

125

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE QUIMICA



**PROCESO DE LIXIVIACION ESTATICA PARA
MINERALES URANIFEROS APROVECHAN-
DO LA TECNICA A CONTRACORRIENTE**

T E S I S
Que Para Obtener el Título de:
INGENIERO QUIMICO
P r e s e n t a s:

DOMINGO ANGEL FUENTES GONZALEZ

1978



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

LAS TESIS 1978
ADE M.T. 162
FECHA _____
PREC _____



AREA ANÁLISIS QUÍMICO
MATERIA: QUÍMICA
MATERIA: QUÍMICA



TESIS
INGENIERIA QUÍMICA

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

Quiero agradecer a mi padre
SR. DOMINGO FUENTES CHIQUINI
quien con su ejemplo y consejo,
marcó el camino,
para alcanzar una meta en la vida.

A mi madre

SRA. LEONOR GONZALEZ DE FUENTES

que con su infinita comprensión y paciencia,
me impulsó siempre a ir hacia adelante.

A mi esposa y compañera

ROSA MARIA

con todo cariño.

A mis hijas

Leonor y Roxana

A mis queridos hermanos

MARIA TERESA

CONNIE

JAVIER

A G R A D E C I M I E N T O S

Al SR. M. EN C. LUIS GALVEZ CRUZ.

Por su orientación y ayuda brindada,
para el buen logro de éste trabajo.

AL MAESTRO

SR. ING. VIRGILIO GONZALEZ POZO.

Ejemplo a emular.

Al SR. M. EN C. SERGIO AJURIA GARZA.

Por las recomendaciones sugeridas,
para la culminación de éste trabajo.

Al SR. ING. GUSTAVO COLINA K.

Con quien se originó éste trabajo.

Al SR. Técn. Proceso JOSE LUIS ANGELES R.

A los compañeros del DEPTO. METALURGIA EXTRACTIVA,
que en alguna forma cooperáran en éste trabajo.

Agradezco al INSTITUTO NACIONAL DE ENERGIA NUCLEAR. La ayuda eco
nómica brindada por medio de la C.M.A.C.E. para la impresión de
esta tesis.

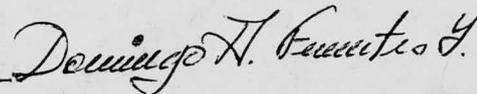
JURADO ASIGNADO ORIGINALMENTE SEGUN EL TEMA

PRESIDENTE	LUIS GALVEZ CRUZ
VOCAL	MANUEL NAVARRETE TEJERO
SECRETARIO	JUAN LARTIGUE GORDILLO
1er. SUPLENTE	RUBEN ORTEGA CARMONA
2do. SUPLENTE	LUIS CABRERA MOSQUEDA

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA: INSTITUTO NACIONAL DE ENERGIA NUCLEAR
DEPTO. DE METALURGIA EXTRACTIVA

NOMBRE COMPLETO Y FIRMA DEL SUSTENTANTE .

DOMINGO ANGEL FUENTES GONZALEZ



NOMBRE COMPLETO Y FIRMA DEL ASESOR DEL TEMA.

M. EN C. LUIS GALVEZ CRUZ



R E S U M E N

Se hizo un estudio experimental a nivel de laboratorio de un proceso para tratar un mineral de uranio por LIXIVIACION-ESTATICA ACIDA a contra-corriente con periodos de maduración y lavado. Este mineral con una ley promedio de 0.24 % U_3O_8 , de los niveles cero-cuarenta del yacimiento uranífero de EL NOPAL, ubicado en la sierra de Peña Blanca en Chihuahua.

El proceso propuesto consta de cuatro etapas consecutivas.

La prehumectación con solución fértil de una concentración de 0.0034 g/l U_3O_8 y 3 g/l H_2SO_4 .

El ataque ácido a contra-corriente se aproxima a una solución de un sistema ideal, alcanzando una concentración uniforme de 37.5 Kg/t de H_2SO_4 .

La maduración ó curado despues de las ocho horas en que pasa el licor durante un dia y los sabados y domingos .

El licor de lavado (agua corriente) pasa a través del mineral ya lixiviado, ocho horas durante cinco dias, en cada una de las seis columnas de que consiste el sistema. La relación líquido-sólido en las etapas de Prehumectación, Ataque Acido, así como en la etapa de Lavado fué de $0.3 \text{ m}^3/\text{t}$. La eficiencia-promedio fué de 77 % de uranio recuperado.

C O N T E N I D O

	PAGINA
CAPITULO I.- INTRODUCCION	1
I.1.- CICLO NUCLEAR	2
I.2.- BENEFICIO DE LOS MINERALES DE URANIO	11
I.3.- LIXIVIACION ESTATICA	29
CAPITULO II.- TRABAJO EXPERIMENTAL	33
2.1.- RESUMEN	34
2.1.1.- RESULTADOS OBTENIDOS (TABLAS)	38
2.1.2.- PROCESO RESUMIDO	49
2.1.3.- ESQUEMAS DE LOS SISTEMAS USADOS	51
2.2.- DESARROLLO DEL TRABAJO EXPERIMENTAL	55
2.3.- COMENTARIOS	61
CAPITULO III.- MODELO MATEMATICO DE LIXIVIACION	63
3.1.- PROPOSICION DEL MODELO MATEMATICO DE LIXIVIACION (Gráfica 1)	64
3.2.- INFLUENCIA DEL INCREMENTO EN LA CONCENTRACION DE REACTIVO CON RESPECTO A LA RECUPERACION DE URANIO (Gráfica 2)	67
3.3.- DETERMINACION DEL ERROR EXPERIMENTAL DEL METODO ANALITICO EMPLEADO	72
3.4.- EVALUACION DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR LIXIVIACION ESTATICA ACIDA A CONTRA-CORRIENTE CON PERIODOS DE MADURACION Y LAVADO	74
CAPITULO IV.- MODELO MATEMATICO DE LAVADO	75
4.1.- POSTULADO DE LAVADO POR DESPLAZAMIENTO O DE TAPON	76
4.2.- POSTULADO DE LAVADO POR MEZCLA PERFECTA O DIFUSION	77
4.3.- PROPOSICION DEL MODELO MATEMATICO DE LAVADO REAL	78
CAPITULO V.- CONCLUSIONES	84

CAPITULO I .-
Introducción.

La inquietud por desarrollar un trabajo de tesis lo mas original e interesante es lo normal en un estudiante egresado de las aulas profesionales, y se encuentra ante un panorama extenso; en su afán de búsqueda se ve limitada por condiciones externas, como son la falta de tiempo disponible para entregarse al logro de sus aspiraciones, el conocimiento suficiente para realmente profundizar en un determinado tema, pues se da cuenta que carece de la experiencia que da el tiempo de trabajo y estudio.

Este trabajo tiene como objetivo el cooperar en la medida de los criterios obtenidos através de las experiencias realizadas, pero no como criterios rotundos sino como un inicio para llegar a criterios más definidos y óptimos.

La parte de beneficio tiene como finalidad el producir concentrados de Uranio (o sea) que es la materia prima de la que va a partir todo el ciclo del combustible nuclear. Los requerimientos tecnológicos tomando en cuenta nuestra tradición minera, pueden ser realizados en breve plazo en su totalidad en el país.

En la actualidad, los energéticos, parte importante de la minería y de la siderurgica y gran número de industrias basicas y servicios públicos son patrimonio de la Nación. Esta estructura abre la posibilidad de que el estado Mexicano se convierta en el Rector y Gestor principal de la Economia entera, como se desprende también de los conceptos constitucionales. "México como país atrasado y dependiente, enfrentado permanentemente al centro imperial mas importante del mundo, ha diseñado un camino propio para resistir y subsistir como Nación, y cuyo punto de apoyo principal lo constituye, en lo económico, el sector nacionalizado.

1.1 CICLO NUCLEAR

En su forma más general, se le ha denominado ciclo nuclear a todos aquellos procesos que intervienen en la fabricación del combustible nuclear, iniciándose en la exploración y explotación del mineral uranífero, obteniendo por procesos químicos y metalúrgicos un combustible de bióxido de uranio, que es irradiado en el reactor produciendo grandes cantidades de energía, reprocesándose el combustible irradiado para recuperar en lo posible materiales fisionables.

Con el fin de ubicar el área en la cual ha sido llevado a cabo este trabajo de tesis, se procederá a realizar un análisis muy general de las diferentes etapas que constituyen el ciclo del combustible nuclear.

Al finalizar este tema se podrán apreciar los diagramas del ciclo del combustible nuclear de uranio natural y el de uranio enriquecido.

1.1.1.- Exploración y Explotación Minera:

Los trabajos de exploración de mineral uraníferos, se fundamentan en estudios geológicos y búsquedas directas empleando detectores geiger y de centelleo; estos detectores están diseñados para captar la emisión de rayos gamma, que

son emitidos por los depósitos de mineral de uranio. El detector de centelleo es más sensible y puede percibir un cambio en radiactividad equivalente a un contenido de uranio tan bajo como 0.001%. Las partículas gamma son de igual naturaleza que los rayos X (radiaciones electro-magnéticas), su velocidad es la de la luz, y con una penetración cien veces mayor que la partícula beta, y de cien a mil veces mayor que las partículas alfa.

De manera general con datos obtenidos de la literatura, las etapas que se cubren en la exploración del mineral uranífero son como sigue:

Reconocimiento preliminar.

Estudios geológicos detallados.

Exploración física.

Explotación minera.

1.1.2.- Beneficio de los Minerales de Uranio:-

Esta etapa del ciclo nuclear tiene como objetivo la obtención de concentrados de uranio no refinados.

La forma de llevar a cabo la concentración de valores puede ser física y química. En lo relacionado con la primera se han desarrollado una gama numerosa de técnicas hidrometalúrgicas, para incrementar la concentración de valores, entre ellas se podrían citar; técnicas gravimétricas, pre-

concentración por flotaciones, centrifugación para separación por diferencia de masas, separaciones magnéticas, etc. las cuales tienen solo una aplicación limitada para minerales de uranio.

En general la concentración de minerales uraníferos, resulta económicamente más eficiente y costeable por medio de procesos químicos, que por técnicas que apliquen beneficios físicos y químicos. *

La concentración química se inicia con la disolución del mineral con reactivos selectivos (ácido sulfúrico, carbonato de sodio) y la posterior recuperación del uranio de esos licores ricos, situándolo en un medio apropiado para precipitarlo y entregarlo como un concentrado (torta amarilla) que cumple con determinadas especificaciones. *

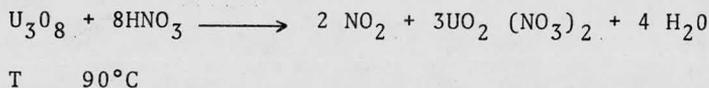
Las áreas que se cubren en el beneficio de los minerales de uranio se verán con detalle en otro capítulo.

1.1.3.- Refinación y Conversión:-

El objetivo de esta etapa es el de purificar los concentrados de uranio y reducirlos a un dióxido de uranio de pureza y características cerámicas requeridas. * En forma muy general se enunciarán los pasos que se siguen.

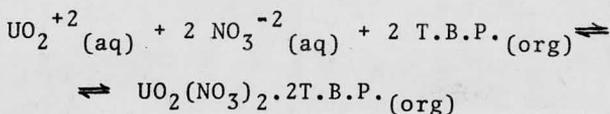
a) Digestión.-

Para llevar a cabo la purificación del concentrado es necesario tenerlo en forma soluble por lo que se digiere con ácido nítrico, proceso que se puede describir por la siguiente ecuación:



b) Extracción (purificación).-

Cuando se procede a extraer el nitrato de uranilo generalmente se usa fosfato de tributilo (T.B.P.) diluido en kerosina.



Antes de llevar a cabo la reextracción es necesaria una etapa de lavado que generalmente se realiza con nitrato de uranilo puro con el objeto de definir perfectamente la fase orgánica.

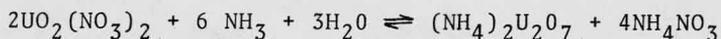
c) Reextracción.-

Se lleva a cabo con agua desmineralizada a una temperatura aproximada de 60°C, el nitrato de uranilo unido al extractante orgánico así es transportado a una solución de alta pureza; se realiza la reacción química inversa a la enunciada arriba.

d) Precipitación.-

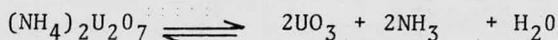
La solución obtenida en la reextracción puede ser precipita-

da con hidróxido de amonio o burbujeando amoniaco diluido - con un gas inerte, formando asi un uranato de amonio insoluble, que correspondería a la siguiente ecuación general:

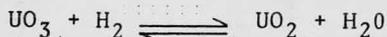


e) Calcinación.-

Se calcina el uranato de amonio aproximadamente a una temperatura de 300°C para obtener un trióxido de uranio:



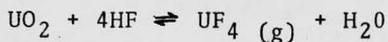
y es reducido en atmosfera de hidrógeno, a una temperatura aproximada de 450° a 600°C, según la siguiente ecuación general:



en lo referente al ciclo del combustible de uranio natural - el llegar a bióxido de uranio (UO_2) natural sinterizable, significa el proceder a la fabricación de los elementos combustibles; no asi para el ciclo del combustible de uranio -- enriquecido que adiciona al ciclo diversas etapas las cuales de forma muy general se podrían citar como sigue.

f) Obtención del tetrafluoruro de uranio.-

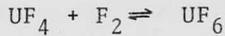
El tetrafluoruro de uranio se obtiene por reacción del ácido fluorhídrico sobre el bióxido de uranio a una temperatura aproximada de 500°C.



La problemática que se presenta al trabajar con ácido fluorhídrico es su alto poder de corrosión y por tanto la precau-

ción y equipo especial (aleación de monel) para trabajarlo.

g) Obtención de hexafluoruro de uranio.-



La reacción es fuertemente exotérmica y se lleva a cabo a - 450°C aprox.

h) Enriquecimiento.-

El método más comercial comunmente usado es por difusión gaseosa del hexafluoruro de uranio. Otros métodos menos experimentados son por separación electromagnética, por separación centrífuga (ultracentrifugas) y por difusión en fase líquida, en todos ellos el objetivo es enriquecer el hexafluoruro de uranio en su isótopo físil U_{235} . Esta tecnología, dada su complejidad es dominada unicamente por países altamente industrializados.

Después de obtenido el enriquecimiento es necesario llevar a cabo la reconversión a bióxido de uranio (enriquecido), para ello primeramente se reduce a tetrafluoruro de uranio el hexafluoruro y posteriormente se convierte a UO_2 (enriquecido).

