

Biblioteca	
PUBLICACIONES	
1	AÑO 1962

03.62.11

COMISION NACIONAL DE ENERGIA ATOMICA
GERENCIA DE MATERIAS PRIMAS

POSIBILIDAD Y VENTAJAS DE LA APLICACION DEL METODO
DE LIXIVIACION POR CAPILARIDAD ("HEAP LEACHING")
SOBRE CIERTOS MINERALES URANIFEROS ARGENTINOS

Por

Pedro Nicolás Stipanovic

REPUBLICA ARGENTINA

Año 1962

COMISION NACIONAL DE ENERGIA ATOMICA
GERENCIA DE MATERIAS PRIMAS

**POSIBILIDAD Y VENTAJAS DE LA APLICACION DEL METODO
DE LIXIVIACION POR CAPILARIDAD ("HEAP LEACHING")
SOBRE CIERTOS MINERALES URANIFEROS ARGENTINOS**

Por

Pedro Nicolás Stipančić

REPUBLICA ARGENTINA

Año 1982

POSIBILIDAD Y LIMITACIONES DE LA BENEFICACION DEL METODO
DE LIXIVIACION POR CAPILARIDAD ("HEAP LEACHING")
Sobre ciertos minerales uraníferos argentinos.

I.- INTRODUCCION

Entre los yacimientos uraníferos argentinos, existen numerosos casos en los cuales la posibilidad de beneficiar en forma económica sus minerales, siguiendo los métodos standard de procesamiento, se ve seriamente afectada por la incidencia desfavorable de varios factores.-

Así, hay depósitos ("La Estela" en San Luis; "Sonia", "La Marthita", "San Sebastián" en la Rioja, etc) que si bien presentan menas aptas para un tratamiento normal y tenores en uranio elevados, poseen reservas insuficientes como para justificar la instalación de una propia planta de procesamiento. Por otra parte su lejanía respecto a los centros de refinación, hace que solamente de sus minerales de alta ley (casi siempre superiores al 0,4 % U_3O_8) sea posible obtener concentrados comerciales a precios standard (US\$ 8-9/lb U_3O_8), ya que en este caso la fuerte incidencia del transporte queda dividida en forma proporcionada al elevado tenor en uranio de la mena. En cambio, el "yellow cake" que se produce a partir de los minerales con leyes medias (0,15 a 0,3 % U_3O_8), supera los límites de costos antes fijados, a causa de la incidencia del flete. Además, en algunos casos quedarían sin explotar sectores importantes de esos yacimientos, con leyes comprendidas entre 0,05 y 0,15 % U_3O_8 y minerales que en condiciones normales resultarían aptos para procesar.-

Otro grupo de depósitos, también distantes de las plantas de beneficio, con reservas del mismo orden de los anteriores, pero con leyes en uranio limitadas al 0,1 - 0,2 % U_3O_8 , se encontrarían en iguales condiciones que el segundo caso tratado anteriormente, es decir que de sus minerales no se podría obtener "yellow cake" a precios normales, por la afectación del mismo factor ("Soberanía" en Mendoza; "San Roque", en la Rioja; "La Primera", "Mallín Quemado", "Palo Quemado", "María Teresa", etc. en Neuquén; "Sierra Cuadrada", "Cañadón Gato", "Cañadón Krueger" en Chubut, etc).-

Queda por último otro conjunto de yacimientos uraníferos, cuyos tonelajes a veces alcanzan discreta significación, que poseen minerales que no solo acusan contenidos bajos en uranio (0,05 a 0,1 % U_3O_8), sino que a veces se muestran reacios a los procesos normales de beneficio que operan según el sistema de las costosas plantas clásicas. Estos depósitos, por ende, no podrían ser explotados para la recuperación económica de sus minerales, y estos bajo ningún concepto admitirían su transporte a distancia (Tinogasta, en Catamarca; "Rodolfo" en Córdoba, etc).-

De acuerdo con la legislación vigente en la Argentina, la C.N.E.A. debe adquirir los minerales uraníferos producidos por particulares cuando los mismos seusan leyes no inferiores a 0,15% U_3O_8 . Con carácter ilustrativo, se indican los costos de cada kilogramo de U_3O_8 contenido en el mineral que se recibe en nuestras plantas, para el caso de 5 productores particulares. Dicho costo incluye dos rubros; el precio que se paga por el uranio y el gasto del transporte:

YACIMIENTO O DISTRITO	Ley mine- ral % U_3O_8	Costo (A transpor- ta kg/ U_3O_8	Costo (B kg U_3O_8 en mina neta	Costo kg U_3O_8 en mineral puesto en plan- ta	
				1954	1955
LA ESTELA (San Luis)	0,4	180	610	790	9,5
	0,2	360	520	880	10,6
	0,15	480	520	1.000	12,0
SAN SEBASTIAN (La Rioja)	0,5	136	628	764	9,2
	0,2	340	520	860	10,4
SOBRERANIA (Mendoza)	0,25	316	556	872	10,5
	0,15	527	520	1.047	12,6
LA PRIMERA (Neuquén)	0,2	625	520	1.145	13,8
	0,15	835	520	1.355	16,3
Grupo CHIRUIDO (Neuquén)	0,2	603	520	1.120	13,5
	0,15	800	520	1.320	15,9

Finalmente la experiencia recogida en "Planta Córdoba", en el tratamiento normal de varios miles de toneladas de minerales uraníferos argentinos, demostró que la lixiviación rápida de los mismos, sea por percolación o por agitación, exigía concentraciones ácidas fuertes (H_2SO_4 al 5%) lo que demandaba, por un lado, un consumo alto en reactivos, y por otro, producía la disolución de muchas impurezas, especialmente de Al_2O_3 (relación $Al_2O_3/U_3O_8 = 3/1$ a $5/1$), cuya eliminación posterior gravitaba en los costos de producción del "yellow cake". Debe recordarse, además, que el elevado precio del H_2SO_4 en la Argentina (neta 5,5/kg = US\$ 0,066/kg) obliga a estudiar toda posibilidad en reducir su consumo.

Con el objeto de salvar estas dificultades, se planificaron en la Gerencia de Materias Primas de la C.N.E.A. una serie de ensayos a realizar sobre dichos minerales, tendientes a de-

terminar la posibilidad de aplicar un método de concentración sencillo y barato, que permitiese, con reducidas instalaciones, beneficiarlos directamente en bocamina.

Teniendo en cuenta los resultados de las experiencias cumplidas en Francia, Portugal y España sobre el tratamiento de minerales pobres con soluciones débilmente ácidas o alcalinas, se orientó nuestra investigación hacia el método de la lixiviación por capilaridad ("heap leaching"), en el cual el mineral se encuentra permanentemente húmedo pero no inundado.

II. EQUIPOS Y TIPOS DE ENSAYOS

Los ensayos de "heap leaching" se iniciaron en forma sistemática en el mes de septiembre de 1961, en "Planta Córdoba", bajo la dirección del Dr. CARLOS GORDILLO y la asistencia técnica del químico ANTONIO LICHA.

Los datos e informaciones que ahora se adelantan, corresponden al estado actual de la investigación aun no terminada en muchos casos, y se los hace conocer por el interés que ellos despertarán. Los profesionales citados publicarán próximamente un artículo ad hoc, con detalles sobre el proceso.

II.1. ENSAYOS E INSTALACIONES

Los ensayos se realizan en 3 escalas, casi siempre sucesivas:

<u>de laboratorio</u>	(L)
<u>de planta piloto</u>	(PP)
<u>semi-industrial</u>	(SI)

La investigación de laboratorio se hace con carácter orientativo sobre casi todos los minerales con interés, estudiándose se la incidencia de distintos factores o variantes. Determinado así, en forma previa, el comportamiento de cada mineral al método del "heap leaching", se pasan a ensayos en escala mayor (PP y SI) solamente aquellas menas que en laboratorio demostraron ser aptas para la aplicación del mismo.

