			0,15	86		15	120	"				
3			0,285	86,0		18,1	93	"				
4			0,41	97,0		33	100	"				
5	DON OTTO	U ₃ O ₈	0,165	90,9	H ₂ SO ₄	19,3	196	Terminado				
6			0,165	84,8		H ₂ SO ₄	16,8	133	Continúa			
7			0,28	89,7		SO ₄ Fe	6,2	47	Terminado			
					H ₂ SO ₄	22,4						
8	LOS ADOBES	U ₃ O ₈	0,12	83,3	H ₂ SO ₄	16,4	168	Terminado				
9			0,15	90		16	150	"				
10			0,48	95,8		13,5	120	"				
11	SAN ROQUE	U ₃ O ₈	0,175	65,7	H ₂ SO ₄	65,7	235	Terminado				
12	SOBERANIA	U ₃ O ₈	0,15	89,1	H ₂ SO ₄	65,7	235	Terminado				
13			0,22						33	CO ₃ Na ₂	160	Continúo
14			0,21									
15	SANTA BRIGIDA	U ₃ O ₈	0,13	20	CO ₃ Na ₂	8,3	148	Continúa				
16			0,25	23					CO ₃ HNa			
			0,98	—	H ₂ SO ₄	120	180	Terminado				
			0,40									
17	" "	U ₃ O ₈	0,75	90,7	"	20	25	Continúa				
			0,81	90,2								
18	" "	U ₃ O ₈	0,25	9,5	Fibroferrita	40	25	"				
			0,40	9,5								
19	" "	U ₃ O ₈	0,25	32,0	"	60	25	"				
			0,40	25,0								
20	" "	U ₃ O ₈	0,25	36,0	"	25	25	"				
			0,40	28,0								
21	PALO QUEMADO	U ₃ O ₈	0,14	90,7	H ₂ SO ₄	122,5	160	Terminado				
			C ₁₀ O	3,21					96,7			
			U ₂ O ₅	2,74					27,0			
22	MARIA TERESA	U ₃ O ₈	0,15	91,0	H ₂ SO ₄	70,4	135	Terminado				
23			0,39						93,2			
			C ₁₀ O						0,69	22,3		
			U ₂ O ₅						4,50			
24	LA PRIMERA	U ₃ O ₈	0,165	60,9	H ₂ SO ₄	102,7	200	Terminado				
			C ₁₀ O	2,18					98,5			

CUADRO II

YACIMIENTO	LEY %U ₃ O ₈	UBICACION	PLANTA CONCEN- TRACION	RENDTO. EN PLANTA %	DISTANCIA MINA- PLANTA KM.	INCIDENCIA FLETE		COSTO MINERAL		COSTO KG. U ₃ O ₈ RECUPERABLE		
						TOTAL M&N/T	POR KG. U.O U\$S	M&N	U\$S	ENTRADA	PLANTA	
												M&N
2	0,15			94			640	4,75	550	4,05	1.190	8,80
3	0,28	SAN LUIS	CORDOBA	95	620	920	345	2,55	550	4,05	895	6,62
4	0,41			95			235	1,75	610	4,50	845	6,26
5	0,165	SALTA	CORDOBA	90*	1.030	2.060	1.390	10,30	575	4,25	1.965	14,55
7	0,28						820	6,10			1.395	10,35
9	0,15	CHUBUT	CORDOBA	90*	1.630	4.800	3.560	26,40	575	4,25	4.135	30,65
10	0,48						1.110	8,25	675	5,00	1.785	13,22
9'	0,15	CHUBUT	MALARGÜE	90*	1.630	4.200	3.100	23,00	575	4,25	3.675	27,25
10'	0,48						975	7,20	675	5,00	1.650	12,20
11	0,175	LA RIOJA	CORDOBA	70	430	920	750	5,55	745	5,50	1.495	11,05
12	0,15	MENDOZA	CORDOBA	90	730	1.050	775	5,75	575	4,25	1.350	10,00
13	0,22						530	3,90	575	4,25	1.105	8,15
12'	0,15	MENDOZA	MALARGÜE	90	730	850	630	4,65	575	4,25	1.205	8,90
13'	0,22						430	3,20	575	4,25	1.000	7,42
15	0,13	LA RIOJA	CORDOBA	90	470	900	770	5,70	575	4,25	1.345	9,95
16	0,25						400	2,95	575	4,25	975	7,20
17	0,75			95			133	1,00	680	5,00	813	6,00
21	0,14	NEUQUEN	MALARGÜE	90	2.000	3.400	2.700	20,00	575	4,25	3.275	24,25
22	0,15	NEUQUEN	MALARGÜE	90	2.000	3.400	2.500	18,60	575	4,25	3.075	22,85
23	0,39						1.090	8,10	645	4,75	1.735	12,85
24	0,165	NEUQUEN	MALARGÜE	90	2.000	3.000	2.000	15,00	575	4,25	2.575	19,25