1.1.4.- Fabricación de Elementos Combustibles:-

Previa a la fabricación del elemento combustible, el polvo de bióxido de uranio (UO_2) sinterizable, es empastillado, para ello debe cubrir determinadas características cerámicas y se aplican las siguientes pruebas:

- Compactación
- Sinterización
- Rectificación
- Control de calidad.

Posteriormente el combustible ya empastillado se procede a envainar en tubos de aleación de circonio y a agruparlos en haces. Para llegar a ello se acumulan un conjunto de ensayos y controles muy específicos, que de manera muy general podríamos enumerar como sigue:

- Ensamble y componentes
- Control de calidad
- Irradiación y postirradiación.

El combustible es quemado en el reactor y posteriormente son tratados los productos de la irradiación.

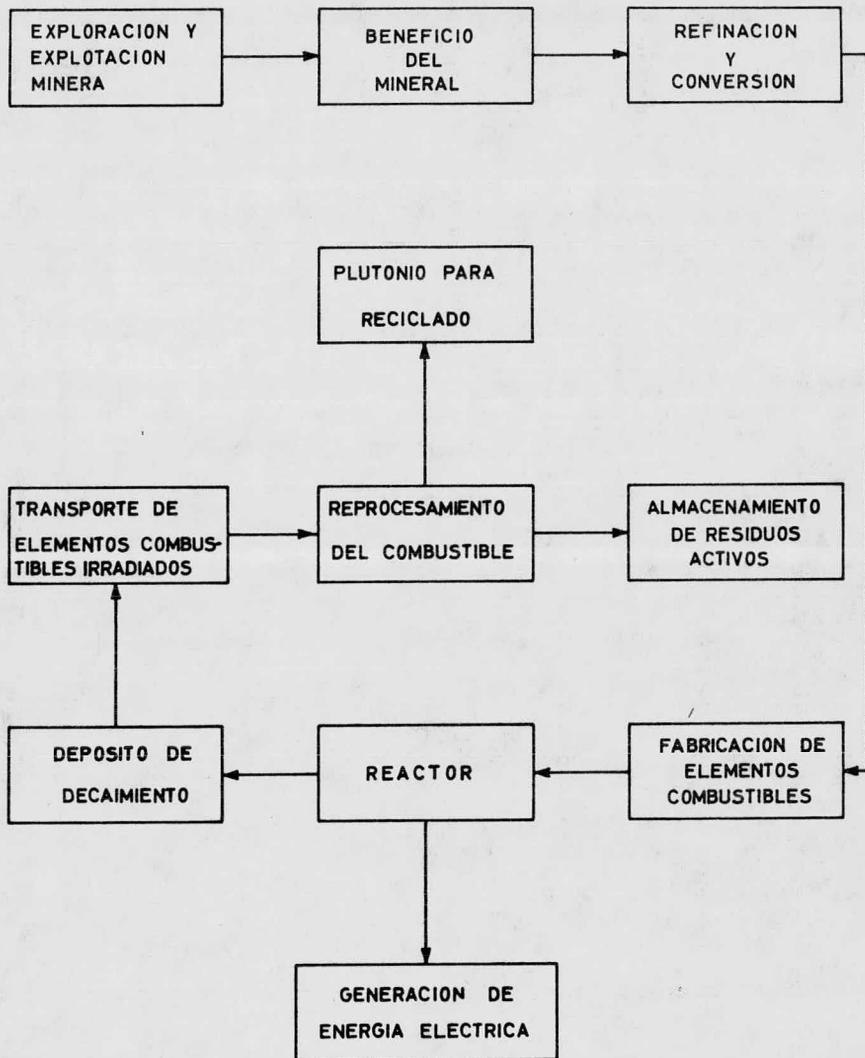
1.1.5.- Reprocesamiento:-

El objetivo de esta última etapa del ciclo del combustible nuclear es el de reprocesar los combustibles irradiados para separar por una parte los productos de fisión y por otra recuperar los materiales fisionables que contiene.

Los productos de fisión altamente radiactivos, ya separados se preparan para un almacenamiento definitivo y el plutonio generado constituye un material fisionable, con el cual se pueden fabricar combustibles posteriormente.

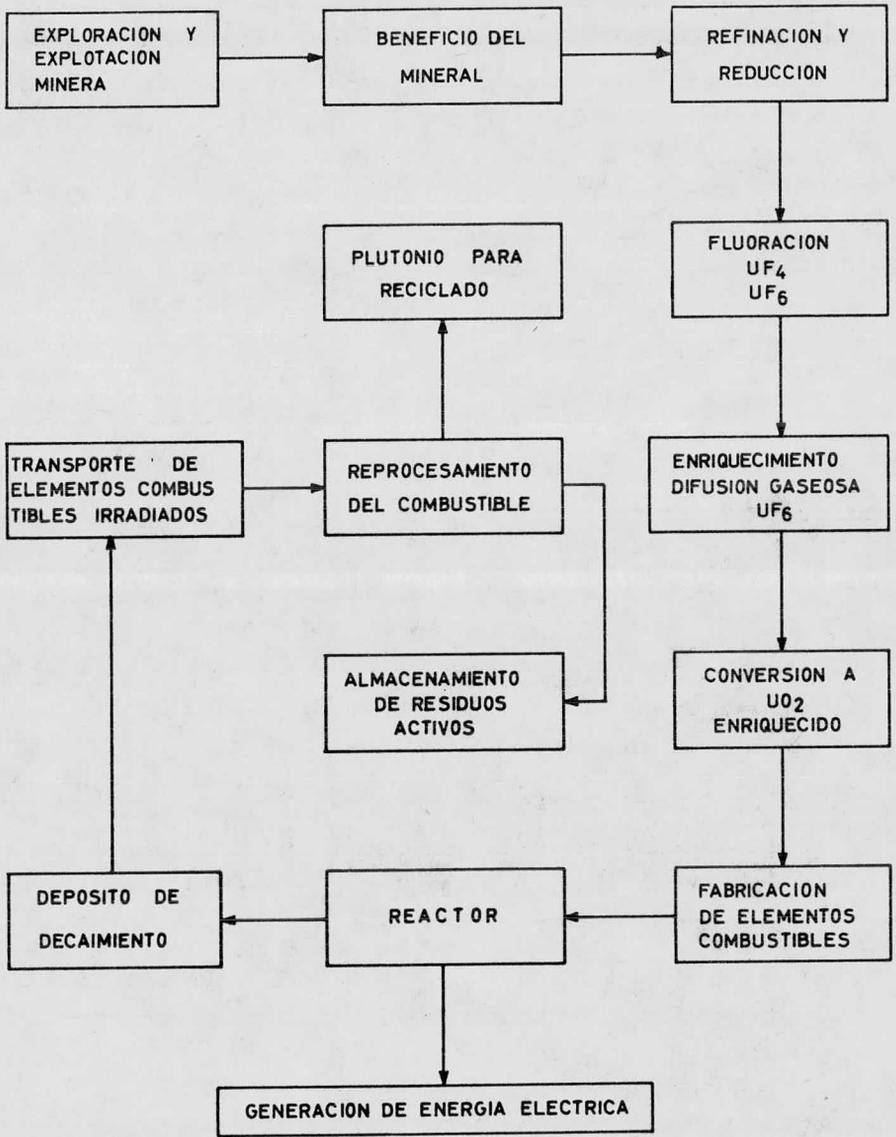
(5)

CICLO DEL COMBUSTIBLE NUCLEAR DE URANIO NATURAL



(5)

CICLO DEL COMBUSTIBLE NUCLEAR DE URANIO ENRIQUECIDO



1.2 BENEFICIO DE LOS MINERALES DE URANIO

El uranio no se encuentra en la naturaleza en estado metálico, presentándose siempre en combinación con otros elementos químicos que forman así los minerales uraníferos. El uranio es un elemento oxífilo (ávido de combinarse con oxígeno) el cual, durante los procesos geológicos de diferenciación magmática, se ha encontrado en los magmas residuales, siendo el oxígeno un elemento que se encuentra presente en todos sus minerales.

Existe una gran variedad de especies mineralógicas - que contienen uranio, por el estado de oxidación química en que se encuentre, se les ha dividido en mineral primario y secundario.

Minerales primarios de uranio. Son aquellos que se han formado a partir de soluciones hidrotermales, que provienen de las capas profundas de la corteza terrestre. Entre ellos podemos citar por ser los más comunes:

- Uraninita (UO_2 ; UO_3 cristalino)
 - Pitchblenda (UO_2 ; UO_3 variedad masiva de la uraninita)
- Davidita (óxido de titanio, de los minerales de las tierras raras y de uranio). Los otros minerales primarios son los óxidos complejos de uranio, columbio, tantalio y titanio, en

general estos minerales no se presentan en la naturaleza en grandes concentraciones.

Minerales secundarios de uranio. Son aquellos que se han formado mediante la transformación de los minerales primarios, por la acción del intemperismo, de la circulación de las aguas subterráneas o de otros factores naturales, entre los minerales secundarios más comunes se encuentran:

carnotita (vanadato de potasio y de uranio)

tyuyamunita (vanadato de calcio y de uranio)

torbernita y meta-torbernita (fosfatos hidratados de cobre y uranio)

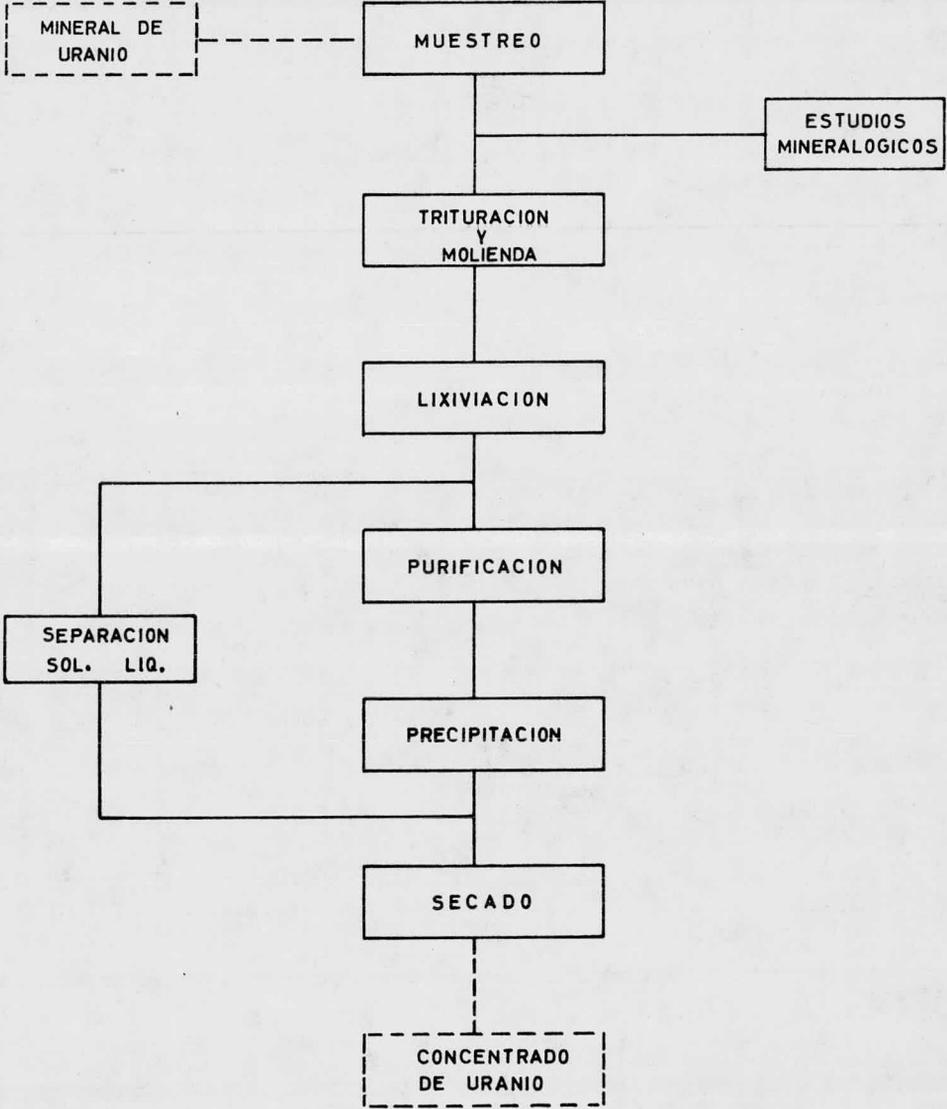
autunita y meta-autunita (fosfatos hidratados de calcio y de uranio)

schroekingierita (sulfato complejo hidratado, carbonato y fluoruro de Ca, Na y U), y

uranofano (silicato hidratado de calcio y de uranio).

El beneficio de los minerales uraníferos tiene como objetivo principal el producir concentrados de uranio, que cumplan con las especificaciones requeridas de contenidos de U_3O_8 y otros elementos. Para obtener este concentrado de uranio el mineral es procesado y en forma general se puede representar por el siguiente diagrama.

DIAGRAMA POR ETAPAS DEL BENEFICIO DE LOS MINERALES URANIFEROS



1.2.1.- Muestreo:-

La palabra 'muestra representativa' de un yacimiento, en su significado técnico estricto es: Una pequeña cantidad de material que representa proporcionalmente los diversos contenidos de un yacimiento, considerado como un todo. La materia prima para el beneficio de los minerales de uranio, serán muestras representativas de cada uno de los yacimientos, que serán suministradas por el área de exploración y explotación minera.

En plantas industriales de beneficio el muestreo se lleva a cabo en equipo automático de corte y molienda.

1.2.2.- Estudios Mineralógicos:-

Estos estudios son previos al tratamiento industrial. Es importante conocer perfectamente el mineral que se va a beneficiar, ya que cada mineral de acuerdo con su composición, matriz y especies mineralógicas de su ganga, presentará sus particulares problemas ante el ataque químico en la lixiviación, la mayoría de los cuales afectan el rango de extracción.

1.2.3.- Trituración y Molienda:-

Generalmente el mineral es entregado de mina en tamaños mayores a los requeridos, es necesario reducir el tamaño por tratarse de reacción heterogénea, cuya velocidad depende del tamaño de partícula.

En plantas de beneficio existe primeramente un quebrado primario, que se puede llevar a cabo en quebradoras de quijadas o en quebradoras cónicas, según sea la capacidad de la planta; posteriormente se puede o no realizar un quebrado secundario en quebradoras cónicas, obteniendo por lo general tamaños del orden de 0.5 pulgadas.

En la molienda se reduce el material quebrado, en molinos de barras ó de bolas, trabajando los primeros en circuito abierto y los segundos en circuito cerrado con un clasificador que trabajando en humedo entregan una pulpa. El grado de molienda depende del tipo de lixiviación que se trate, si es del tipo convencional (lixiviación acuosa con agitación) variará desde un 90% a través de 28 mallas, hasta un 75% a través de 200 mallas, según sea el ataque con ácido -- sulfúrico ó con carbonato de sodio, respectivamente.