II.1.A. EQUIPOS

En laboratorio se utilizan baterías con columnas de vidrio, de 50 cm. de altura por 5 cm. de diámetro, las que permiten cargar 1 kg. de mineral triturado en cada una de ellas. Se dispone de 18 columnas.

El mineral se acondiciona sobre un lecho filtrante de grava y lana de vidrio; en su parte superior se coloca una capa de

algodón vegetal o de pulpa de papel para facilitar la distribución del líquido lixivante el que está contenido en frascos de los cuales se hace gotear a las columnas por medio de un sifón regulándose el caudal con una pieza de Hofman. Los líquidos lixivianos se reciben en frascos similares a los anteriores.

En Planta Piloto, se dispone de 4 columnas de acero inoxidable y de 5 de PVC, de dos metros de altura por 0,32 y 0,20 m. de diámetro, respectivamente. Cada tipo de columna permite cargar 180 y 70 kg. de mineral. El sistema de acondicionamiento del mismo es similar al que se usa en el laboratorio, con frascos de mayor capacidad (20 l.).

Como complemento, en algunos casos se usa un tanque de acero inoxidable, de 1,15 m. de altura por 1,00 m. de diámetro el que permite la carga de 1300 kg. de mineral triturado. El riego en este caso se hace a partir de un tubo de polietileno, con perforaciones laterales provistas de mechas de amianto, con lo que se facilita y homogeneiza el goteo. La densidad de goteros es de 13 por m²..

Para los ensayos en escala semi-industrial, se utilizan dos bateas de cemento impermeabilizadas con asfalto, de fondo ligeramente inclinado.

Una de ellas es de 9 m. de largo por 4 m. de ancho y en la misma se carga el mineral a granel hasta una altura de 2 m., dejando su techo plano. La cantidad de material a ensayar en este caso es del orden de 80 a 85 toneladas. La otra batea tiene 5 metros por 3 metros y la altura del mineral es de 1,1 m., habiéndose aceptado 25 toneladas.

El riego del líquido lixivante se hace en la batea grande por medio de un sistema de canalatas de madera, de 0,30 m. de ancho, provista de perforaciones laterales para el goteo, con mechas de amianto. La densidad de goteo es de 9 por m².. En la batea chica, el líquido se distribuye por tubos de polietileno perforados lateralmente, con mechas de nylon, a razón de 13 goteros por m².

En las bateas, el lecho filtrante es standard, de grava, y en la parte superior se coloca una capa de arena de 1 cm. y luego la lona para favorecer la distribución homogénea de los líquidos.

II.1.B. VARIANTES ESTUDIADAS

De acuerdo con el tipo de minerales a estudiar, ganga, roca portante, etc., se realizan los ensayos por vía ácida, alcalina y también por lixiviación natural.

Las principales variantes que se analizan son:

- a. Granulometría
- b. Relación sólido/líquido
- c. Oxidantes
- d. Extracción en función del pH
- e. Impurezas en función del pH
- f. Influencia de la temperatura
- g. Velocidad del regado

Por el tipo de minerales presentes en los yacimientos argentinos, así como por el carácter de la roca portante, ganga, etc., practicamente todos los ensayos se hicieron por vía ácida, usando soluciones de H_2SO_4 a pH variable.

Para el caso de algunos minerales reacios al tratamiento ácido, o bien por su elevado contenido en carbonatos, se empleó la lixiviación alcalina, usándose CO_3Na_2 en concentraciones de 10g/l.

También se ensayó la lixiviación natural con agua y agregado de pirita molida en el mineral, o la lixiviación con soluciones de $(SO_4)_3Fe_2$ y regulación del pH con ácido. La pirita, molida a malla 100 y a razón de 40 kg/t. brindó en los ensayos resultados poco favorables. Con adición de $(SO_4)_3Fe_2$ en soluciones de 2 gr. de Fe + + + por litro (pH 2), se obtuvieron muy buenos resultados en extracción del uranio, registrándose además una disminución en el consumo de ácido.

Las condiciones de granulometría dependen del tipo de mineral y en especial de su compactidad, porosidad, etc., Los valores óptimos oscilan entre 4 y 10 mm.. Para el caso de materiales no compactados o con altos contenidos arcillosos, debe evitarse en la molienda la formación de finos, pues ellos dificultan la circulación de los líquidos lixiviantes.

La relación sólido-líquido se mantiene en laboratorio en 1/1; en planta piloto se eleva a 3/1 y en escala semi-industrial a 5/1, a los efectos de reducir los volúmenes de los líquidos. Como relación sólido-líquido se entiende:

Peso mineral seco

Volumen líquido circulante + Volumen líquido empujante

En escala industrial, logicamente se usaran relaciones más altas aún.

El agente oxidante principal en el método es el propio oxígeno del aire, que se incorpora a los líquidos durante la aeración del riego y permite mantener al ión Fe + + + en su máxima valencia. A veces, para reforzar su acción, se puede usar MnO_4^-K en solución o bien MnO_2 mezclado con el mineral, en cantidades que dependen del poder reductor del mismo.

En general, se observa que un aumento en la acidez favorece y acelera la extracción del uranio, pero encarece el procedimiento pues requiere un mayor consumo de ácido y a la vez permite la incorporación a las soluciones de cantidades apreciables de impurezas (H_2O_2), las que determinan finalmente una disminución sensible en la ley del preconcentrado final. Es ilustrativo al respecto el ejemplo de los gráficos de las figs. 1 y 3.-

Por lo común, la acidez se mantiene entre pH 2 y pH 1, según los casos. El más favorable es el pH 2, con el cual se extrae casi selectivamente el uranio y poco o nada de las impurezas. Sin embargo, a veces se hace necesario usar pH 1 en los comienzos de la operación, para neutralizar rápidamente el carbonato del mineral y no prolongar el tratamiento, o bien para evitar desde el principio la interferencia del fósforo, en los casos en que este esté presente. Luego, se sigue con pH 2 en la etapa de verdadera extracción del uranio.-

La influencia de la temperatura se ejemplifica en el gráfico de la fig. 5. A mayor temperatura (25° - 30° C) se consigue una extracción más rápida y un mayor rendimiento que a 5° - 8° C, pero el consumo de ácido también es más elevado.-

La velocidad de regado se hace a razón de $20 \text{ l/m}^2/\text{h}$ en laboratorio y planta piloto. En escala semi-industrial a 10 - $15 \text{ l/m}^2/\text{h}$. Para el caso de minerales friables, con alto contenido arenoso, se reduce la velocidad a $5 \text{ l/m}^2/\text{h}$ para evitar el arrastre mecánico de las partículas finas.-

II.1.C. DESTINO DE LOS LIQUIDOS DE LIXIVIACION.

Colocado en solución el uranio por el método del "heap leaching", y de estar presentes también los otros metales acompañantes, se ensayan dos variantes fundamentales de concentración, analizándose sus rendimientos económicos o conveniencias prácticas de aplicación.-

- a. Obtención de preconcentrados cálcicos.
- b. Recuperación selectiva del uranio por solventes aminados o resinas de intercambio iónico

Cuando las condiciones lo permiten, se tiende a obtener preconcentrados cálcicos de uranio, o mixtos de uranio y cobre, los que una vez producidos en boca mina se remitirán a "Planta Córdoba" para su refinación final y obtención de "yellow cake" comercial o de productos más purificados aún, por pasaje de las soluciones nítricas del malaxado dep preconcentrado sobre TBP.