* RENDIMIENTO ESTIMADO

do la última columna al costo con que llega a la planta, antes de ser procesado.

En base a los datos de referencia y a información técnica adicional, pueden anotarse consideraciones de interés para el caso particular de algunos yacimientos, teniendo siempre en cuenta que actualmente se ha fijado el costo de producción total del concentrado de uranio (calidad comercial en U\$S 17,60/kg U_3O_8 , con tendencia a reducirlo próximamente a U\$S 13,20/kg U_3O_8).

1. Yacimiento "Estela" (San Luis)

Constituye un ejemplo típico de depósito que podría ser explotado integral y económicamente por el método del "heap leaching", aprovechándose el mineral de baja ley.

Las reservas de mina "Estela", cubicadas a la fecha y con ley comercial (0,15 % U_3O_8) alcanzan a 4.000 t con un contenido fino total de 6 t U_3O_8 .

La incidencia del rubro transporte con dicho tenor es de U\$S 4,75/kg U_3O_8 , por lo que adicionando el costo del mineral y el de procesamiento, sólo podrían producirse concentrados de uranio si se mantuviese el actual precio, es decir, de U\$S 17,60/kg U_3O_8 . De fijarse el mismo en 13,20 —como es la tendencia mundial en la materia—, ya no quedaría margen suficiente para el beneficio del mineral.

En cambio, las reservas útiles del yacimiento para ser usadas por "heap leaching" ascienden a 13.000 t, aprovechando escombreras y mineral con ley superior a 0,05 % U_3O_8 , obteniéndose una media general de 0,085 % U_3O_8 y un total de fino contenido de 11 t U_3O_8 .

Si se aplicara la lixiviación por capilaridad, con las sumas ahorradas en concepto de transporte y un pequeño adicional, se produciría prácticamente el doble de concentrados que por las vías normales, posibilitando además un mayor beneficio económico para el productor minero.

2. Yacimiento "Don Otto" (Salta)

La incidencia por transporte de U\$S 10,30 por kilogramo de U_3O_8 recuperable a partir del mineral con ley media, ya demuestra que el mismo no puede ser procesado en Planta Córdoba.

Si bien la evolución de las reservas y las perspectivas del yacimiento hacen ver que próximamente se alcanzarán las cifras que permitirían justificar la instalación de una planta convencional en su proximidad, el hecho de que sus minerales son muy fácilmente lixiviables por "heap leaching", ha decidido a instalar una estación para tratar en una primera etapa y con tal método 36.000 t de mena, en su mayor parte provenientes de trabajos de explotación (fig. 4).

La aplicación del sistema, permitirá por una parte un sensible incremento de las reservas de "fino", pues se aprovecharán minerales con leyes inferiores a 0,1 % U_3O_8 , los que no podrían ser procesados económicamente en una planta clásica. Por otra parte, los costos de los concentrados serán más bajos, al evitarse las fuertes inversiones que demandarán los equipos de molienda clasificación y lixiviación por agitación, amén del mayor consumo en ácido que se registra según los procesos convencionales.