En general para lixivitaciones convencionales, después de la molienda en humedo se tiene una pulpa más diluída de lo deseable, por lo que se acondiciona para obtener una pulpa con un rango de 40 a 65% de sólidos. Es ventajoso el trabajar con esta dilución en cuanto a reducir el manejo de volúmenes de soluciones y por consiguiente en economía al dimensionar tanqueria.

1.2.4.- Lixiviación:-

La sección de lixiviación es el corazón de una planta

de beneficio. Como regla general las operaciones anteriores al circuito lixivante, deberán ser diseñadas para producir material de tamaño óptimo y densidad de pulpa adecuada para la alimentación a los tanques lixivadores; y las operaciones que le siguen deberán ser diseñadas para manejar el producto resultante de las condiciones de lixiviación óptimas.

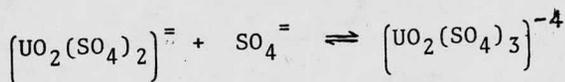
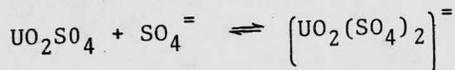
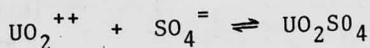
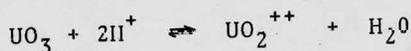
La lixiviación se puede regir por dos caminos de acuerdo con el tipo de agente químico que se use para la disolución de el uranio.

1.2.4.1. Lixiviación Acida de Minerales de Uranio.

1.2.4.2. Lixiviación Alcalina de Minerales de Uranio.

1.2.4.1. Lixiviación Acida de Minerales de Uranio.

Existen cinco métodos para extraer el uranio de los minerales por tratamiento ácido. La ecuación general que represente la disolución podría ser en su forma más simple:



- Lixiviación acuosa con agitación
- Percolación
- Digestión en caliente
- Lixiviación por presión
- Curación ácida a un alto porcentaje de sólidos.

Solo los tres primeros se usan hoy en día y de ellos el de lixiviación acuosa con agitación, con ácido sulfúrico y, si es necesario, un oxidante; es el más usado para la producción de concentrados de uranio.

Condiciones de Lixiviación.- El rango y grado de extracción del uranio de sus minerales por lixiviación ácida dependen de un número de variables:

- A) Concentración Ácida
- B) Grado de Oxidación
- C) Temperatura de Lixiviación
- D) Tamaño de Partícula
- E) Grado al cual los minerales de uranio están encerrados ó confinados por minerales de ganga.

Estas variables están interrelacionadas estrechamente y la variación de estas condiciones puede representar aumento en el rango de extracción.

1.2.4.1.A. Concentración Ácida.-

En lixiviación ácida, el ácido sulfúrico es universal-

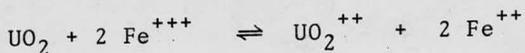
mente usado por su bajo costo. El uranio se lleva dentro de la solución como ión uranio y la acidez debe ser mantenida lo suficientemente alta para prevenir una reprecipitación del uranio disuelto, una acidez recomendada para lixiviar minerales oxidados es del orden de 3 a 7 gramos de ácido libre por litro en un pH de 1.0a 2.0.

Por otra parte algunos de los minerales refractarios, tales como davidita y brannerita, pueden requerir concentraciones de ácido libre en exceso de 50 gramos por litro.

El consumo de ácido durante la lixiviación depende mayormente del contenido de carbonato, principalmente calcita, en menor grado otros constituyentes de la ganga como, dolomita, magnesita y siderita.

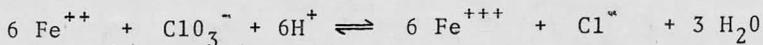
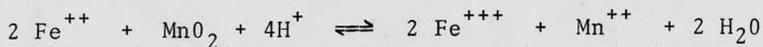
1.2.4.1.B. Grado de Oxidación.-

Una de las formas más efectivas para oxidar el UO_2 de los minerales reducidos ó primarios en ácido sulfúrico es con fierro férrico, la ecuación es:



En la lixiviación de minerales generalmente se lleva a la solución suficiente cantidad de fierro ya sea como un constituyente de la mena o introducido como hierro metálico por desgaste y abrasión del equipo en el circuito de molienda; ya que la mayor parte del fierro es disuelto en estado ferroso y no es prontamente oxidado por oxígeno en soluciones ácidas

a presión atmosférica, es necesario agregar un oxidante. Los oxidantes más adecuados son bióxido de manganeso (MnO_2) y clorato de sodio ($NaClO_3$), los cuales al oxidar al hierro reaccionan así:



La relación recomendada de Fe^{3+}/Fe^{2+} se mantiene agregando oxidante hasta una fem. mínima de -430 milivolts.

1.2.4.1.C. Temperatura de lixiviación.-

En general en la mayoría de las reacciones químicas la velocidad de disolución del uranio se incrementa al aumentar la temperatura, puede ser muy marcado, particularmente a temperaturas por encima de 50°C.

De todas maneras, como ya se ha mencionado, el aumento en la extracción se obtiene al elevar la temperatura, pero así también aumentan el consumo de reactivos y de oxidante debido a un incremento en la solubilización de silicatos, sulfuros, fosfatos y otros compuestos de la ganga.

1.2.4.1.D. Tamaño de partícula.-

La finura del molido es una de las más importantes variables que afectan la extracción del uranio, siendo un efecto doble; sobre todo se incrementa la extracción como resultado de una mejor liberación y, la velocidad de extrac-

ción mejora como resultado de un incremento en el área de superficie expuesta. Una molienda a un tamaño de -28 mallas, cumple generalmente para facilitar la agitación y el manejo de pulpas; otros minerales pueden requerir pulverización extremadamente fina, esto depende fundamentalmente del grado con que los minerales de uranio estén confinados por la ganga.

1.2.4.2. Lixiviación alcalina de minerales de uranio.-

La lixiviación alcalina se aplica a minerales primarios y secundarios. Se lleva a cabo en tanques de acero dulce a alta temperatura y presión empleando agitación mecánica ó por medio de aire.

Se obtienen soluciones relativamente puras siendo posible precipitar directamente los licores sin que sea necesario el purificarlos.

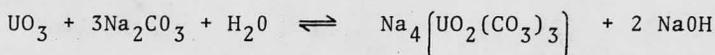
La molienda es más fina comparada con la que se usa en lixiviación ácida y esto es consecuencia de que el ataque con carbonato de sodio es un ataque más débil aunque más selectivo, que el realizado con ácido sulfúrico.

El uso de oxidante es frecuente para asegurarse de tener al uranio en su forma hexavalente.

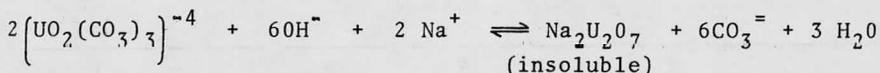
Además de usar el carbonato de sodio como reactivo es necesaria la presencia de bicarbonato para neutralizar los oxhidrilos que se forman durante la reacción. Las ecuaciones que tienen lugar durante la reacción en forma generalizada serían:



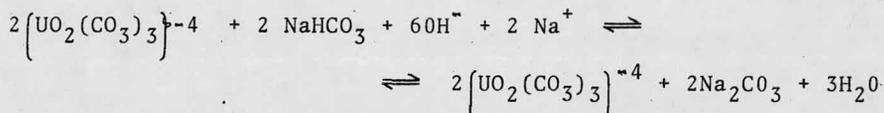
De no estar presente el bicarbonato de sodio sería:



Al llegar a formarse un exceso de hidróxido de sodio, reacciona con el uranio disuelto:



No así en presencia de bicarbonato:



El tiempo de tratamiento y la temperatura son funciones ligadas, por ejemplo pueden retenerse las pulpas durante la lixiviación alcalina a 82°C unas 40 hs. En cuanto a la concentración de reactivos puede decirse que se usan en un rango de 40 a 80 gramos por litro de carbonato de sodio y de 5 a 15 gramos de bicarbonato de sodio por litro, con oxidante si es necesario.

Para la oxidación comunmente se usan; cloratos, percloratos, permanganato y aire. Cuando se trabaja a presión y con catalizador (sales amoniacales de cobre).

Comparación de métodos

En general en los minerales uraníferos, parte del uranio está encajonado en especies mineralógicas que son más -

refractarias a soluciones de lixiviación alcalina que a los ataques con ácido, como consecuencia en general, la lixiviación ácida producirá una extracción total más alta.

Desde el punto de vista de costos de producción los procesos alcalino y ácido son competitivos.

Se pueden apreciar las siguientes ventajas en un proceso ácido:

- Molienda relativamente gruesa
- Concentración de reactivos comparativamente suave
- Corto tiempo de lixiviación
- La lixiviación a temperatura ambiental es preferente a la de temperaturas altas.

Las ventajas que se estiman en un proceso alcalino:

- Las propiedades no corrosivas que facilitan su manejo y hacen más económico el equipo
- La solución de carbonato de sodio tiende a disolver los minerales uraníferos específicamente, sin atacar la ganga
- Uranio de pureza aceptable puede ser precipitado directamente de los licores de lixiviación.

Estos dos tipos de lixiviación ácida y alcalina con agitación son los procesos convencionales para disolver los minerales de uranio. Existen otros procesos de lixiviación que se usan según sea requerido por el mineral o lo arroje

un estudio económico de acuerdo con la ley y magnitud del yacimiento.

Lixiviación por percolación

Es la lixiviación por medio de la percolación del agente lixivante a través de un lecho fijo de mineral en tanques con fondo de filtro, se ha encontrado una aplicación muy limitada en el tratamiento de minerales de uranio. Los rangos de percolación generalmente son bajos en minerales no calcinados, si están presentes algo de lamas.

Generalmente en este tipo de minerales los cuales tienen un alto contenido en lamas reciben un pretratamiento para separarlas.

Lixiviación en el lugar de origen

En su forma más elemental la lixiviación en el lugar de origen consiste en la disolución natural del uranio por aguas subterráneas. Para un proceso de lixiviación en el lugar de origen, incluye la introducción de soluciones lixiviantes adecuadas en un cuerpo mineralizado para disolver los valores en su lugar y recuperar los licores ricos para su posterior tratamiento.

Deben ser tomados ciertos criterios antes de poder considerar adecuado el lixiviar un cuerpo mineralizado en su lugar de origen. El cuerpo mineralizado preferiblemente deberá encontrarse bajo rocas no porosas.

No deberá estar cerca de estructuras malamente fracturadas.

-Los minerales de uranio en el cuerpo mineralizado deben ser tratables al proceso de disolución propuesto.

-El cuerpo mineralizado debe corresponder económicamente al costo de inversión.

Lixiviación estática y semiestática; será desarrollada en un capítulo posterior y es en este tipo de lixiviación donde se ubica el tema del trabajo de tesis.

1.2.5.- Separación Sólido-Líquido:-

Se emplea en las plantas convencionales ácidas ó alcalinas, consiste en separar el licor concentrado del mineral estéril y desechar los residuos con la mínima cantidad de uranio soluble.

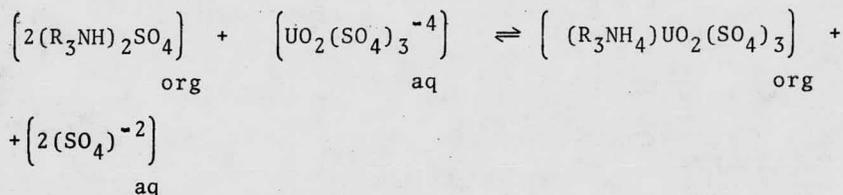
Cuando se trata de moliendas gruesas se lava a contracorriente en clasificadores de rastrillos ó helicoidales. Si es una molienda más fina también es lavado a contracorriente solo que en tanques espesadores. En cualquiera de los casos, las unidades necesarias, no menos de tres, están determinadas por un balance económico entre los costos y la recuperación proyectada. Generalmente es benéfico el uso de floculantes para mejorar las propiedades de asentamiento. El floculante que se vaya a usar así como su dosificación debe determinarse por medio de estudios experimentales.

1.2.6.-Purificación:-

Extracción con solventes e intercambio iónico. Consiste en la recuperación selectiva del uranio de los licores ricos provenientes de la lixiviación ácida.

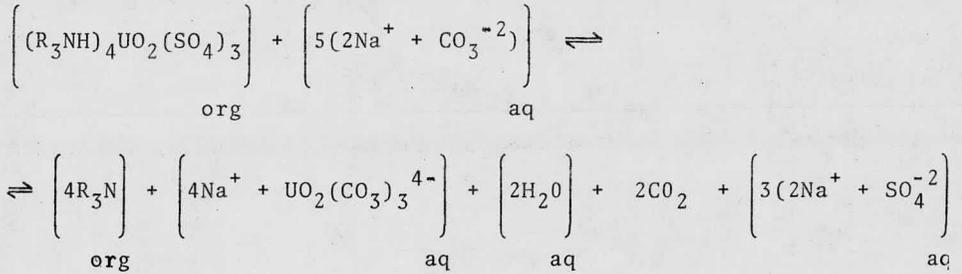
En el primer paso extracción con solventes el uranio es extraído de los licores ricos de lixiviación por medio de un solvente orgánico ó resina en forma selectiva y posteriormente se lleva a cabo un segundo paso donde el uranio es reextraído con soluciones de cloruro de sodio o sulfato de sodio, lográndose en esta etapa concentrar hasta a 60 gramos de U_3O_8 por litro dependiendo del proceso y de la concentración de los licores ricos de lixiviación.

La reacción que se lleva a cabo en la extracción, usando tri-caprilamina es como sigue:



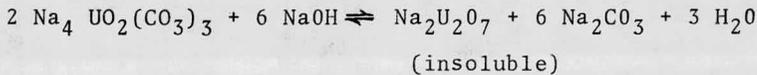
Generalmente la amina se diluye con kerosina y se utiliza un modificador que puede ser isodecanol.

La reacción en la reextracción con carbonato de sodio es:



1.2.7.- Precipitación:-

Los licores de lixiviación vienen como licores alcalinos ó como licores ácidos purificados. Cuando se tienen licores - alcalinos se precipitará el uranio con hidróxido de sodio, en forma general, la ecuación es:



al iniciarse la reacción la cantidad de hidróxido de sodio - adicionada, reacciona primeramente con el ión bicarbonato residual de la lixiviación alcalina; con un exceso de hidróxido de sodio precipita el uranato de sodio, el producto es posiblemente una mezcla de poliuranatos y diuranato de sodio de - composición compleja. En la práctica es usual proveer un exceso de sosa entre 5 y 6 gramos por litro para precipitar de una solución que contenga de 3.0 gramos de U_3O_8 por litro ó mayor, en un pH aproximado de 12; el tiempo de precipitación es del orden de 12 horas.