El preconcentrado cálcico de uranio, o mixto de uranio y cobre, se obtiene tratando las soluciones sulfúricas lixiviantes con $(HO)_2Ca$ a pH 6,5.-

De los principales ensayos cumplidos a la fecha, se obtuvieron preconcentrados cálcicos con 20 % U_3O_8 (valor promedio) para el mineral de "La Estela"; 13 % U_3O_8 y 13 % CuO para el de "San Sebastián"; 6 - 10 % U_3O_8 para el de "Don Otto" y 30 % U_3O_8 para el de "Los Adobes".-

La relación diferencial del monto de material a transportar como preconcentrado o como mineral en bruto, para los casos citados sería:

YACIMIENTO		Ley mineral kg U_3O_8 /t	Ley preconc. kg U_3O_8 /t	Reducción en peso
La Estela	(1)	4 - 5	200	50 - 40 veces
La Estela	(2)	0,6	150 (3)	250 "
San Sebastián	(1)	7,5	130	17 "
San Sebastián	(2)	2	100 (4)	50 "
Don Otto	(1)	2,8	100	26 "
Don Otto	(2)	1,5	100 (4)	66 "
Los Adobes	(1)	4,8	300	62 "
Los Adobes	(2)	2	200 (4)	100 "

(1) Ensayos sobre minerales de sectores de alta ley del yacimiento.
 (2) Ley media de explotación integral del yacimiento.
 (3) Valores estimados, con ensayos en ejecución.
 (4) Valores estimados en base a experiencias generales.

Para los casos de menas mixtas, generalmente con U y Cu, en las cuales el contenido en carbonato es significativo, los preconcentrados resultan con baja ley en U_3O_8 , debido a la presencia del Cu, a la abundante formación de yeso y a la incorporación de impurezas, excediendo raramente el 3 % U_3O_8 , por lo que el método no resulta efectivo.-

Para estos casos, se estudia actualmente la posibilidad de concentrar el uranio por pasaje de los líquidos de lixiviación por capilaridad sobre solventes aminados o resinas de intercambio iónico. Los equipos a usar serían transportables y consistirían en baterías de mixer-settler o de columnas, montadas sobre chasis, con los que se llegaría hasta los pequeños yacimientos. De los líquidos desuranizados, se recuperaría el cobre por cementación.-

$$\text{PRECONC.} = 3,23 \times 1,7 + 0,6 \times 1,4 + 0,98 \times 5 = 11,2 \text{ g/l}$$

$$\begin{array}{lcl} 11,2 \text{ g preconcentrado contienen} & 3,23 \text{ g } \text{U}_3\text{O}_8 & \\ 100 \text{ " " " } & \text{contendrán } 28,8 \text{ g } \text{U}_3\text{O}_8 & = 28,8 \% \text{ } \text{U}_3\text{O}_8 \\ & & (\text{valor teórico}) \\ \text{Valor obtenido experimentalmente} & & = 30,5 \text{ } \text{U}_3\text{O}_8 \end{array}$$

IV. MINERALES EN ESTUDIO O A ENSAYAR

La aplicación del método de lixiviación por capilaridad ya se ensayó sobre los minerales de varios yacimientos uraníferos argentinos, planificándose hacerlo también sobre otros.-

La lista completa y el estado de los estudios es el siguiente:

<u>MINA O DISTRITO</u>	<u>METALES</u>	<u>ESTUDIOS</u>	<u>RESULTADOS</u>
1. La Estela (San Luis)	U	L-PP-SI	May apto
2. San Sebastián (La Rioja)	D, Cu	L-PP	May apto
3. Don Otto (Salta)	U	L-PP	May apto
4. Los Adobes (Chubut)	U	L-PP	May apto
5. El Criollo (Córdoba)	U, Cu	L	Apto
6. Soberanía (Mendoza)	U	PP	No apto
7. San Roque (La Rioja)	U	PP	No apto
8. Malargüe (Mendoza)	U, Cu	L	No apto
9. La Primera (Neuquén)	U, Cu	en ensayo	
10. Mallín Quemado (Neuquén)	U, Cu	en ensayo	
11. María Teresa (Neuquén)	U, Cu, V	en ensayo	
12. Palo Quemado (Neuquén)	U, Cu, V.	en ensayo	
13. Tinogasta (Catamarca)	U	a ensayar	
14. Sonia (La Rioja)	U, Cu	a ensayar	
15. La Marthita (La Rioja)	U, Cu	a ensayar	
16. Guandacol (La Rioja)	U, Cu	a ensayar	
17. Cosquín (Córdoba)	U, V	a ensayar	

V. RESUMEN DE ALGUNOS ENSAYOS

Con fines ilustrativos, se acompañan los resultados de los ensayos que se realizaron sobre 4 tipos de menas uraníferas argentinas, sensiblemente distintas entre sí, ya sea por su composición mineralógica o por la de la roca portante, que se mostraron aptas para el tratamiento por "heap leaching".-

	LA ESTELA (San Luis)	S. SEBASTIAN (La Rioja)	DON OTTO (Salta)	LOS ADOBES (Chubut)
Tipo de Yacimiento	Vetiforme	Vetiforme	Sedimentario	Sedimentario
Roca portante	Granito	Esquistos	Areniscas y arcillas	Areniscas y conglomerados
Ley mineral ensayado (% U_3O_8)	a) 0,4-0,5 b) 0,06	0,75 (0,81% OCu)	0,28	0,48
Minerales de uranio	Uranofano Uraninita	Uranofano Uraninita	Carnotita Tyuyamunita Meta-autunita Fosfuranilita	Uranofano Schroëckingerita Fosfuranilita.
Minerales acompañantes	Fluorita	Calcopirita Calcesina Bornita		

V.1. LA ESTELA (Figs. 1-5)

Ensayos: L-PP-SI

Datos: de PP y SI

Ley del mineral: 0,41% U_3O_8

Granulometría: Molienda a 10 mm.

Malla	•	2	1%
	•	5	50
	•	10	18
	•	20	10
	•	50	11
	•	100	5
	-	100	5

Relación sólido/líquido: 2,6/1

Velocidades de riego:

Días	1 - 12	20 l/m ² /h
	14 - 30	60
	31 - 100	15

Operaciones:

días 0 - 60 Lixiviación con ácido sulfúrico a pH 2, reciclando diariamente los líquidos y ajustando pH a 2.
 días 60 - 60 Se cambia líquido por otro fresco, con pH 1.
 días 61 - 75 Lixiviación con pH 1
 días 76 - 88 Lixiviación con pH 2
 días 89 - 100 Lixiviación con pH 1,5

RESULTADOS: A los 60 días se extrae el 80 % del uranio, con un consumo de H_2SO_4 de 10 kg/t, trabajando a pH 2. El contenido de impurezas (Al_2O_3) de la solución es de 2,5 g/l.-

Entre 60 y 75 días, al elevarse la acidez a pH 1, se registra un incremento en la extracción del uranio, pero aumenta bruscamente el contenido en Al_2O_3 de los líquidos, a 15 g/l y también el consumo de ácido, que pasa a 28 kg de H_2SO_4 /t a los 75 días.-

A partir del día 75, regulando la acidez a pH 2, sigue la extracción normal del uranio pero en cambio se estabiliza la incorporación de Al_2O_3 y el consumo de ácido, que llega a 32 kg/t en el día 100.-

CONCLUSIONES: El mineral de "La Estela" resulta apto para el tratamiento por "heap leaching", extrayéndose el 80 % del uranio contenido en el mismo a los 60 días de operación y el 97 % a los 100 días, con un bajo consumo de ácido.-

El tenor en U_3O_8 del preconcentrado varía de acuerdo con la incorporación de Al_2O_3 y puede oscilar entre 15 y 30 % U_3O_8 , pudiéndose regular sin dificultades en el orden del 20 %, usando pH 2.