3. Yacimiento "Los Adobes" (Chubut)

Según resulta claramente del cuadro II, el mineral de este depósito no soporta el costo de transporte hasta las plantas de Córdoba o Malargüe y deberá ser procesado "in situ". De no incrementarse suficientemente las reservas del distrito como para justificar la instalación de una planta convencional, la única solución para procesar el mineral de "Los Adobes" sería mediante "heap leaching", máxime teniendo en cuenta el alto rendimiento que muestra en los ensayos de extracción y su bajo consumo de ácido, lo que posibilita el aprovechamiento del mineral de baja ley y la explotación del depósito.

4. Yacimiento "San Roque" (La Rioja)

Las reducidas reservas de esta mina no justifican la instalación de una planta en su vecindad; el tenor del mineral y su bajo rendimiento con lixiviación convencional hacen antieconómico su transporte hasta Planta Córdoba, por lo que la única solución aceptable para beneficiar el mismo es mediante "heap leaching", a pesar de los resultados sólo discretos que se obtienen.

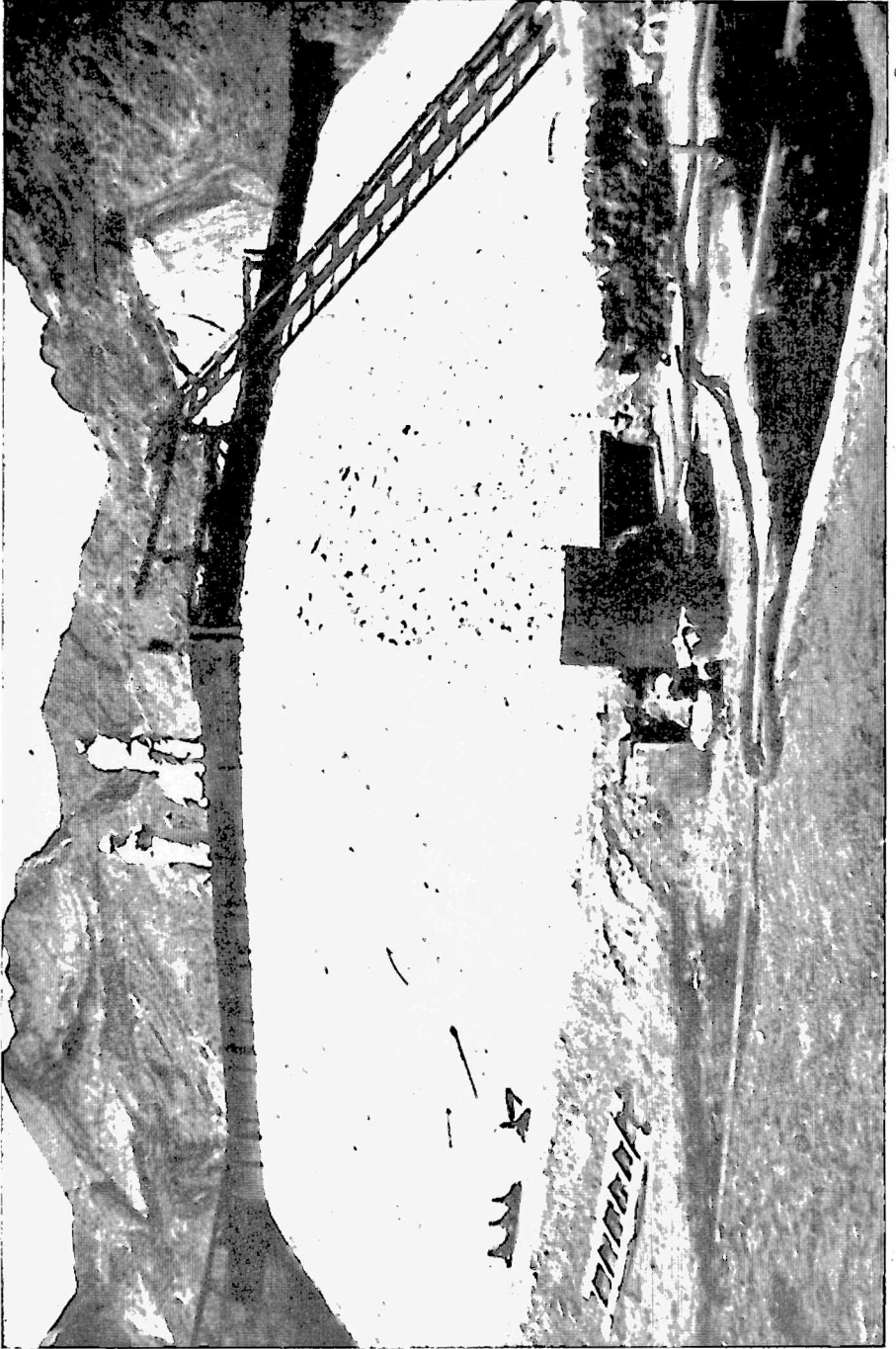


Fig. 4. — Pila experimental de « heap leaching », de 700 t de mineral con 0,17 % U_3O_8 , en el yacimiento « Don Otto », Salta

5. Yacimiento "Soberanía" (Mendoza)

También para este caso resulta más ventajoso el beneficio de sus minerales por "heap leaching" que por concentración en planta, sea ella la de Córdoba o la de Malargüe.

6. Yacimiento "San Sebastián" (La Rioja), incluyendo "Santa Brígida" y "San Victorio".

Durante varios años el grupo de minas del Distrito Sañogasta pudo remitir a Planta Córdoba minerales con alta ley, superior en promedio al 0.6 %, los que absorbían perfectamente el costo del transporte.

La explotación del yacimiento y la evolución del mismo en profundidad ha hecho que sus reservas determinadas a la fecha, con ley superior a la mínima comercial, sean prácticamente nulas.