La temperatura es una variable intensiva del sistema ya que afecta por un lado la recuperación y por otro es determinante en las características físicas del producto, es recomendable el trabajar en rangos de 50 a 80°C de temperatura.

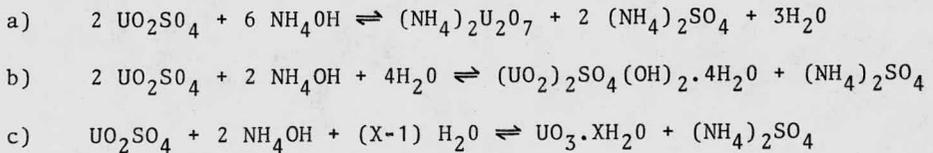
Precipitación de licores ácidos purificados

Generalmente se usan dos técnicas:

1. Por neutralización con una base, tales como: cal, hidróxido de sodio, magnesio y amoníaco.
2. Con peróxido de hidrógeno.

1. El concepto común de la precipitación del uranio de soluciones ácidas con una base es que el producto sería de una composición compleja de diuranatos, óxidos hidratados, sulfatos de uranilo básicos y probablemente algunas cantidades adsorbidas de cualquier otro ión presente.

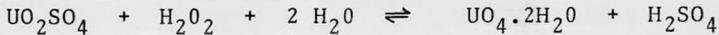
Las reacciones típicas del amoníaco con el sulfato de uranilo son:



Se puede generalizar que las características del producto, pueden ser muy variables dependiendo del equilibrio establecido en las reacciones, y por consiguiente de las condiciones mantenidas durante la precipitación.

2. La adición de peróxido de hidrógeno a una solución ácida de uranio, da como resultado un precipitado de peróxido de uranio hidratado. El método es altamente selectivo para el uranio y teniendo buen control sobre las condiciones se producirá un producto cristalino y fácil de manejar. La recuperación y características del producto fundamentalmente van a depender de el pH, la temperatura, y de la presencia de -- otros iones en la solución.

La ecuación general sería:



1.2.8 Separación Sólido-Líquido. Secado.-

Después de la precipitación tenemos un producto insoluble que es necesario separar de los licores estériles.

Para ello generalmente tratándose de sistemas continuos se usan tanques espesadores y filtros cilíndricos o de tambor (con vacío). Muchas plantas usan dos como mínimo y ocasionalmente tres, en series con repulpado intermedio y lavando las tortas en los filtros para desplazar los constituyentes solubles.

El secado del concentrado de uranio obtenido, se hace de acuerdo a las técnicas convencionales; es común usar entre una variedad de secadores de vapor en rangos de temperaturas bajas entre 150 a 200°C; también se usan hornos de contacto directo. ~~X X~~

1.3 LIXIVIACION ESTATICA

En el beneficio de los minerales de uranio, los minerales a tratar deben proporcionar un concentrado suficiente para cubrir gastos y el beneficio. Su ley no solo depende de las características del yacimiento sino también de más técnicas de extracción, de las necesidades de transporte y del proceso de tratamiento. La situación relativa del yacimiento y de la planta permite un planteamiento simplista del problema.

En las instalaciones de tratamiento próximas a los yacimientos los costos de transporte serán bajos y la ley de la alimentación podrá ser baja, por el contrario para una planta alejada de la mina los costos de transporte crecerán y habrá que elevar también la ley del mineral.

Conveniencias de la lixiviación estática, para una planta ubicada cerca del yacimiento.

- Los costos serán mínimos en transporte,
- La inversión en equipo de trituración es menor comparada con una planta de lixiviación convencional,
- No existe la sección de molienda, ya que se usan granulometrías fácilmente obtenidas en trituración,
- Se evita el acondicionamiento de pulpas,
- No es necesaria la separación sólido-líquido, ya que los licores de lixiviación obtenidos son lo suficientemente claros como para continuar el tratamiento normalmente.

- Es posible controlar la concentración de U_3O_8 en las soluciones.

Existen actualmente pilas de mineral abiertas en varias partes del mundo, en las cuales se procesa con ácido sulfúrico. Con la intención de proporcionar un panorama general en cuanto a la construcción de la pila y en si del proceso de --lixiviación se hará un esbozo general de como se han llevado a cabo.

El lugar en el cual se construye la pila se prepara graduando y nivelando el terreno, generalmente con una inclina--ción hacia donde se recolectarán los licores y con canaliza--ciones distribuidas y excavadas con profundidad adecuada a --traves de la pila, estos canales son formados con una pendiente lateral e inclinada hacia abajo aproximadamente en un 2.5-3% en ocasiones es conveniente construir un peralte bajo alrededor del perímetro del área para ayudar al confinamiento del desague de las soluciones. El área entera incluyendo la cara interna de la parte peraltada es cubierta con plástico o hule recubierto para minimizar la infiltración al terreno. Se colocan tubos de plástico o asbesto perforados, en las canales cubriendo a lo largo la pila; las perforaciones de los tubos se colocan hacia abajo para facilitar el drenado, con una sección del tubo no perforada, que continua fuera del área de la pila. Los tubos y en general toda el área se cubre con grava fina y sobre puesta una capa de roca de desecho de aproximadamente 1 metro de altura. Esa cubierta hace las veces de cojín

para proteger la capa de plástico cuando el mineral va siendo descargado de las trocas para construir la pila a la altura deseada.

La compactación, producida por la operación de las trocas, bulldozer motoconformadora y en ocasiones desgarradora para aflojar la superficie de la pila, aparentemente no tiene efectos serios en la permeabilidad posterior, pero es necesario realizar experiencias de compactación. La operación final en la construcción de la pila es alisar la superficie y conformarla de manera conveniente.

Los licores que desagüen de la pila son conducidos y vertidos en piletas de almacenamiento temporal, y son necesarias también para tener una separación entre soluciones finales y soluciones para recircular. Las dimensiones de la pila varían con la instalación, tonelajes, permeabilidad del mineral, espacio disponible, etc. De forma general una pila puede tener lados de 90 a 120 metros de longitud y alturas de 6 a 9 metros, con un ancho de 45 m.

Los agentes lixiviantes además del ácido sulfúrico, para lixiviación estática, pueden ser cloruro férrico, sulfato férrico y carbonatos alcalinos. Existe la lixiviación natural, con agua y depende de la presencia de piritas o azufre en el mineral para formar ácido sulfúrico y sulfato férrico in situ; estas reacciones son auxiliadas por la acción bac--

terial. La forma de adicionar la solución lixivante puede ser: por encharcamiento en la superficie de la pila ó por irrigación con aspersores. La cantidad de solución adiciona da depende del tonelaje y consecuentemente de la permeabilidad del mineral.

CAPITULO 2.- TRABAJO EXPERIMENTAL.

2.1.- Resúmen.

2.2.-Desarrollo del trabajo experimental.

2.3.- Comentarios.

2.1 RESUMEN

Este trabajo de tesis es un estudio experimental en laboratorio, sobre lixiviación estática ácida a contratorriente con períodos de maduración, de una muestra representativa del compósito de los niveles cero y cuarenta de mineral del yacimiento de El Nopal.

Este estudio experimental fue llevado a cabo en tres secciones. En lo correspondiente a los modelos físicos fueron como sigue:

Tres series de columnas de 50 cms. de altura por 15 cms. de diámetro, estas fueron de material acrílico y de PVC (cloruro de polivinilo). Se fijaron una al lado de otra apoyadas en su parte inferior en un piso acanalado, construido de arena, revestido de plástico de polietileno, de manera que cada canal coincidiera con la parte central de cada columna y en el valle de cada uno de los canales se colocaron tubos de P.V.C. de 0.5 pulgadas con perforaciones orientadas hacia el fondo para conducir los licores que fueran drenando; todo el piso acanalado descansa en mesas de 1.5 m. de altura.

Los licores drenados fueron conducidos a través de los tubos a los que se les añadió manguera de hule, para conducir los licores de cada columna con mineral, a bidones de plástico colocados en el piso.

Refiriendonos a las etapas del proceso son:

Prehumectación

Ataque

Maduración

Lavado

La prehumectación se hizo con una solución fértil de una concentración de 0.0034 gramos de U_3O_8 por litro de solución y una acidez libre de 3 gramos de ácido sulfúrico por litro - de solución; la cantidad adicionada de esta solución varió -- respetando la relación licor-mineral deseada en cada sección.

El ataque, con las soluciones ácidas fue programado, a - concentración creciente, caminando de menos a más, el ácido - sulfúrico usado fue un ácido impuro de una densidad de 1.98 - gramos por centímetro cúbico. La cantidad de ácido en cada - sección fue del orden de 38 Kg. de ácido sulfúrico por tonelada de mineral, variando en la forma de dosificarlo de acuerdo con el ciclo completo.

La técnica a contracorriente, supone que el mineral - - estático en cada una de las columnas, camine en sentido contrario de la alimentación de la solución lixivante, o sea -- que la última columna de cada sección, será la salida del - - licor rico en valores de uranio solubilizados en cada una de las etapas ó columnas.

Los tamaños del mineral en las columnas fueron como sigue en las tres secciones.

1a. Sección.- Peso por columna: 20 Kg de mineral.

De los cuales 17.8 Kg forman un talud natural de 30 cm. de altura, la granulometría del mineral que forma el talud fue de -0.5 pulgadas a +14 mallas (tyler) 2.2 Kg forman una cama distribuidora de flujo dentro todavía de la columna de una granulometría de 100% a -14 mallas. El número de columnas en esta sección fue de diez.

2a. Sección.- Peso por columna: 10 Kg de mineral.

El mineral fue alimentado a granel dentro de la columna, su granulometría es de 100% a -0.5 pulgadas. El número de columnas en esta sección es de seis.

3a. Sección.- Peso por columna: 10.850 Kg. de mineral.

10 Kg. de mineral en tamaño de -0.5 pulgadas a +48 mallas (tyler), una cama distribuidora de flujo de 0.850 Kg por columna de granulometría clasificada de -48 mallas a +65 mallas; consecuentemente esta sección no contiene material mas fino de 65 mallas. El número de columnas en esta sección fue de seis.

La relación licor mineral en cada una de las secciones fue la siguiente:

15% en la primera
30% en la segunda
10% en la tercera (aumentada por no ser suficiente para recircular, se vario a partir de una cuarta columna a -- una relación de 30%).

Maduración.

La maduración es realizada aprovechando los 6^o y 7^o días de la semana y los tiempos muertos en que no son horas laborales (2^o y 3^o turno).

Lavado.

El lavado de las columnas se inicia después del ataque y la maduración, con la cantidad de agua que corresponda según la relación licor-mineral de cada sección, y es pasada a - - través de la columna durante 6 hrs. cinco días y posteriormente corrida a la columna que continúa. Todos los licores enriquecidos en valores de uranio se recogen en la última columna de las secciones.

2.1.1.- Tablas de resultados obtenidos.

Se tomaron cuatro muestras por columna agotada.

La zona 1 fué la parte superior de la columna (1 muestra).

La zona 2 fué la parte central superior de la columna (1 muestra).

La zona 3 fué la parte central inferior de la columna (1 muestra).

La zona 4 fué la parte inferior de la columna (1 muestra).

SECCION II

No.de columna	Valores reportados Depto. de Análisis
Columna No. 6	Zona 1
	Cabeza 0.25% U O 3 8
	Residuo 0.055% U O 3 8
	Extracción 78%
	Zona 2
	Cabeza 0.25% U O 3 8
	Residuo 0.059% U O 3 8
	Extracción 76.3%
	Zona 3
	Cabeza 0.25% U O 3 8
	Residuo 0.062% U O 3 8
	Extracción 75.1%

No. de columna

Valores reportados
Depto. de Análisis

Zona 4

Cabeza 0.25% U O
3 8
Residuo 0.062% U O
3 8
Extracción 75.1%

Columna No. 5

Zona 1

Cabeza 0.31% U O
3 8
Residuo 0.06% U O
3 8
Extracción 80.6%

Zona 2

Cabeza 0.31% U O
3 8
Residuo 0.065% U O
3 8
Extracción 79%

Zona 3

Cabeza 0.31% U O
3 8
Residuo 0.069% U O
3 8
Extracción 77.8%

Zona 4

Cabeza 0.31% U O
3 8
Residuo 0.076% U O
3 8
Extracción 75.1%

cont.

47

Columna No. 4

Valores reportados
Depto. de Análisis

Zona 1

Cabeza 0.37% U O
3 8
Residuo 0.062% U O
3 8
Extracción 83.1%

Zona 2

Cabeza 0.37% U O
3 8
Residuo 0.051% U O
3 8
Extracción 86%

Zona 3

Cabeza 0.37% U O
3 8
Residuo 0.055% U O
3 8
Extracción 85.13%

Zona 4

Cabeza 0.37% U O
3 8
Residuo 0.055% U O
3 8
Extracción 85.13%

Columna No. 3

Zona 1

Cabeza 0.19% U O
3 8
Residuo 0.072% U O
3 8
Extracción 62.1%

Zona 2

Cabeza 0.19% U O
 3 8
 Residuo 0.058% U O
 3 8
 Extracción 70%

Zona 3

Cabeza 0.19% U O
 3 8
 Residuo 0.058% U O
 3 8
 Extracción 69.48%

Zona 4

Cabeza 0.19% U O
 3 8
 Residuo 0.059% U O
 3 8
 Extracción 68.95%

Columna No. 2

Zona 1

Cabeza 0.25% U O
 3 8
 Residuo 0.05% U O
 3 8
 Extracción 80%

Zona 2

Cabeza 0.25% U O
 3 8
 Residuo 0.048% U O
 3 8
 Extracción 80.8%

Zona 3

Cabeza 0.25% U O
 3 8
 Residuo 0.062% U O
 3 8
 Extracción 75.2%

cont.

Columna No. 2

Zona 4

Cabeza 0.25% U O
3 8
Residuo 0.065% U O
3 8
Extracción 74%

Columna No. 1

Zona 1

Cabeza 0.21% U O
3 8
Residuo 0.028% U O
3 8
Extracción 86.66%

Zona 2

Cabeza 0.21% U O
3 8
Residuo 0.052% U O
3 8
Extracción 75.23%

Zona 3

Cabeza 0.21% U O
3 8
Residuo 0.053% U O
3 8
Extracción 74.76%

Zona 4

Cabeza 0.21% U O
3 8
Residuo 0.048% U O
3 8
Extracción 77.14 %

Tabla de resultados obtenidos.

SECCION III.