OBSERVACIONES: El consumo de ácido, aún trabajando a veces a pH 1, alcanzó a 32 kg/t, cifra sensiblemente menor a la que requería el procesamiento del mismo mineral por métodos standard (percolación), para rendimientos comparables (50 - 80 kg H_2SO_4 /t)

V.2. SAN SEBASTIAN (Fig. 6)

Ensayos: L-PP

Datos: de L y PP

Ley del mineral:

(ensayo laboratorio)			(ensayo planta piloto)	
U ₃ O ₈	0,82 %		:	0,75
OCu	0,78		:	0,81
CO ₂	4,30		:	2,55
<u>Granulometría: Molienda a 4 mm</u>			:	
Malla +	5	25 %	:	21 %
	+ 10	36	:	29
	+ 20	16	:	15
	+ 50	12	:	19
	+ 100	7	:	8
	+ 200	1	:	3
	- 200	3	:	5
<u>Relación sólido/líquido:</u>			:	
	1 / 1		:	4,25 / 1
<u>Velocidad de percolación:</u>			:	
	20 l/m ² /h		:	10 l/m ² /h
<u>Operaciones:</u>				

En laboratorio: se trató en principio el mineral con solución sulfúrica fuerte (pH 0,3) para neutralizar rápidamente el carbonato y luego se continuó con la extracción normal del uranio a pH 1,5

A los 30 días se obtuvieron los siguientes rendimientos de extracción, con un consumo total de ácido sulfúrico de 98 kg/t:

U ₃ O ₈	84,1 %
OCu	82,1 %

En planta piloto: los líquidos se reciclaron diariamente, ajustándose el pH según este detalle:

días	0 - 20	pH 0,8
	21 - 42	pH 1
	43 - 113	pH 1,8

A los 113 días, con un consumo de 93,4 kg de H₂SO₄/t de mineral, se obtuvieron los siguientes rendimientos de extracción:

U ₃ O ₈	68,5 %
OCu	66,5 %

RESULTADOS: El mineral de "San Sebastián" es apto para su tratamiento por el método del "heap leaching" y acusa un comportamiento normal a la extracción sulfúrica, la que es progresiva y continúa en función del tiempo.-

Las experiencias demuestran que se podrán obtener rendimientos de extracción para el U y Cu superiores al 80 % con un consumo total de ácido sulfúrico del orden de 100 kg por tonelada de mineral, el que resulta sensiblemente menor al que demandó el tratamiento de más de 1.500 t de mineral idéntico por el método de percolación (144 kg/t) con rendimientos comparables.-

V.3 DON OTTO (Fig. 5, 7 y 8)

Ensayos: L-PP

Datos: de PP

Ley de mineral:

U ₃ O ₈	0,28 %
V ₂ O ₅	0,08 %
P ₂ O ₅	0,23

Granulometría: molienda a 10 mm

Malla	+	2	1 %
	+	5	32 %
	+	10	9
	+	20	4
	+	50	2
	-	100	36
	-	100	10

Relación sólido/líquido:

3,6 / 1

Velocidad de regado:

5 l/m²/h

Operaciones:

días 0 - 51 lixiviación con ácido sulfúrico a pH 1, reciclando los líquidos cada 2 días y ajustando pH a 1.

días 25 y 38 se cambia el líquido por otro fresco, a pH 1

RESULTADOS: A los 25 días de operación se alcanzó una extracción del 80 % del uranio contenido, con un consumo de ácido sulfúrico de 22 kg/t. A los 40 días se llega al 90 % con 33 kg/ de ácido por tonelada, estabilizándose en dicho valor la lixiviación del uranio.-

La incorporación de impurezas se hace en forma regular y alcanza a los 40 días a 17 g de Al_2O_3 por litro. Este valor elevado se debe al pH bajo que se hizo necesario usar a los efectos de evitar la precipitación del fosfato de uranio.-

El preconcentrado cálcico acusó una ley de 6 % U_3O_8 .

CONCLUSIONES: El mineral de "Don Otto" resulta apto para su tratamiento por el método de "heap leaching" y a los 40 días se alcanza un rendimiento de extracción del 90 % en U_3O_8 , con un consumo de ácido sulfúrico de 33 kg/t. El preconcentrado tiene una ley del 6 % U_3O_8 debido a su alto contenido en Al_2O_3 .-

OBSERVACIONES: La ley del preconcentrado se eleva fácilmente al 10% U_3O_8 realizando el ataque inicial con acidez mayor, a los efectos de eliminar con rapidez y en gran parte a los fosfatos, para luego proseguir con pH 1,5 - 2.-

La velocidad de regado debe mantenerse con valores bajos para evitar el arrastre mecánico del material arcilloso y la consecuente obturación de los canales de circulación de los líquidos.-

V.4. LOS ADOBES (Fig. 9)

Ensayos: L - PP

Datos: de PP

Ley de mineral: 0,48 % U_3O_8

Granulometría: Molienda a 4 mm.

Malla +	5	14 %
+ 10		13
+ 20		12
+ 50		47
+ 100		10
- 100		4

Relación sólido/líquido:

2,3 / 1

Velocidad de percolación:

10 l m^2/h

Operaciones: Lixiviación sulfúrica a pH 1,9, reciclando diariamente los líquidos y ajustando el pH. A los 30 días se cambió la solución por otra fresca.

A los 50 días se alcanzó un rendimiento de extracción del 80 % con un consumo de ácido sulfúrico de 8 kg/t. A partir de este punto, la curva de extracción comienza a achatare, y a los 65 días el rendimiento es de 81 % con 8,6 kg de ácido por tonelada.-

RESULTADOS: El mineral de "Los Adobes" resulta apto para la aplicación del método por "heap leaching", alcanzándose buenos rendimientos de extracción, superiores al 80 %, con consumos muy bajos de ácido sulfúrico (menos de 10 kg/t) a los 50 días de operación.-

VI. CONCLUSIONES GENERALES:

Los ensayos que se realizan en "Planta Córdoba" de la Gerencia de Materias Primas de la Comisión Nacional de Energía Atómica de la República Argentina, sobre la aplicación del método de "heap leaching" para la lixiviación de minerales uraníferos, demuestran hasta el momento:

1. Hay una serie de minerales argentinos que resultan perfectamente aptos para ser lixiviados por capilaridad, bajo condiciones operativas sencillas y económicas.
2. Los rendimientos de extracción del uranio son buenos, registrándose valores comprendidos entre 80 y 97 %.
3. Los rendimientos de extracción de los metales acompañantes también son satisfactorios, especialmente para el caso del cobre.
4. Estos rendimientos guardan relación con la duración del proceso hasta un punto en el cual comienzan a disminuir, estando dicho valor casi siempre por arriba del 75 % de extracción.
5. La duración del proceso hasta dicho punto varía según los minerales. En los casos más favorables ya se alcanzan buenos rendimientos a los 25 días; en otros, en períodos más largos (60, 100 días, etc.).
6. Se demuestra que la operación con ácidos baja, a pH 2, permite no sólo una buena extracción del uranio, sino que la misma es selectiva para dicho metal, ya que prácticamente no se incorporan impurezas a las soluciones.-