En cambio, si se procediera a su explotación integral, comprendiendo el mineral de las escombreras, se integrarían 23.000 t con 21,5 t de U_3O_8 y tenor medio de 0,09 % U_3O_8 .

Como se demuestra en el cuadro II, el mineral de 0,15 % U_3O_8 llegaría a Córdoba con una incidencia muy alta de flete (superior a U\$S 5/kg U_3O_8), valor que sumado al costo del mineral haría antieconómico su procesamiento de fijarse el precio del kg de U_3O_8 en U\$S 13,20/kg. Algunos ensayos orientativos realizados en Córdoba sobre mineral meteorizado (tipo escombreras), acusaron rendimientos de extracción del orden del 90 %, tanto para el uranio como para el cobre, lo que movió a continuar los estudios sobre menas frescas, habiéndose obtenido hasta el presente resultados favorables con el uso de fibroferrita como agente oxidante.

La aplicación del método del "heap leaching" permitirá en este yacimiento su explotación integral y la recuperación del uranio de sus minerales de baja ley.

7. Yacimiento "Palo Quemado" (Neuquén)

Es un ejemplo típico de un yacimiento de volumen reducido y con tenores normales en U e interesante en Cu y V_2O_5 , para el cual resulta por entero antieconómico la remisión de sus minerales a la planta más cercana (Malargüe), ya que la incidencia del flete sobre el kilogramo de uranio recuperable sería del orden de U\$S 20.

En cambio su beneficio por "heap leaching" es perfectamente factible y no sólo permitirá la recuperación del 90 % del uranio sino también el 91 % del cobre y 25 % del vanadio.

8. Yacimiento "María Teresa" (Neuquén)

Idénticas consideraciones que para el caso anterior, debiéndose destacar además que con la instalación de una estación de lixiviación se posibilitaría el beneficio de minerales de uranio de más baja ley (0,05 % U_3O_8), presentes en varios depósitos de la zona, recuperándose en todos los casos el cobre y parcialmente el vanadio.