Número de columna

Valores reportados
Depto. de Análisis

Columna No. 6

Zona 1

Cabeza 0.31% U O
3 8
Residuo 0.06% U O
3 8
Extracción 80.7%

Zona 2

Cabeza 0.23% U O
3 8
Residuo 0.048% U O
3 8
Extracción 79.1%

Zona 3

Cabeza 0.23% U O
3 8
Residuo 0.062% U O
3 8
Extracción 73.04%

Zona 4

Cabeza 0.23% U O
3 8
Residuo 0.05% U O
3 8
Extracción 78.3%

Columna 5.-

Zona 1

Cabeza 0.31% U O
3 8
Residuo 0.095% U O
3 8
Extracción 68.9%

Columna No. 5

Zona 2

Cabeza 0.16% U O
3 8
Residuo 0.069% U O
3 8
Extracción 57%

Zona 3

Cabeza 0.16% U O
3 8
Residuo 0.069% U O
3 8
Extracción 57%

Zona 4

Cabeza 0.16% U O
3 8
Residuo 0.086% U O
3 8
Extracción 46.4%

Columna No. 4

Zona 1

Cabeza 0.31% U O
3 8
Residuo 0.065% U O
3 8
Extracción 79.03%

Zona 2

Cabeza 0.15% U O
3 8
Residuo 0.068% U O
3 8
Extracción 54.66%

Zona 3

Cabeza 0.15% U O
3 8
Residuo 0.079% U O
3 8
Extracción 47.33%

Columna No.4

Zona 4

Cabeza 0.15% U O
3 8
Residuo 0.103% U O
3 8
Extracción 31%

Columna No.3

Zona 1

Cabeza 0.31% U O
3 8
Residuo 0.054% U O
3 8
Extracción 82.58%

Zona 2

Cabeza 0.22% U O
3 8
Residuo 0.072% U O
3 8
Extracción 67.27%

Zona 3

Cabeza 0.22% U O
3 8
Residuo 0.069% U O
3 8
Extracción 68.63%

Zona 4

Cabeza 0.22% U O
3 8
Residuo 0.078% U O
3 8
Extracción 64.54%

Columna No.2

Zona 1

Cabeza 0.31% U O
 3 8
 Residuo 0.045% U O
 3 8
 Extracción 85.5%

Zona 2

Cabeza 0.17% U O
 3 8
 Residuo 0.046% U O
 3 8
 Extracción 72.94%

Zona 3

Cabeza 0.17% U O
 3 8
 Residuo 0.053% U O
 3 8
 Extracción 68.82%

Zona 4

Cabeza 0.17% U O
 3 8
 Residuo 0.053% U O
 3 8
 Extracción 68.82%

Columna No.1

Zona 1

Cabeza 0.31 % U O
 3 8
 Residuo 0.041% U O
 3 8
 Extracción 86.77%

Columna No. 1

Zona 2

Cabeza 0.15% U O
3 8
Residuo 0.037% U O
3 8
Extracción 75.33%

Zona 3

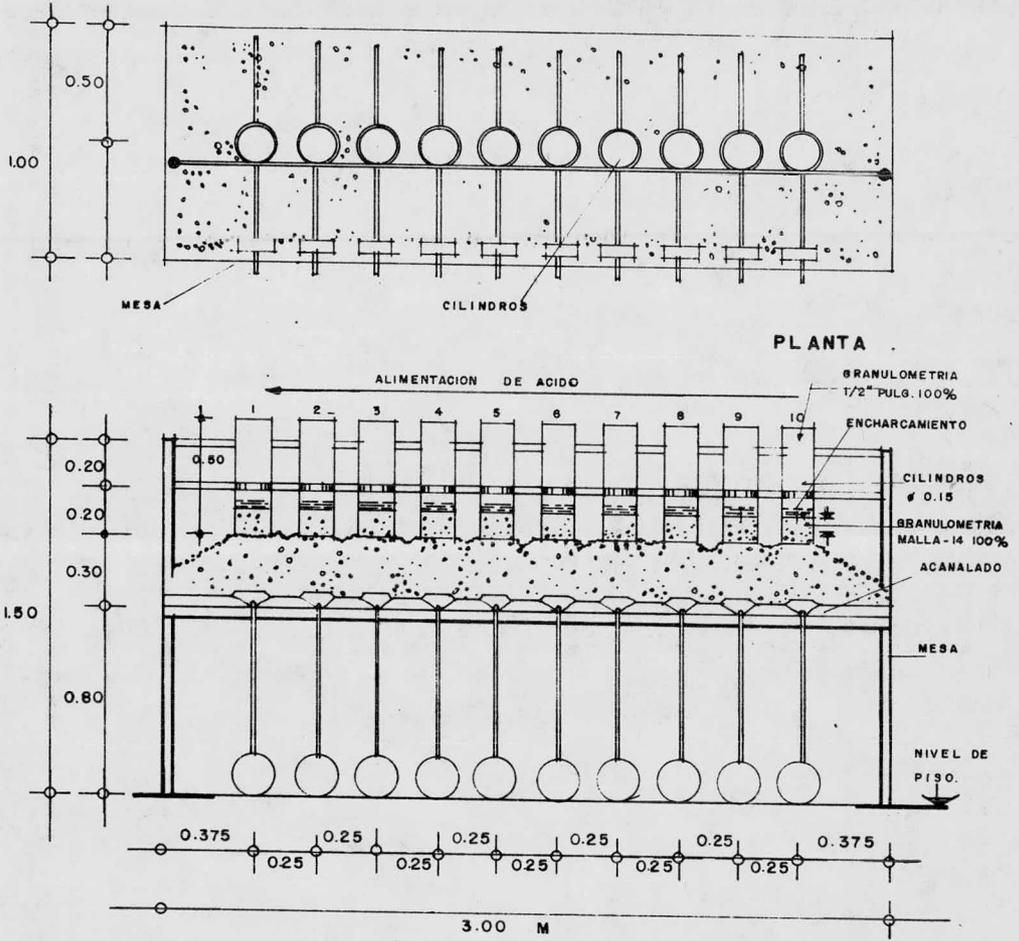
Cabeza 0.15% U O
3 8
Residuo 0.048% U O
3 8
Extracción 68%

Zona 4

Cabeza 0.15% U O
3 8
Residuo 0.055% U O
3 8
Extracción 63.33%

213.-

ESTATICA LIXIVIACION ACIDA A CONTRACORRIENTE CON PERIODOS DE MADURACION Y ATAQUE .



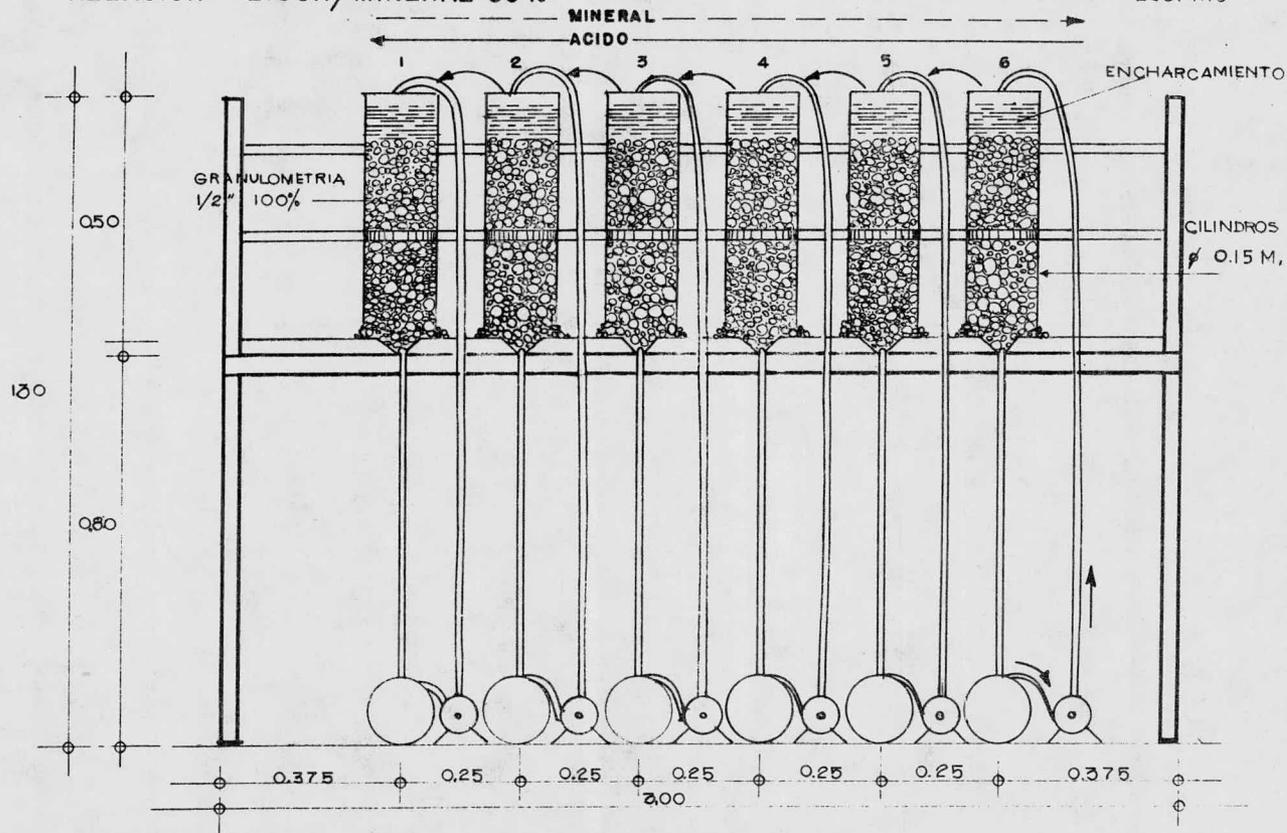
VISTA FRONTAL .

SECCION I

RELACION LICOR/MINERAL 30%

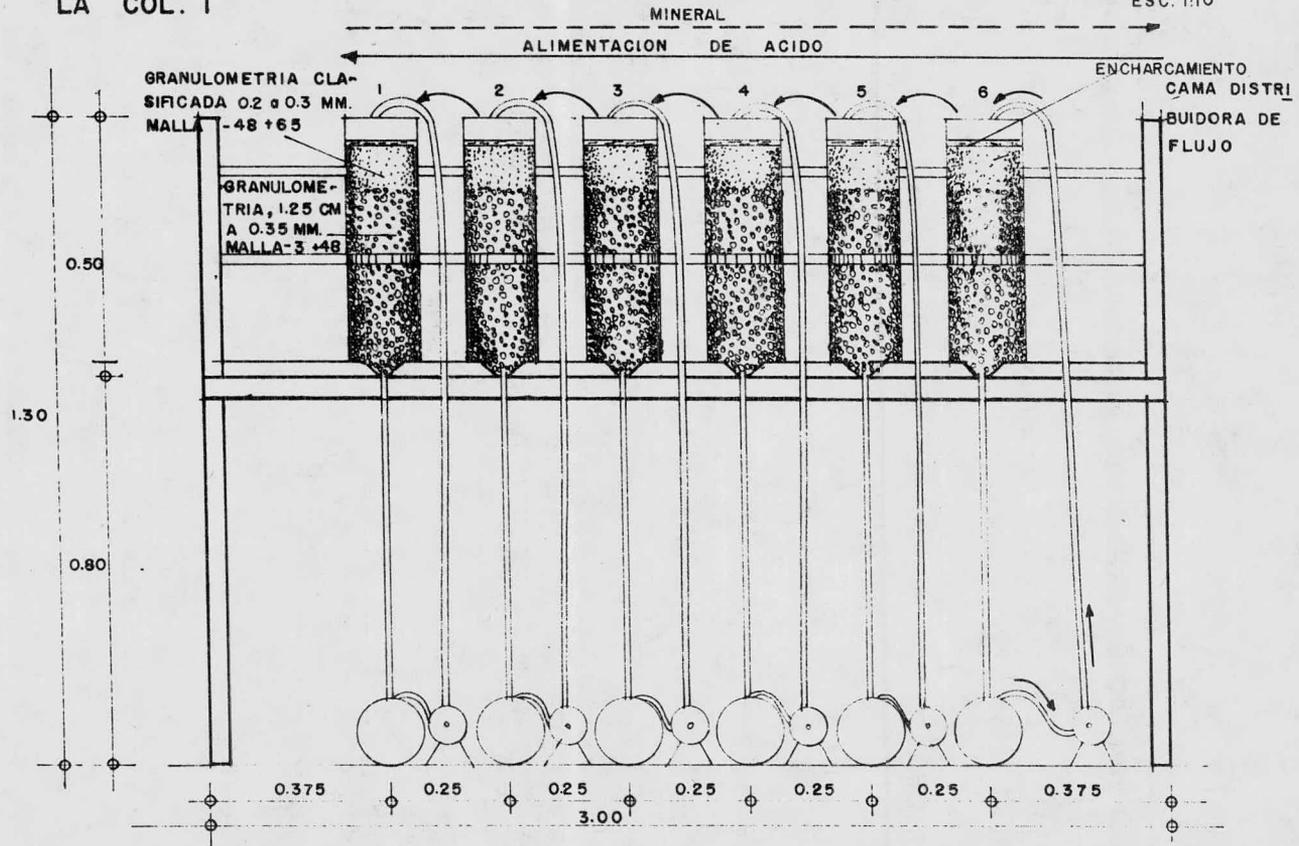
SECCION II

ESC. 1:10



RELACION LICOR/MINERAL 10% HASTA LA COL.4 Y 30% DE LA COL.3 A LA COL. I

ESC. 1:10



2.2 DESARROLLO DEL TRABAJO EXPERIMENTAL

Como antecedente a estos estudios experimentales se llevaron a cabo pruebas de permeabilidad con este mineral, para tener una semblanza de la adsorción y del drenado de los licores a través de estratos de diferentes granulometrías finas. Se observó que con granulometrías inferiores a -65 mallas, disminuía la cantidad de solución pasando a través de una área = determinada de mineral.

El trabajo experimental para lixiviación estática ácida a contracorriente con períodos de maduración fue realizado en tres secciones.

2.2.1 Primera Sección.-

Esta sección fue constituida por diez columnas de P.V.C. de 50 cms. de altura por 15 cms de diámetro, apoyadas en un piso acanalado como se describió anteriormente, cada columna fue alimentada con 20 kg de mineral facilitando la formación de un talud natural de 30 cms, de granulometría de -0.5 pulgadas a malla +14, sobreponiendo al mineral que estaba dentro de la columna una cama de mineral fino con el objeto de regular el paso de los licores, la granulometría que se usó para esta cama fue de 100% a -14 mallas.