7. Con mayor acidez (pH 1) se registra un incremento en la extracción del uranio o una mayor velocidad de lixiviación, pero a la vez se incorporan cantidades apreciables de impurezas en los líquidos (Al_2O_3 y/o Fe_2O_3).
8. Para el caso de menas con contenido de carbonatos, conviene iniciar el proceso con acidez alta, a pH 1, a los efectos de descomponerlos lo más rápidamente posible y prolongar inútilmente la operación para pasar luego a la etapa de lixiviación normal del uranio, con pH 2.
9. Cuando se presentan minerales fosfáticos, debe operarse a pH 1 - 1,5 para evitar la precipitación del fosfato de uranio.
10. Para la separación y/o concentración del uranio a partir de las soluciones lixiviantes, se recomiendan dos caminos principales:
 - a. Obtención de preconcentrados cálcicos, por precipitación del uranio con $(\text{HO})_2\text{Ca}$ a pH 6,5 a partir de las soluciones sulfúricas lixiviantes.
 - b. Recuperación selectiva del uranio por medio de solventes aminados o resinas intercambiadoras de iones, operando con pequeños equipos transportables.
11. Las leyes en U_3O_8 del preconcentrado cálcico varían según el monto de las impurezas puestas en solución, de la cantidad de metal asociado y de la acidez libre de los líquidos.
12. En base a la fórmula elaborada por GORDILLO y LICHA, puede preverse la ley en U_3O_8 del preconcentrado cálcico:

$$\text{PRECONC.} = \text{U}_3\text{O}_8 \times 1,7 + \text{H}_2\text{SO}_4 \text{ libre} \times 1,4 + \text{Al}_2\text{O}_3 \times 8 + \text{Fe}_2\text{O}_3 \times 3,5 + \text{OCu} \times 2,8$$
13. El Fe_2O_3 se puede eliminar fácilmente de los lixiviados por precipitación del mismo a pH 2,7 - 3, no así el Al_2O_3 , el que afectará a la ley en U_3O_8 del preconcentrado, rebajándola.
14. Según la experiencia adquirida en "Planta Córdoba" sobre varios minerales argentinos, se pueden obtener por aplicación del método de "heap leaching" preconcentrados cálcicos de uranio con leyes que oscilan entre 10 y 30 % U_3O_8 , partiendo de menas con tenores variables entre 0,18 y 0,75 % U_3O_8 .
15. Se comprobó que para los mismos minerales y con rendimientos de extracción comparables, el tratamiento de lixiviación por capilaridad permite una fuerte economía de reactivos, ya que

demanda un menor consumo de ácido y de oxidantes que el que requieren los métodos convencionales de percolación o agitación.

16. Además por trabajarse con soluciones débiles, se incorporan menor cantidad de impurezas, lo que abarata el costo de refinación final.
17. Cuando los minerales resultan aptos para el tratamiento señalado, puede realizarse su beneficio en boca mina, mediante instalaciones sencillas y baratas, disminuyéndose así notablemente la incidencia del transporte de dichos productos hasta las plantas de relaciones de hasta 1/250.
18. En otros casos permite el beneficio de minerales de baja ley, cuyo aprovechamiento no sería posible bajo condiciones normales, con operación de plantas standard o alejadas.

---000---

FIGURA Nº 1

LIXIVIACION POR CAPILARIDAD

MINERAL "LA ESTELA "

U_3O_8 : 0,41 %

Rendimiento extracción X 10

~

U_3O_8 g/l

+

H_2SO_4 Kg/t X 10

⚡

pH 1,5

pH 2

R_2O_3 g/l

~

R_2O_3 g/l X 10

~

Lix. a pH 2

~

DÍAS

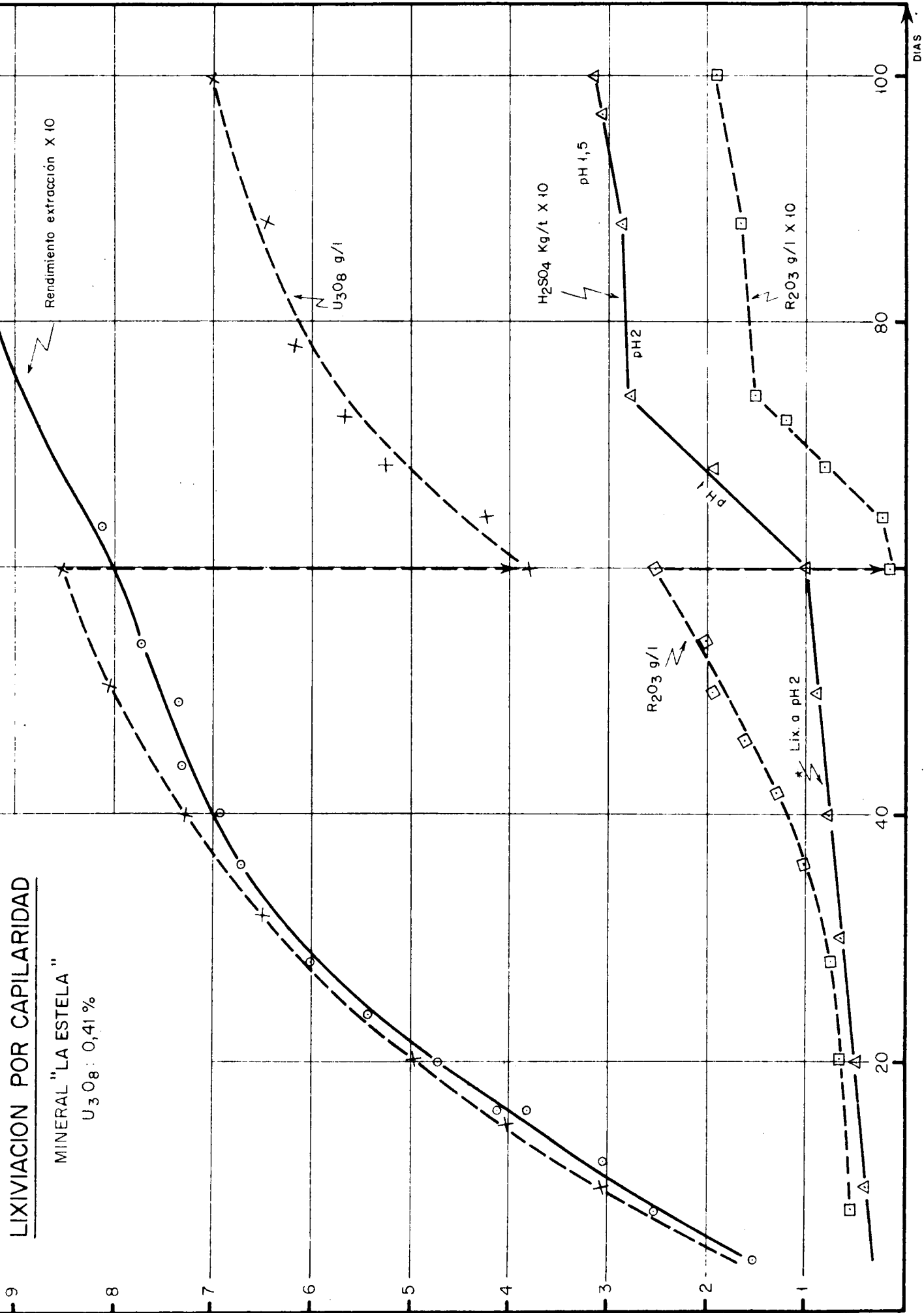


FIGURA N° 2

LAVADO DEL RESIDUO DEL MINERAL "LA ESTELA"

CON SOLUCION DE ACIDO SULFURICO A pH 3

EL LIQUIDO IMPREGNANTE INICIAL CONTIENE : 6.35 U_3O_8 g/l

RELACION DE LAVADO : 1:1

900

500

250

200

400

600

l / t. min.