9. Yacimiento "La Primera" (Neuquén)

Los minerales de este depósito, de volumen reducido, tampoco soportan su transporte hasta Malargüe, por lo que la única posibilidad de su aprovechamiento será mediante "heap leaching" a pesar de que los rendimientos sólo son discretos para el uranio, pero buenos para el cobre.

3. RECUPERACIÓN DEL URANIO Y DE LOS METALES ACOMPAÑANTES DE LOS LÍQUIDOS DE EXTRACCIÓN

Puesto en solución el uranio y algunos de los metales acompañantes, por los medios no convencionales antes citados, su recuperación puede hacerse por varios caminos:

- a) *Precipitación cálcica, magnésica o sódica*, obteniéndose preconcentrados que se envían a Planta Córdoba para su refinación final. El tenor de estos preconcentrados varía según los yacimientos y depende del monto de las impurezas incorporadas en cada caso. Con minerales de "Don Otto" se obtienen preconcentrados con leyes comprendidas entre 5 y 10 % U_3O_8 ; con los de "Estela", del 20 % U_3O_8 y con los de "Los Adobes" hasta el 30 % U_3O_8 , etc.
- b) *Concentración selectiva por resinas o aminas*, obteniéndose en este caso productos finales, con más del 80 % U_3O_8 .

Si el volumen del material tratado por "heap leaching" así lo justifica, pueden usarse plantas móviles de recuperación.

En la CNEA se estudia en estos momentos la posibilidad de instalar uno de dichos equipos en "Don Otto".

- c) *Concentración selectiva por materiales absorbentes.* Se ha podido comprobar que algunas variedades de turbas actúan como intercambiadores de iones y fijan fuertemente el uranio, llegando hasta valores de 150 g U_3O_8 por kilogramo de turba.

Comportamiento semejante muestran algunos lignitos y carbones vegetales, estudiándose ahora la posibilidad de activarlos para aumentar su capacidad de absorción.

El método presenta la gran ventaja de su sencillez y el hecho de que una vez alcanzado el punto de saturación, se deja secar la turba o el carbón y luego se los quema, obteniéndose residuos con muy alto tenor en U_3O_8 .

Actualmente en la CNEA se realizan ensayos con turbas mendocinas, con resultados hasta ahora favorables.

IV. NUEVAS POSIBILIDADES DE ALGUNOS YACIMIENTOS METALIFEROS

Los ejemplos enumerados evidencian cómo estos modernos métodos de concentración hidrometalúrgica permiten, sea aplicándolos en forma individual o combinada, el beneficio de minerales de uranio de baja ley y la recuperación del cobre y parcialmente del vanadio.

Las posibilidades del sistema, sin embargo, son muchísimo mayores y por ese motivo, no sólo se están desarrollando sistemas para aplicarlos en el beneficio de otros metales, sino que en algunos casos ya se los usa en distintas escalas.

Como ejemplos típicos y concretos pueden citarse las separaciones y concentraciones selectivas realizadas en planta piloto y en escala industrial en distintas partes del mundo, sobre soluciones conteniendo diversos elementos, provenientes de la lixiviación de minerales pobres; Cu, por medio de ácidos nafténicos (11) y de resinas catiónicas (16); V por solventes aminados (35), Au, Ag, Zn, Ni, Co, Fe y Cu con resinas aniónicas (1, 16); tierras raras con resinas catiónicas; Ta y Cb con resinas catiónicas y metilisobutilcetona; Ni, Co y Cr por "heap leaching" modificado (12, 19), etc.

Estos sistemas permiten, por ende, el tratamiento de menas complejas, cuyo aprovechamiento no resultaba económico hasta el presente mediante la aplicación de los métodos de concentración física y de pirometalurgia clásicos. Los nuevos recursos con que ahora se cuenta para el beneficio de los minerales, puede hacer cambiar el criterio de la importancia económica de muchos yacimientos metalíferos, imponiéndose una revisión de los estudios que al respecto se hicieron años atrás.