La prehumectación fue con 3.15 litros de solución fértil

por columna, la concentración de esta solución fué de 0.0034 gramos de U_3O_8 por litro con una acidez libre de 3 gramos de ácido sulfúrico por litro de solución. El ataque se llevó a cabo con una concentración de 38 kg de ácido sulfúrico por tonelada de mineral. La sección 1 tal como se preparó en cuanto a granulometría, no permitió el drenado de los licores, se buscó la forma de que drenara pero no se obtuvo la distribución adecuada de las soluciones, ya que al tratar de lograr la percolación se formaron canalizaciones y por ellas drenaron los licores lo que dió como resultado que el mineral que formó parte de los taludes se humectara por capilaridad y con el tiempo fueron apareciendo cristalizaciones de compuestos de uranio no disueltos que cubrieron totalmente la parte superficial de los taludes, en eflorescencias.

Se tomó mineral representativo del lote, el cual se redujo a 0.5 pulgadas en una quebradora de quijadas de 5"x6" marca Amehjs tipo Denver, de laboratorio. Al triturar esta muestra no se separó el material que se tenía ya a -0.5 pulgadas, lo cual dió origen a una mayor producción de finos.

El mineral que formó la cama distribuidora de flujo fue separado de todo este conjunto de material quebrado a -0.5 pulgadas; o sea que se le extrajo el material de granulometría de 100% a -14 mallas para formar la cama distribuidora de flujo.

Análisis de cribas del material de la cama distribuidora de flujo.

Peso total 22.1 Kg

Peso por columna 2.21 Kg.

Producto	Tamaño (micras)	Peso (Kg)	Peso (%)	Distribución (%)
Malla -14+28	1168	3.35	15.15	Malla -14): 100
Malla -28+35	589	3.40	15.38	Malla -28): 84.85
Malla -35+48	417	3.00	13.57	Malla -35): 69.47
Malla -48+65	295	2.55	11.53	Malla -48): 55.90
Malla -65+100	208	1.60	7.24	Malla -65): 44.37*
Malla -100+200	149	3.80	17.15	Malla -100): 37.13
Malla -200	74	4.40	19.9	Malla -200): 19.9

* Se observa que 44.37% de material menor a 65 mallas (Tyler) obstaculizó el drene de los licores.

2.2.2 Sección II.-

La sección II es un sistema de seis columnas como las anteriores, en ella no se buscó una formación de talud, simplemente el mineral está dentro de la columna, apoyada en el piso acanalado.

Preparación del Mineral.- Se obtuvo por desmuestra manual una cantidad representativa de mineral (60 Kg), los cuales se tamizaron separando los tamaños menores a 0.5 pulgadas y se pro

cedió a triturar el material mayor de 0.5 pulgadas, esta trituración se hizo en una quebradora de quijadas de laboratorio marca Amehts tipo Denver de 5" x 6", fue reducido el material en tres pasos, con el fin de evitar la producción excesiva de material fino. Posteriormente se muestreó a obtener cantidades de 10 kg, los cuales homogeneizados constituyeron la carga a granel de cada una de las seis columnas.

Se prehumectó con una solución fértil de concentración de 0.0034 gramos de U_3O_8 por litro de solución y con una cantidad de ácido libre de 3 g/l, la cantidad de solución fértil fue de 3 litros por columna, se usó este volumen porque en esta sección la relación licor-mineral es de 30% ó $0.3 \text{ m}^3/\text{ton}$. La cantidad de ácido adicionada fue de 38 kg de ácido sulfúrico por tonelada de mineral, para todo el proceso completo.

En esta sección II, se llevaron a cabo los pasos que se -- indican en la tabla del proceso resumido; se trató de recircular tantas veces como pasaran completamente los licores en las horas de labores, al reacomodarse el material fino por el acarreo del que va siendo objeto por los licores hacia la parte inferior, la solución solo pasó a través de la columna una sola vez, aproximadamente durante 8 hs, o sea que cada licor que llega a la columna pasa por ella cinco veces (cinco días de la semana) y se corre a la siguiente columna para pasar cinco veces. Las horas de maduración serían las 16 hs. restantes de cada día y las 48 hs. de fin de semana, en total 40 hs. de lixiviación y --

128 hrs. de maduración en una semana.

Obtención de las muestras para análisis :

Muestra para cabeza.

Se tomó una muestra representativa de los diez kilogramos con que se alimentaron las columnas (desmuestre manual).

Muestra para residuos.

Se tomaron cuatro muestras por columna como se detalla enseguida:

- La zona 1 fué la parte superior de la columna (toma de muestra)
- La zona 2 " " " central superior " " " " (toma de muestra)
- La zona 3 " " " central inferior " " " " (toma de muestra)
- La zona 4 " " " inferior " " " " (toma de muestra)

El objeto de tomar cuatro muestras por columna fué el de tener - una visión completa de la extracción a través de la columna.

En esta Sección II en particular, a las tres últimas columnas se les recirculó el licor calentandolo a 45°C para observar la influencia de la temperatura en la extracción; en la última columna se lavó una semana más con agua fresca para comparación.

2.2.3 Sección III.-

La sección III es un sistema de seis columnas semejantes a las anteriores, y con variaciones que se resúmen como sigue:

2.2.3.A.- Una cama distribuidora de flujo colocada en la parte superior de las columnas de granulometría clasificada de -48 mallas a +65 mallas, de una altura aproximada de 2 cms equivalentes a 850 gramos de mineral. El objeto de usar esta granulometría fue el de controlar un gasto de licores pasando en una área de mineral y distribuir homogéneamente estos en toda el área de la columna.

2.2.3.B.- Una granulometría por debajo de la cama distribuidora de flujo de -1/2 pulgada a +48 mallas. Consecuentemente no contenía mineral más fino de 65 mallas, tomando en cuenta el que está en la cama de control de flujo.

2.2.3.C.- Una relación licor-mineral de 10%.

2.2.3.D.- Recirculación de los licores en las 3 últimas columnas a 45°C.

2.2.3.E.- Una alimentación de oxidante en las últimas columnas a razón de 2 kg de bióxido de manganeso por tonelada.

2.2.3.F.- Un aumento en la relación licor-mineral a 30%. Por no ser suficiente con la relación inicial de 10%.

2.2.3.G.- Un aumento en el tiempo en la etapa de lavado.

Haciéndolo con 2 litros de H₂O recirculándola 6 horas, 3 días y no corriendola a la columna siguiente, sino retirándola y a la siguiente columna agregándole otros nuevos 3 litros de H₂O.

3.2.3.H.- El tiempo de maduración fue semejante a la - sección II. Llevándose a cabo dos días seguidos y los tiempos muertos que no son laborables que corresponderían al 2° y 3er. turnos.

2.3 COMENTARIOS

Con los resultados de extracción en las secciones II y III, se calculó una media aritmética con los valores de eficiencia de cada columna.

Sección II		Sección III	
No. de Columna	Eficiencia media (%)	No. de Columna	Eficiencia media (%)
6	76.12	6	77.785
5	78.12	5	57.325
4	84.84	4	53.05
3	67.6	3	70.75
2	77.0	2	74.02
1	78.44	1	73.35

Análisis de las posibles causas de variación:-

La sección I, no se toma como punto de comparación debido a que no se tuvo un flujo uniforme a través de cada una de las - columnas, por el taponamiento que causó la cama distribuidora de flujo con un alto porcentaje de material menor de 65 mallas.

En la sección II, se observan resultados mas homogéneos y con una mayor eficiencia de extracción, lo que es adjudicable a una mayor uniformidad en el flujo a través del mineral y una relación licor-mineral adecuada para extraer los valores de uranio.

En la sección III, se observan los valores de la eficiencia media de extracción en las columnas cinco y cuatro, se notan marcadamente bajos en relación a las cuatro columnas restantes, las posibles causas serían:

a) En esta sección se comenzó con una relación licor-mineral de 10% la que se observó no era suficiente ya que al llegar a la columna cuatro la solución que se recircula es muy pobre en volumen; y a partir de la columna tres se varía la relación licor-mineral a 30% (sin variar la concentración de ácido) y se vuelve a levantar el valor de la extracción.

b) También en esta sección se observa como posible causa la baja en eficiencias comparadas con la sección II, el que no haya sido homogéneo el flujo a través de las columnas y es lógico ya que en estas columnas se separó totalmente del sistema el mineral menor de 65 mallas, por lo que las soluciones pasaban rapido a través del mineral.

Como se ha observado después de éste análisis de las posibles causas de variación en las eficiencias de extracción de un sistema y otro, es correcto el seleccionar como prueba tipo la sección II.

CAPITULO 3.- MODELO MATEMATICO DE LIXIVIACION.

- 3.1.- Proposición del modelo matemático de lixiviación.
- 3.2.- Influencia del incremento en la concentración de reactivo con respecto a la recuperación de uranio
- 3.3.- Determinación del error experimental de el método colorimétrico analítico empleado.
- 3.4.- Evaluación de los resultados obtenidos por lixivia ción estática ácida a contra-corriente con períodos de maduración y lavado.

CAPITULO 3.1.- PROPOSICION DEL MODELO MATEMATICO DE LIXIVIACION .

Proceso continuo.

Las experiencias realizadas en lixiviación estática ácida con mineral del yacimiento "El Nopal", ha permitido el conjuntar una serie de resultados obtenidos en la unidad experimental de Villa Aldama y en el departamento de Metalurgica Extractiva, con relación a la variación de la disolución de uranio con respecto al tiempo de tratamiento en forma continua.

Se ha observado experimentalmente que para un proceso de lixiviación estática ácida de tipo continuo para el mineral de "El Nopal", los resultados de disolución cumplen con la siguiente ecuación empírica:

$$\% \text{ Eficiencia} = 100 \left[1 - 1.71 (t)^{-0.387} \right]$$

siendo T=Tiempo de tratamiento en horas.

$$a = 1.71$$

$$b = -0.387$$

Como se explicó con anterioridad este trabajo experimental no se trata de un proceso de lixiviación estática-ácida continuo ya que son intercalados períodos de maduración ó curado, que correspondieron a los 6^º y 7^º días de la semana y a los tiempos muertos de los 2^º y 3^º turnos, estos períodos de maduración fueron intercalados entre los períodos de ataque ácido y los de lavado, como se enlistan en las tablas de proceso resumido.

Se realizará a continuación un análisis de la conveniencia ó inconveniencia de intercalar la maduración en un proceso de lixiviación estática ácida para el mineral de "El Nopal".

Primeramente calcularemos la eficacia de disolución de acuerdo con la ecuación empírica que se cumple para un proceso continuo, tomando unicamente como tiempo de lixiviación aquel en el que el mineral es considerado un período de ataque químico en cada una de las columnas, posteriormente se en listarán los valores de las eficiencias de extracción de uranio, reales obtenidas en la prueba tomada como tipo (sección II), finalmente se comprobarán los valores de extracción arrojados por lo predicho en la ecuación empírica y los obtenidos por el estudio de lixiviación estática ácida a contracorriente con maduración.

Cálculo de la Eficiencia de disolución de uranio de acuerdo con la ecuación empírica que se cumple para un proceso continuo.

COLUMNA No. 6.-

Tiempo de tratamiento= 120 Hrs.

Eficiencia de disolución de uranio:

$$E (120) = 100 \left[1 - 1.71 (120)^{-0.387} \right] = 73.15 \%$$

COLUMNA No. 5.-

Tiempo de tratamiento= 240 Hrs.

Eficiencia de disolución de uranio

$$E (240) = 100 \left[1 - 1.71 (240)^{-0.387} \right] = 79.48 \%$$

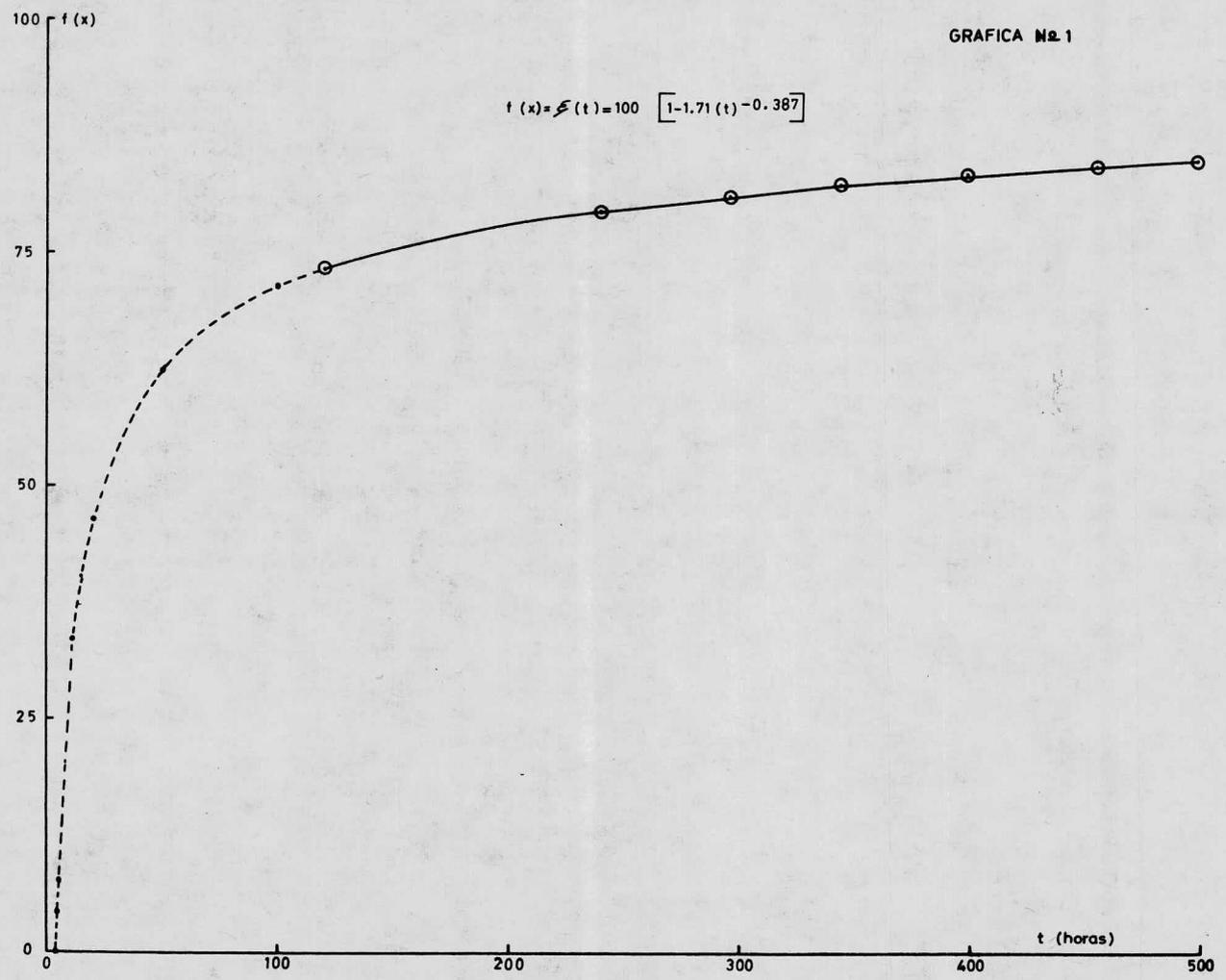
COLUMNA No. 4.-

Tiempo de tratamiento= 296 Hrs.