LITROS AGUA LAVADO

g U_3O_8 /t MINERAL EN LIQUIDO IMPREGNANTE

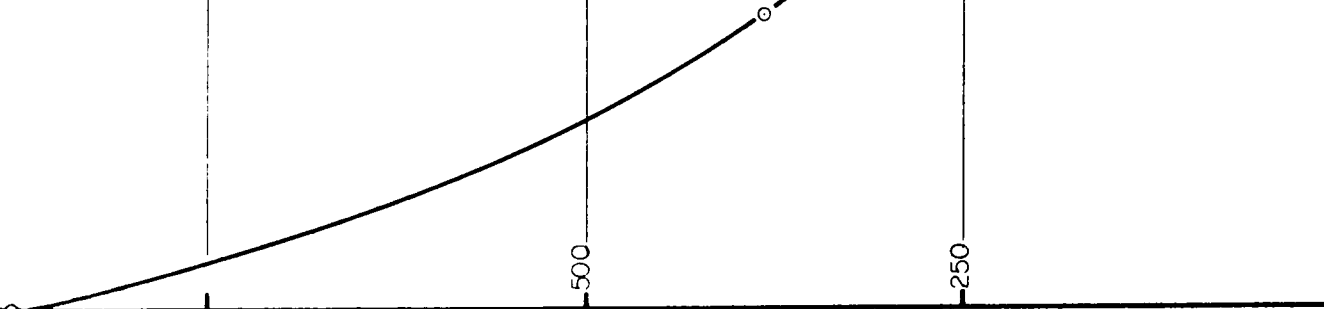


FIGURA Nº 3

LIXIVIACION POR CAPILARIDAD

COMPOSICION PROBABLE DEL PRECONCENTRADO CALCICO

(Calculado con 75 % humedad)

MINERAL "LA ESTELA"

U_3O_8 0,41 %

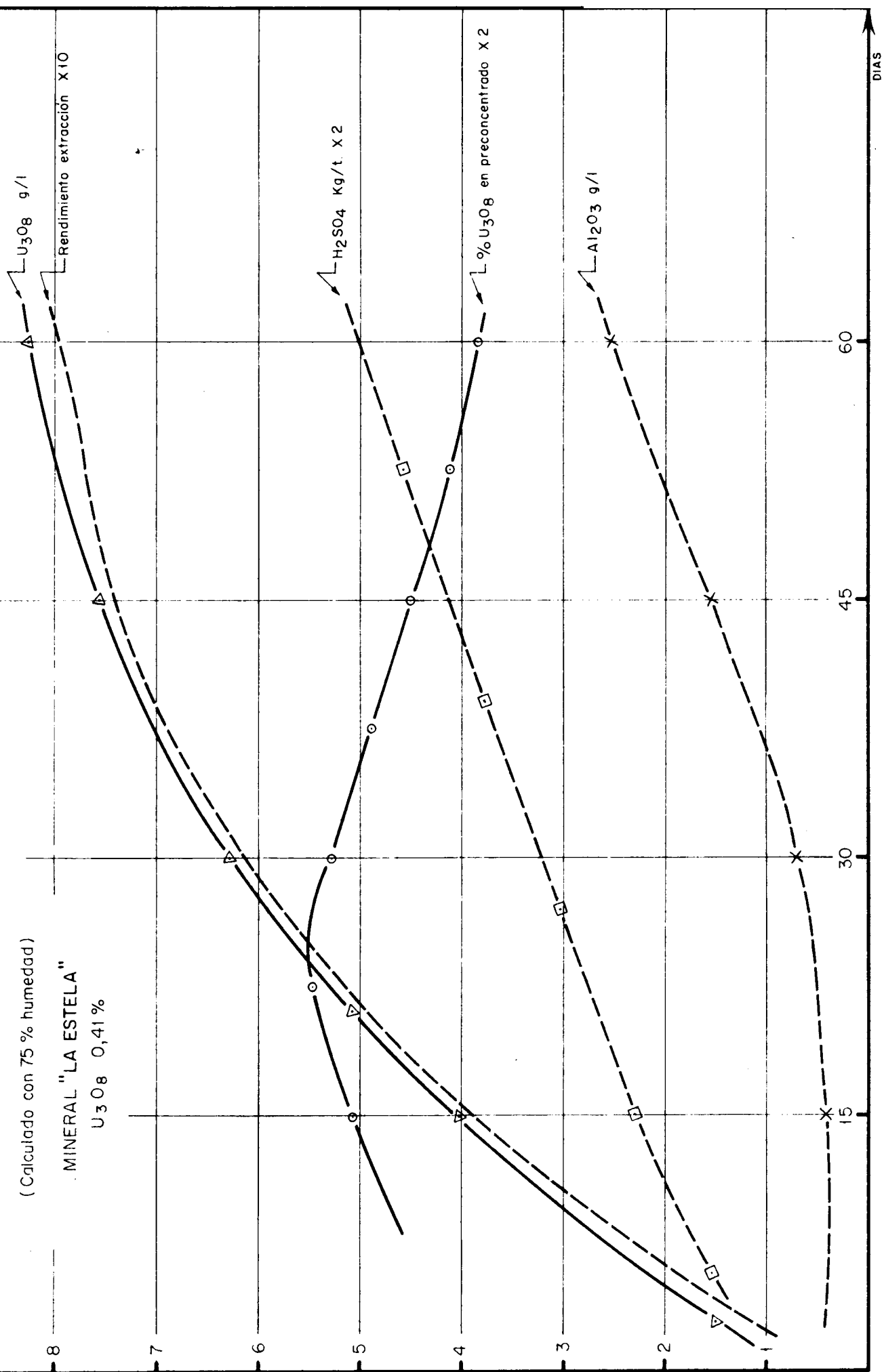


FIGURA N° 4

ENSAYO DE SEDIMENTACION DEL PRECONCENTRADO
CALCICO PROVENIENTE DEL LIQUIDO DE "LA ESTELA"