Ya en la CNEA se está trabajando en tal sentido, para beneficiar menas complejas de U, Ni y As, no aprovechables hasta ahora; luego se continuará con otras, de baja ley y de distintos yacimientos metalíferos argentinos, prestándose preferente atención al Cu, V, Ni, Cr y Zr en la primera etapa.

AGRADECIMIENTOS

Deseamos expresar nuestro reconocimiento al químico analista Aldo Cecchetto, Jefe del Departamento de Lixiviación Natural; al doctor Antonio A. Suñer, Jefe del Servicio de Procesos y al licenciado Carlos Rinaldi, Jefe de la División Promoción de la Gerencia de Materias Primas, por la colaboración dispensada.

BIBLIOGRAFIA

1. AUDSLEY, A. and DABORN, G. R., 1962-63. A study of the experimental variables. Natural Leaching of Uranium Ores. — Trans. Inst. Min. Metall., Londres.
2. AUDSLEY, A. and DABORN, G. R., 1962-63. Application to specific ores. Natural Leaching of Uranium Ores. — Trans. Inst. Min. Metall., Londres.
3. AUSTERWEIL, G. V., 1955. L'Echange d'Ions et les Echangeurs.
4. ANTONIETTI, C. E. y PARERA, C. A., 1962. Afloramientos radiactivos en areniscas Permo-carbónicas entre Jáchal y Guandacol. — An. 1^º Jornad. Geol. argent., San Juan 1960.
5. BANDIERI, B. H. y THOREL, H., 1963. Extracción de uranio por solventes aminados; Planta Córdoba.—Inf. inéd., Gerencia Materias Primas CNEA.
6. BYRNE, S., 1957. Natural leaching. 3ème Symposium Européen sur l'Energie Atomique; Préparation Physique et Concentration des Minerais, Lisbonne.
7. CECCHETTO, A. M., 1963. Estación de lixiviación "Don Otto" (Salta). — Inf. inéd., Gerencia de Materias Primas, CNEA.

8. DEL VO, A. J. C. y DAVIDS, N. C., 1960 (1962). Aspectos salientes de las concentraciones uraníferas de Chihuido del Medio, Departamento Añelo (Prov. de Neuquén). — An. 1^ª Jornad. Geol. argent., San Juan.
9. ELLIS, D. A., 1958. Uranium recovery by solvent extraction, en Clegg, J. W. and Foley, D. D., Uranium ore processing.
10. EVERHART, D. L., 1958. Uranium occurrence and sources, en Clegg, J. W. and Foley, D. D., Uranium ore processing.
11. FLETCHER, A. W. and WILSON, J. C., 1961. Naphtenic acid as a Liquid-Liquid extraction reagent for metals. — Inst. Min. Metall.
12. FORWARD, F. A., 1955. Chemistry of the ammonia pressure process for leaching Ni, Cu and Co from Sherritt Gordon Sulphide concentrates. — Journal of Metals.
13. GERENCIA DE MATERIAS PRIMAS, 1962. Anteproyecto de una planta para procesar el mineral cupro-uranífero de Huemul-Agua Botada (Prov. de Mendoza). CNEA.
14. HUDSON, A. W. and VAN ARSDALE, G. D., 1923. Heap leaching at Bisbee, Arizona. — Trans. A.I.M.E.
15. KENNECOTT COOPER CO., 1958. How Bacteria Leaches Low Grade Ores. — Engng. Min. J.
16. KUNIN, R., 1958. Ion Exchange Resins.
17. LUCERO, H. N., 1962. Informe sobre la valorización de reservas de la mina "Estela" (San Luis) en relación a su futuro tratamiento por el método del "heap leaching". — Inf. inéd., Gerencia de Materias Primas, CNEA.
18. LUCERO, H. N. y DIEZ, J., 1963. Informe sobre la valorización de reservas de la mina "San Sebastián" (incluyendo "Santa Brígida", "San Victorio", etc.) de La Rioja, en relación con el posible tratamiento de sus minerales por "heap leaching". — Inf. inéd., Gerencia de Materias Primas, CNEA.
19. LUTJEN, G. P., 1954. Nicaro proves lateritic nickel can be produced commercially. — Engng. Min. J.
20. MILLER, R. P., NAPIER, E. and WELLS, R. A., 1962-63. Preliminary test on Portuguese ores. Natural Leaching of Uranium Ores. — Trans. Inst. Min. Metall, Londres.
21. MINDLER, A. B., 1956. Application in Hydrometallurgy, en: Nachod, F. C. and Schubert, J., Ion Exchange Technology.
22. MORENO, G. E. y PUJOL FERRÉ, R. M. J., 1962. Las manifestaciones uraníferas conocidas en la provincia de Neuquén. — An. 1^ª Jornad. Geol. argent., San Juan 1960.
23. MOURET, P. et POTTIER, P., 1960. Lixiviation par capilarite des mineraux d'uranium. — 32^º Congr. Int. Quím. Industr., Barcelona.
24. MOURET, P., 1962. Les repercussions de la Chimie extractive de l'Uranium sur l'Hydrometallurgie. — 8^º Congr. latinoam. Quím., Buenos Aires.
25. MUSET, J. A., 1962. Las manifestaciones uraníferas en el área de Guan-