Eficiencia de disolución de uranio

$$E (296) = 100 \left[1 - 1.71 (296)^{-0.387} \right] = 81.02 \%$$

GRAFICA N.º 1



* Lucas

COLUMNA No. 3.-

Tiempo de tratamiento = 344 Hrs.

Eficiencia de disolución de uranio

$$E (344) = 100 \left[1 - 1.71 (344)^{-0.387} \right] = 82.14 \%$$

COLUMNA No. 2.-

Tiempo de tratamiento = 400 Hrs.

Eficiencia de disolución de uranio

$$E (400) = 100 \left[1 - 1.71 (400)^{-0.387} \right] = 83.15 \%$$

COLUMNA No. 1.-

Tiempo de tratamiento = 456 Hrs.

Eficiencia de disolución de uranio

$$E (456) = 100 \left[1 - 1.71 (456)^{-0.387} \right] = 83.93 \%$$

Los resultados obtenidos se llevan a coordenadas en las que se grafican los valores de $F(x) = E(t) = 100 \left[1 - 1.71 (t)^{-0.387} \right]$ en % Vs. t . en horas (Grafica No. 1)

CAPITULO 3.2.- INFLUENCIA DE INCREMENTO EN LA CONCENTRACION DE REACTIVO.

Análisis de la influencia del incremento en la concentración de reactivo, por encima de 25 Kg H_2SO_4 /ton. mineral, con respecto a la extracción de uranio.-

Se hicieron seis pruebas repetidas a escala de vidrio, variando los niveles de concentración de ácido de la forma siguiente.

25 Kg H_2SO_4 /Ton. mineral

50 kg H_2SO_4 /Ton. mineral

100 Kg H_2SO_4 /Ton. mineral.

Durante el tiempo de tratamiento se mantienen constantes dichas concentraciones, cuanteandolas con análisis - parciales de acidez libre. Cada una de las pruebas fueron - realizadas en equipo semejante, en el que se tienen como -- constantes los siguientes parámetros:

Temperatura 14°C. (ambiental)
Granulometría del mineral 100% - 60 mallas
Agitación torbulenta
Tiempo de tratamiento 4 horas
Relación sólido- líquido 1:1
No se usó oxidante.

Los resultados obtenidos son enlistados en las ta-
blas que se muestran a continuación.

Los mismos son llevados a coordenadas en las que -
se grafican Kg H₂ SO₄ /Ton. Vs. % Al₂O₃ recuperado.

RESULTADOS EXPERIMENTALES.

Tabla No. 1-A Concentración de Acido Sulfúrico 25 Kg/ton.

Ley Analizada: 0.18 % M_3O_8

Producto	Volúmen (l)	Peso (g)	Análisis M_3O_8 (g/l) (%)	Contenido M_3O_8 (g)	Distribución (%)
Solución Rica	0.8		1.39	1.112	53.46
Solución Lavado	4.0		0.11	0.44	21.15
Residuo		987	0.054	0.528	25.38

Ley Calculada: 0.208 % M_3O_8

Eficiencia de extracción en líquidos con relación a ley analizada: 86.22%

Eficiencia de extracción en sólidos con relación a ley analizada: 70.66%

Eficiencia de extracción con relación a ley calculada: 74.61 %

Tabla No. 1-B Concentración de Acido Sulfúrico 25 Kg/ton.

Ley Analizada : 0.187 % M_3O_8

Producto	Volúmen (l)	Peso (g)	Análisis M_3O_8 (g/l) (%)	Contenido M_3O_8 (g)	Distribución (%)
Solución Rica	0.83		1.28	1.062	54.629
Solución Lavado	4.0		0.091	0.364	18.724
Residuo		977.5	0.053	0.518	26.646

Ley Calculada: 0.1944 % M_3O_8

Eficiencia de extracción en líquidos con relación a ley analizada: 76.25 %

Eficiencia de extracción en sólidos con relación a ley analizada : 72.29 %

Eficiencia de extracción con relación a ley calculada : 73.35 %

RESULTADOS EXPERIMENTALES.

TABLA No. 2-A Concentración de Acido Sulfurico 50 Kg/ton.

Ley Analizada: 0.184 % μ_3O_8

Producto	Volúmen (1)	Peso (g)	Análisis μ_3O_8 (g/l) (%)	Contenido μ_3O_8 (g)	Distribución' (%)
Solución Rica	0.775		1.45	1.124	53.34
Solución Lavado.	3.6		0.122	0.439	20.83
Residuo		972	0.056	0.544	25.81

Ley calculada : 0.2107 % μ_3O_8

Eficiencia de extracción en líquidos con relación a ley analizada: 84.94%

Eficiencia de extracción en sólidos con relación a ley analizada: 70.43%

Eficiencia de extracción con relación a ley calculada : 74.18 %

TABLA No. 2-B Concentración de Acido Sulfúrico 50 Kg/ton.

Ley Analizada: 0.185 % μ_3O_8

Producto	Volúmen (1)	Peso (g)	Análisis μ_3O_8 (g/l) (%)	Contenido μ_3O_8 (g)	Distribución (%)
Solución Rica	0.74		1.52	1.125	53.11
Solución Lavado.	3.66		0.124	0.4538	21.429
Residuo		981	0.055	0.539	25.453

Ley Calculada : 0.2117 % μ_3O_8

Eficiencia de extracción en líquidos con relación a ley analizada: 85.32 %

Eficiencia de extracción en sólidos con relación a ley analizada: 70.86%

Eficiencia de extracción con relación a ley calculada : 74.54 %

RESULTADOS EXPERIMENTALES:

TABLA No. 3- A Concentración de Acido Sulfúrico 100 Kg/ton.

Ley Analizada: 0.183 % μ_3O_8

Producto	Volúmen (1)	Peso (G)	Análisis μ_3O_8 (g/l) (%)	Contenido μ_3O_8 (g)	Distribución. (%)
Solución Rica	0.8		1.39	1.112	51.41
Solución Lavado.	3.83		0.141	0.54	24.96
Residuo		983		0.511	23.62

Ley Calculada: 0.2163 % μ_3O_8

Eficiencia de extracción en líquidos con relación a ley analizada: 90.27%

Eficiencia de extracción en sólidos con relación a ley analizada: 72.07%

Eficiencia de extracción con relación a ley calculada: 76.37%

TABLA No. 3- B Concentración de Acido sulfúrico 100 Kg/ton.

Ley Analizada: 0.195 % μ_3O_8

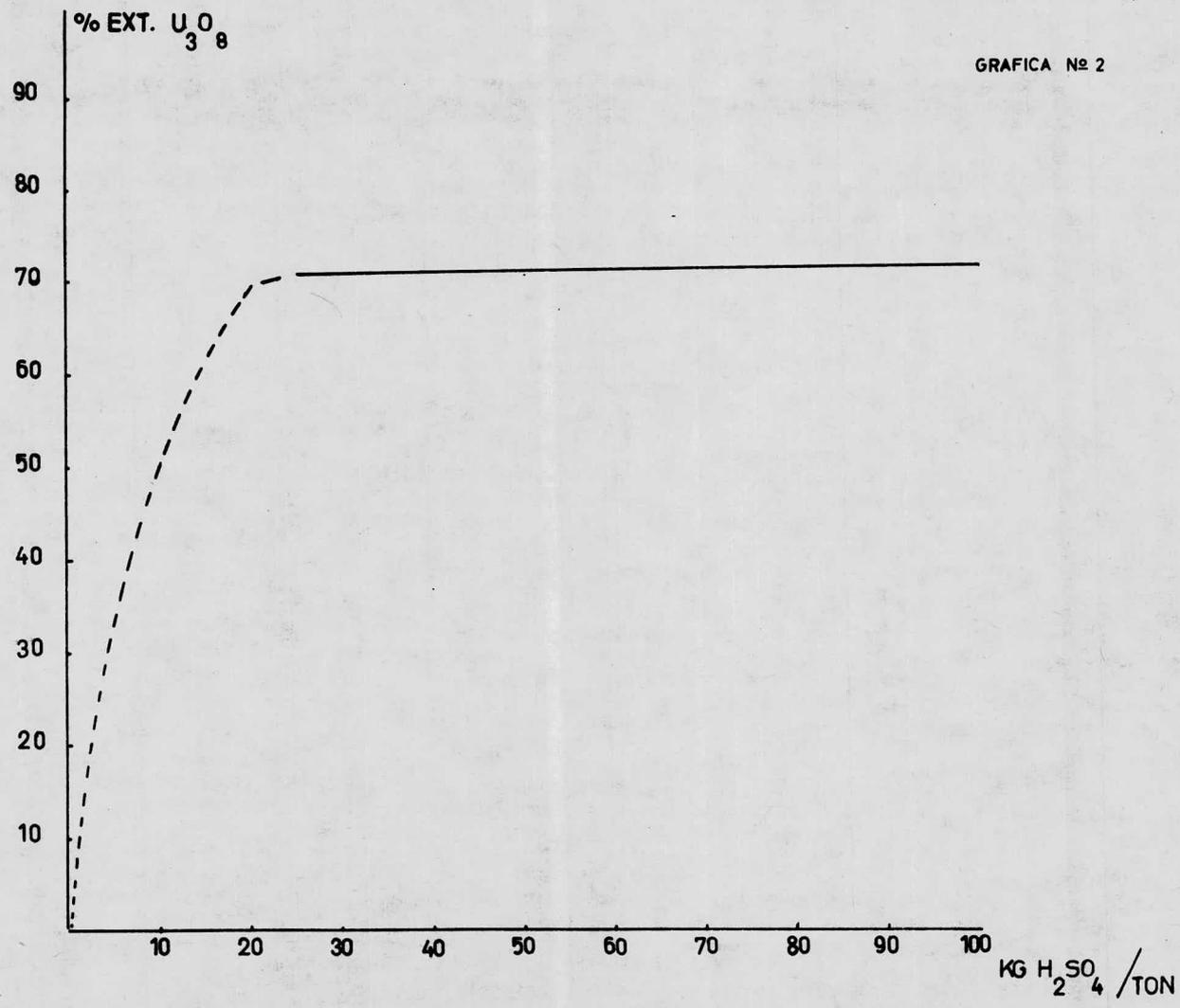
Producto	Volúmen (1)	Peso (g)	Análisis μ_3O_8 (g/l) (%)	Contenido μ_3O_8 (g)	Distribución. (%)
Solución Rica.	0.87		1.36	1.1832	53.65
Solución Lavado	3.5		0.154	0.539	24.44
Residuo		966		0.483	21.90

Ley Calculada: 0.2205 % μ_3O_8

Eficiencia de extracción en líquidos con relación a ley analizada: 88.31%

Eficiencia de extracción en sólidos con relación a ley analizada : 75.23%

Eficiencia de extracción con relación a ley calculada: 78.09 %



GRAFICA Nº 2

3.3.- DETERMINACION DEL ERROR EXPERIMENTAL.

Método Colorimétrico para la determinación de uranio. (MIC).-
Consiste en la separación del uranio de los iones interferen
tes por extracción con metil isobutil cetona.

Datos:

$$\text{Aforo} = 25 \text{ ml} \quad \Delta \text{ Aforo} = 0.1 \text{ ml}$$

$$\text{Alicuota} = 2 \text{ ml} \quad \Delta \text{ Alicuota} = 0.01 \text{ ml}$$

$$\text{Absorvancia} = 0.42 \quad \Delta x = 0.02$$

$$\text{mg.muestra} = \frac{(1.068(0.02) + 0.61) 25 \times 100}{2 \times 0.05} = 26464 \quad \Delta \text{mg.mtra} = 20$$

$$\% \text{U}_3\text{O}_8 = \frac{(1.068 X + 0.61) \text{ Aforo} \times 100}{\text{ml.alic} \times \text{mg.muestra}}$$

$$\begin{aligned} \Delta \% \text{U}_3\text{O}_8 &= \frac{(1.068 X + 0.61) \Delta \text{aforo} \times 100}{\text{ml.alic.} \times \text{mg.muestra}} + \frac{\text{Aforo}(1.068 \Delta X + 0.61) \times 100}{\text{ml.alic.} \times \text{mg.muestra}} + \\ &+ \frac{(1.068 X + 0.61) \text{ aforox} 100}{\Delta \text{ml.alic.} \times \text{mg.muestra}} + \frac{(1.068 X + 0.61) \text{ aforox} 100}{\text{ml.alic.} \times \Delta \text{mg.muestra}} \end{aligned}$$

$$\Delta \% \text{U}_3\text{O}_8 = \pm \frac{\% \text{U}_3\text{O}_8 \Delta \text{aforo}}{\text{aforo}} \pm \frac{\% \text{U}_3\text{O}_8 \times 1.068 \Delta X}{(1.068 X + 0.61)} \pm \frac{\% \text{U}_3\text{O}_8 \Delta \text{ml.alic.}}{\text{ml.alic.}} \pm \frac{\% \text{U}_3\text{O}_8 \Delta \text{mg.mtra.}}{\text{mg.muestra}}$$

$$\Delta \% \text{U}_3\text{O}_8 = \pm \frac{0.05 \times 0.1}{25} - \frac{0.05 \times 1.068 (0.02)}{[1.068(0.42) + 0.61]} \pm \frac{0.05 \times 0.01}{2} \pm \frac{0.05 \times 20}{26464}$$

$$\Delta \% \text{U}_3\text{O}_8 = \pm 0.0002 \pm 0.001 \pm 0.00025 \pm 0.00037 = \pm 0.00149$$

$$\% \text{ error sobre contenido real} = \frac{0.00149 \times 100}{0.05} = \pm 2.98 \%$$

3.4.-EVALUACION DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR LIXIVIACION ESTATICA ACIDA A CONTRACORRIENTE CON PERIODOS DE MADURACION Y LAVADO.

Lixiviación estática ácida continua.

No.Columna	Tiempo (hs)	Eficiencia de extracción (%)
6	120	73.15
5	240	79.48
4	296	81.02
3	344	82.14
2	400	83.15
1	456	83.93

Lixiviación estática ácida con maduración.