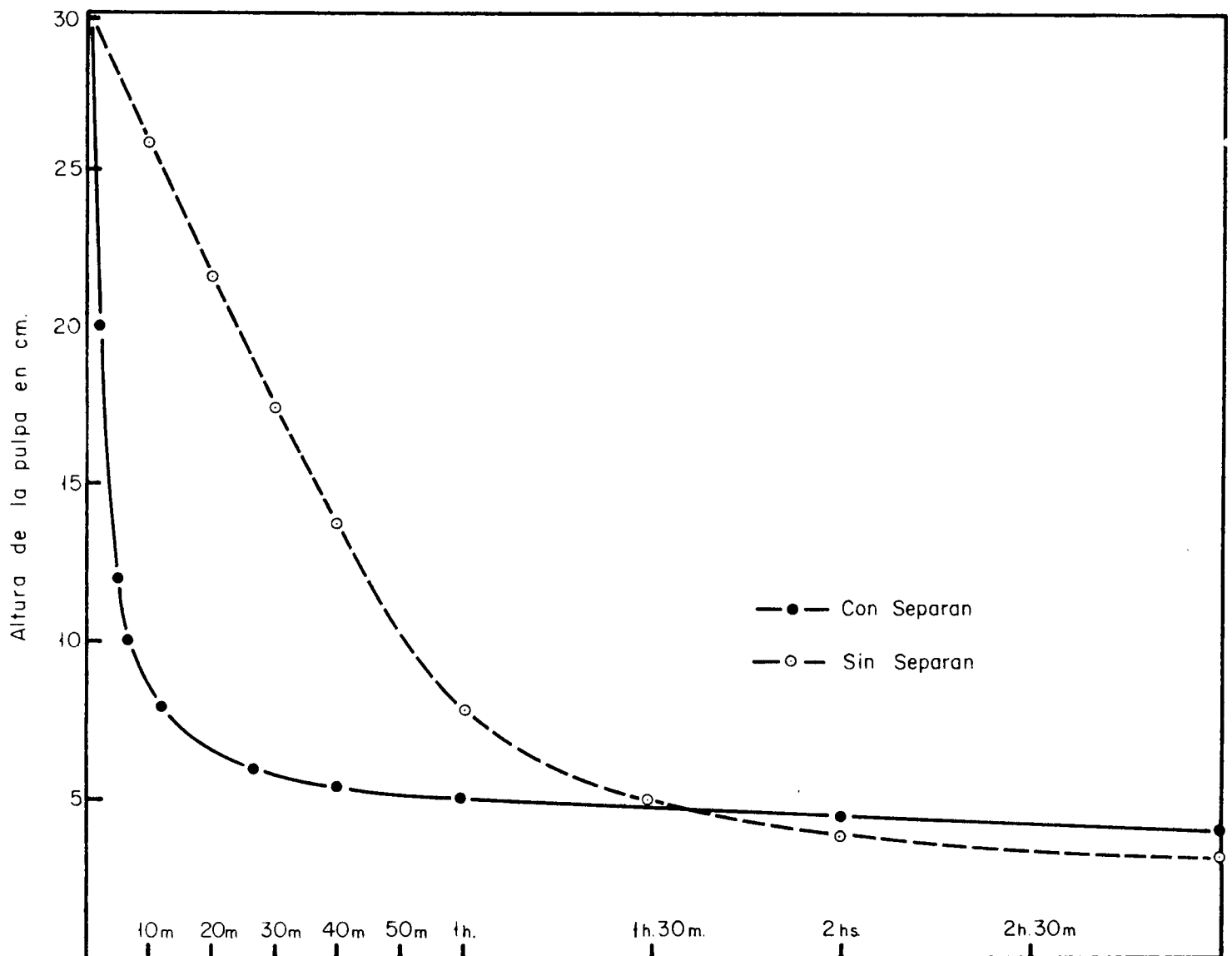


FIGURA N° 5

ENSAYO COMPARATIVO DEL RENDIMIENTO DE EXTRACCION EN FUNCION DE LA TEMPERATURA

MINERAL "LA ESTELA"

U_3O_8 : 0,48 %

Rendimiento extracción U_3O_8 a $25^{\circ}-30^{\circ}C \times 10$

Rendimiento extracción U_3O_8 a $5^{\circ}-8^{\circ}C \times 10$

H_2SO_4 Kg/t a $25^{\circ}-30^{\circ}$, X2

H_2SO_4 Kg/t a $5^{\circ}-8^{\circ}C$, X2

DIAS

20

15

10

5

9

8

7

6

5

4

3

2

1

FIGURA N° 6

LIXIVIACION POR CAPILARIDAD

MINERAL "SAN SEBASTIAN"

U_3O_8 0,75 %

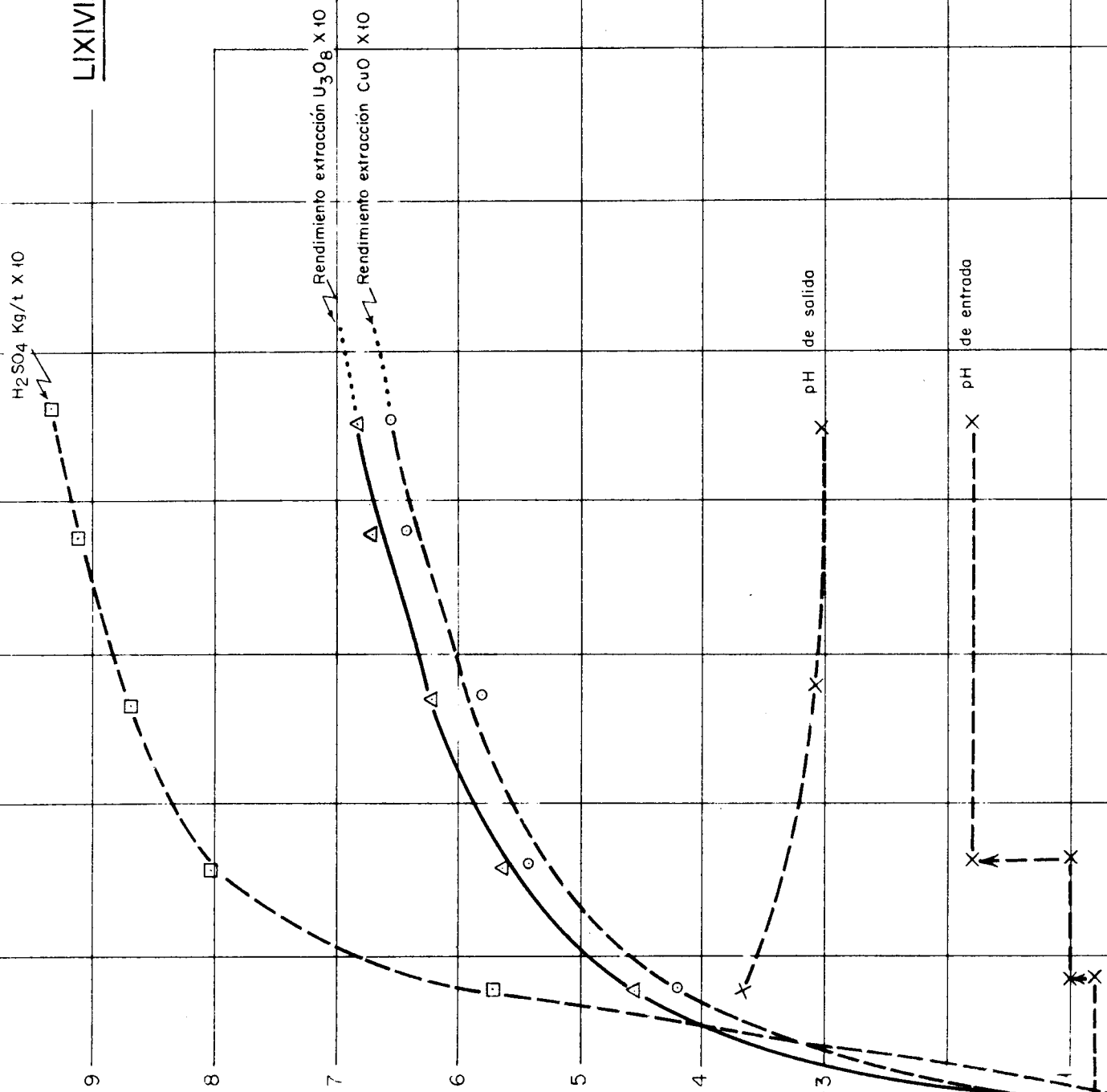


FIGURA Nº 7

LIXIVIACION POR CAPILARIDAD

MINERAL "DON OTTO"