- dacol (Depart. General Lavalle, Prov. de La Rioja). — An. 1ª Jornad. Geol. argent., San Juan 1960.
26. NININGER, R. D., 1954. Minerals for Atomic Energy.
 27. NININGER, R. D., 1958. Geologic Distribution of Nuclear Raw Materials. — Proc. 2nd Unit. Nat. Intern. Conf. Peac. Uses Atom. Energy, Geneva II.
 28. PREUSS, A. F. and KUNIN, R., 1958. Uranium Recovery by Ion Exchange, en: Clegg, J. W. and Foley, D. D., Uranium Ore Processing.
 29. ROZMET, N., 1960. Etude de la sorption de l'Uranium dans les tourbes. — Nukleonika, Warszawa.
 30. STIPANICIC, P. N., BAULIES, O. L., RODRIGO, F. y MARTÍNEZ, C. G., 1962. Los depósitos uraníferos en rocas sedimentarias de la República Argentina. — An. 1ª Jornad. Geol. argent., San Juan 1960.
 31. STIPANICIC, P. N., BAULIES, O. L., RODRIGO, F. y MARTÍNEZ, C. G., 1962. Depósitos uraníferos argentinos con control sedimentario. — Cuarto Simp. Interam. Aplic. Energ. Nuclear Fines Pacíficos, México.
 32. STIPANICIC, P. N. y COPPA, R., 1962. Estudio económico preliminar sobre la posibilidad de una explotación integral del yacimiento uranífero "Estela" (San Luis) y beneficio de sus minerales por "heap leaching". — Gerencia de Materias Primas, R. nº 2, CNEA.
 33. STIPANICIC, P. N., 1962. Las materias primas nucleares en la Argentina.— Gerencia de Materias Primas, CNEA.
 34. SUTTON, J. A. and CORRICK, J. D., 1961. Bacteria in mining and metallurgy leaching selected ores and minerals. Experiments with *Thiobacillus thiooxidans*. — Bureau of Mines, R. I. 5839.
 35. THE STATE OF COLORADO METALMINING BOARD, Colorado Vanadium, A Composite Study (1961).
 36. WELLS, R. A., 1957. Observations on natural leaching. — 3ème Symp. Européen sur l'Energ. Atom., Prépar. Phys. et Concent. des minerais, Lisabanne.
 37. YRIGOYEN, M. R., 1958. The Malargüe Uranium-bearing District, in the South of the Province of Mendoza. — Proc. 2nd Unit. Nat. Intern. Conf. Peac. Uses Atom. Energy, Geneva II.