U_3O_8 : 0,28 %

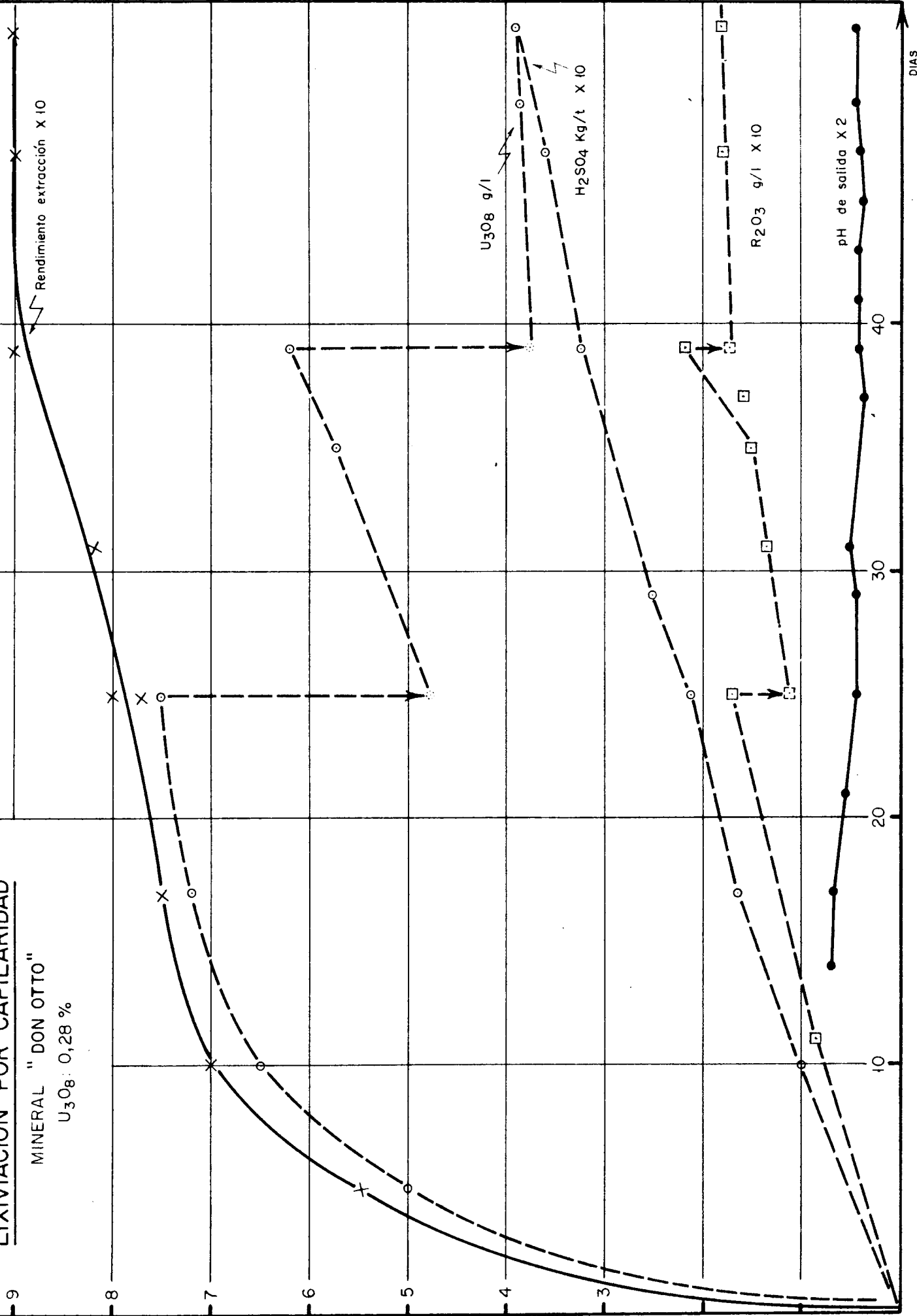


FIGURA N° 8

LAVADO DEL RESIDUO DEL MINERAL "DON OTTO"

CON SOLUCION DE ACIDO SULFURICO a pH 2

EL LIQUIDO IMPREGNADO INICIAL CONTIENE : 3.05 U_3O_8 g/l

RELACION DE LAVADO : 0.62

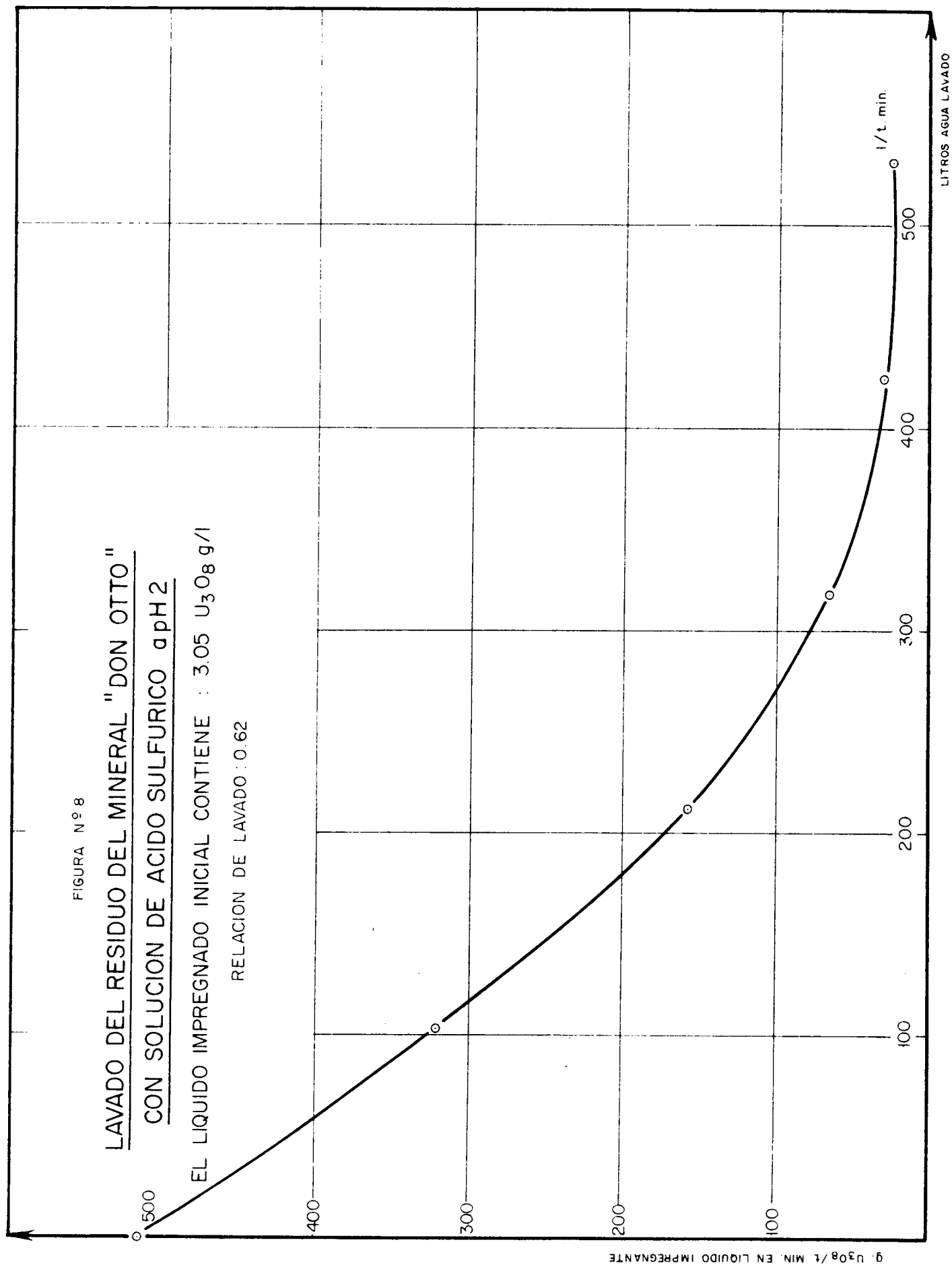


FIGURA N° 9

LIXIVIACION POR CAPILARIDAD

MINERAL "LOS ADOBES"

U_3O_8 0,48 %