No.Columna	Eficiencia de extracción (%)
6	76.12
5	78.12
4	84.80
3	67.60
2	77.00
1	78.44



Comparación de resultados de eficiencia de extracción de uranio en lixiviación estática ácida continua y lixiviación estática ácida con maduración, esta comparación se hace en cada una de las columnas y se enlista la variación que hubo; positiva (+) si aumento la disolución de uranio y negativo (-) si disminuyó; es decir comparando la disolución de la columna 6 en el estudio con maduración con respecto al valor de la disolución calculando para un sistema continuo, por la ecuación empírica:

$$\% \text{ Eficiencia} = 100 \left[1. - \left[1.71 (t) - 0.387 \right] \right]$$

La variación que se determinó fue la siguiente:
Comparación:

No. Columna	Variación (%)
6	+ 2.97
5	- 1.36
4	+ 3.78
3	-14.54
2	- 6.15
1	- 5.49

Como se puede observar la eficiencia de disolución ó extracción de uranio que se obtuvo en procesos continuos y las logradas en el estudio de lixiviación ácida estática intercalando períodos de maduración; tomando como tipo los resultados obtenidos en el experimento ó sistema llamado -- Sección II, inferior en las columnas numeradas con el 5,3,-2,1 y superior en las columnas 6 y 4.

Por lo que se observó en los resultados de comparación, aumenta en una forma muy pequeña en las dos columnas y disminuye en forma mayor en otras cuatro, lo que significa que mientras en la columna (4) aumenta en 3.78% la disolución de uranio en la columna (3) disminuye 14.54% usando períodos de maduración; por lo que no se ve que pueda ayudar a obtener una disolución mayor de uranio.

CAPITULO 4.- MODELO MATEMATICO DE LAVADO.

- 4.1.-Postulado de lavado por desplazamiento ó de tapón.
- 4.2.-Postulado de lavado por mezcla perfecta ó difusión.
- 4.3.-Proposición del modelo matemático de lavado real --
(gráfica 3,4)

4.1.- Enunciado teórico de lavado por desplazamiento de tapón el líquido de lavado (agua) sigue el mismo recorrido a través de la torta de mineral, que siguió el líquido impregnante (licor retenido en el mineral) el líquido de lavado empuja al líquido impregnante y lo desaloja de una manera casi cuantitativa; la concentración de líquido efluente (líquido escurriendo) desde que comienza el lavado es constante e igual a la concentración del líquido impregnante, justamente hasta que todo el líquido impregnante retenido por el mineral ha sido desplazado; en este momento, la concentración del llamado efluente pasa bruscamente a cero. Esta es la teoría de lavado que se realiza en filtros de tipo caja y rotatorios.

La cantidad de líquido de lavado es igual teóricamente, a la cantidad de líquido impregnante retenido por el mineral al determinar el período de filtración y este volumen se puede cuantificar experimentalmente.

La relación existente entre la concentración y la cantidad de líquido de lavado para el caso extremo del lavado por desplazamiento ó de tapón es:

$$C = \begin{cases} C_0, & \mathcal{V} < V \\ C_1, & \mathcal{V} > V \end{cases}$$

Siendo:

- C_0 = Concentración inicial del líquido impregnante.
- C_1 = Concentración del líquido de lavado (agua de lavado)
- C = Concentración de líquido efluente
- \mathcal{V} = Volúmen del líquido de lavado.
- V = Volúmen del líquido impregnante.

4.2.- ENUNCIADO TEORICO DE LAVADO POR MEZCLA PERFECTA O DE DIFUSION.

En este caso los recorridos del líquido impregnante y líquido de lavado no son los mismos, por lo que los valores disueltos en el líquido impregnante retenidos por el mineral han de incorporarse a la corriente del líquido de lavado por un proceso de difusión, lento siempre, en este caso se necesitará, pues, un mayor volumen de líquido de lavado que en el caso de lavado por desplazamiento, para hacer bajar la concentración en el líquido efluente hasta el mismo punto. Este tipo de lavado visto en forma general es el que se efectúa en un filtro prensa equipado con placas lavadoras la ecuación que determina la concentración en el caso de lavado por mezcla perfecta ó difusión es la siguiente:

$$C_1 dv - C dv = Vdc.$$

$$(C_1 - C) dv = Vdc.$$

$$\frac{dv}{v} = \frac{dc}{C_1 - C}$$

$$\frac{v}{V} = - \ln \frac{C_1 - C_0}{C_1 - C}$$

$$e^{-v/V} = \frac{C_1 - C}{C_1 - C_0}.$$

$$e^{-v/V} (C_1 - C_0) = C_1 - C \quad \text{Multiplicando por } -1 \text{ ambos miembros}$$

$$C = C_1 + e^{-v/V} (C_0 - C_1) \quad \text{Lavado por mezcla perfecta.}$$

4.3.- Proposición del modelo matemático de lavado real; la operación de lavado consiste en el paso del líquido lavador a través de una torta que se obtuvo al filtrar, es comparable a el lavado en una pila estática de mineral.

Se propone que el lavado real estará comprendido - entre los dos casos extremos de lavado teóricos.

- 1) Lavado de desplazamiento ó de tapón.
- 2) Lavado por mezcla perfecta ó de difusión.

Para el caso de mezcla perfecta la ecuación que -- calcula la concentración es:

$$C = C_1 + e^{-v/V} (C_0 - C_1)$$

Hipotesis:

Suponiendo un 70% de eficiencia de lavado.

Cuando $\frac{v}{V} = 1$

$$C_{1t} = C_1 + 0.7 (C_0 - C_1)$$

$$C_{1t} = 0.7 C_0 + 0.3 C_1$$

C_{1t} = Concentración del líquido efluente

Por balance de material En C_1^1 : C_0 = Concentración del líquido impregnante.

$$C_1^1 = 0.3 C_0 + 0.7 C_1$$

Cuando $\frac{v}{V} = 2$

$$C_{2t} = C_1 + 0.7 (0.3 C_0 + 0.7 C_1 - C_1)$$

$$C_{2t} = C_1 + 0.21 C_0 + 0.49 C_1 - 0.7 C_1$$

$$C_{2t} = 0.21 C_0 + 0.79 C_1$$

$$\begin{aligned} \Sigma C_{1t} + C_{2t} &= 0.7 C_0 + 0.3 C_1 + 0.21 C_0 + 0.79 C_1 \\ &= 0.91 C_0 + 1.09 C_1 \end{aligned}$$

Por balance de material

$$C_2^1 = 0.09 C_o + 0.91 C_1$$

Siguiendo el desarrollo:

Cuando $\frac{v}{V} = 3$

$$C_{3t} = 0.063 C_o + 0.937 C_1$$

$$\Sigma C_{1t} + C_{2t} + C_{3t} = 0.973 C_o + 2.021 C_1$$

$$C_{3t}^1 = 0.027 C_o + 0.979 C_1$$

Cuando $\frac{v}{V} = 4$

$$C_{4t} = 0.019 C_o + 0.9853 C_1$$

$$\Sigma C_{1t} + C_{2t} + C_{3t} + C_{4t} = 0.9919 C_o + 3.0063 C_1$$

$$C_{4t}^1 = 0.0081 C_o + 0.0037^{**} C_1$$

Cuando $\frac{v}{V} = 5$

$$C_{5t} = 0.0056 C_o + 0.9955 C_1$$

$$\Sigma C_{1t} + C_{2t} + C_{3t} + C_{4t} + C_{5t} = 0.9975 C_o + 4.0019 C_1$$

$$C_{5t}^1 = 0.0025 C_o + 0.9982 C_1$$

Cuando $\frac{v}{V} = 5.7$

$$C_{5.7t} = 0.00175 C_o + 0.9987 C_1$$

$$\Sigma C_{1t} + C_{2t} + C_{3t} + C_{4t} + C_{5t} + C_{5.7t} = 0.99925 C_o + 5.0005 C_1$$

$$C_{5.7t}^1 = 0.00075 C_o + 0.9995 C_1$$

La variación de la concentración del líquido efluente (coeficiente de C_0)

$$\text{Cuando } \frac{v}{V} = 1 \quad C_{1t} = C_t = 0.7 C_0 + 0.3 C_1$$

$$\text{Cuando } \frac{v}{V} = 2 \quad C_{2t} = \frac{C_{1t} + C_{2t}}{2} = 0.46 C_0 + 0.54 C_1$$

$$\text{Cuando } \frac{v}{V} = 3 \quad C_{3t} = \frac{2 C_{2t} + C_{3t}}{3} = 0.33 C_0 + 0.67 C_1$$

Y en forma sucesiva de aquí en adelante:

$$\text{Cuando } \frac{v}{V} = X ; C_{xt} = \frac{C_0}{X} + \left(1 - \frac{1}{X}\right) C_1$$

Con los valores calculados para C_0 tanto en el líquido impregnante como en el líquido efluente son llevados a la gráfica No. 3 en donde coeficiente de C_0 Vs v/V

Según la ecuación para mezcla perfecta.

$$C = C_1 + e^{-v/V} (C_0 - C_1)$$

Si $C_1 = 0$ (lavado con agua); la ecuación se reduce

A:

$$C = e^{-v/V} \times C_0$$

$\frac{C}{C_0}$	Teórico	Real	Relación = $\frac{\text{Real}}{\text{Teórico}}$
Si $\frac{v}{V} = 1$	$\frac{C}{C_0} = 0.368$	$\frac{C}{C_0} = 0.3$	0.8152
Si $\frac{v}{V} = 2$	$\frac{C}{C_0} = 0.136$	$\frac{C}{C_0} = 0.09$	0.6617
Si $\frac{v}{V} = 3$	$\frac{C}{C_0} = 0.05$	$\frac{C}{C_0} = 0.027$	0.5400

$$\text{Si } \frac{v}{V} = 4 \quad \frac{C}{C_0} = 0.0183 \quad \frac{C}{C_0} = 0.0081 \quad 0.4426$$

$$\text{Si } \frac{v}{V} = 5 \quad \frac{C}{C_0} = 0.0068 \quad \frac{C}{C_0} = 0.00243 \quad 0.3573$$

$$\text{Si } \frac{v}{V} = 5.7 \quad \frac{C}{C_0} = 0.0034 \quad \frac{C}{C_0} = 0.00075 \quad 0.2205$$

No. 4 el v/V Vs. Relación

La curva anterior podría tener la forma de:

$$R = A^{-v/V}$$

$$\text{Si } v/V = 1 ; R = 0.815 ; A = 1.226$$

$$\text{Si } v/V = 2 ; R = 0.66 ; A = 1.23$$

$$\text{Si } v/V = 3 ; R = 0.54 ; A = 1.23$$

$$\text{Si } v/V = 4 ; R = 0.44 ; A = 1.23$$

$$\text{Si } v/V = 5 ; R = 0.357 ; A = 1.23$$

$$\text{Si } v/V = 5.7 ; \text{aprox. } R = 0.3 ; A = 1.235$$

Se podría tomar el valor de A (promedio); que sería $\bar{A} = 1.23$ de donde la función quedaría: $R = (1.23)^{-v/V}$

Por lo tanto, el modelo matemático de lavado sería:

$$C = C_1 + A^{-v/V} e^{-v/V} (C_0 - C_1)$$

$$\text{Por definición : } a^m b^m = (ab)^m$$

De donde

$$C = C_1 + (Ae)^{-v/V} (C_0 - C_1)$$

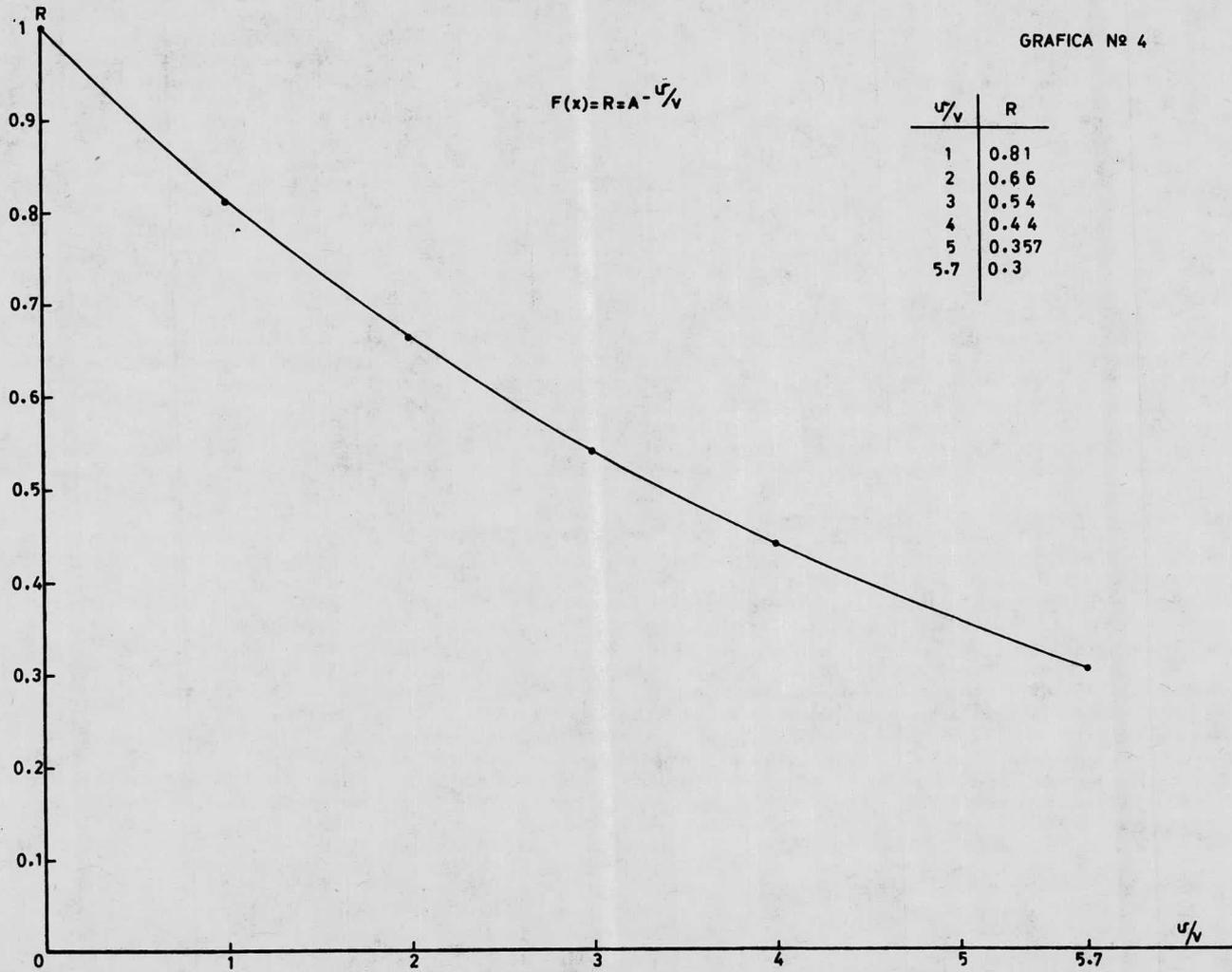
$$\text{Siendo: } A = 1.23$$

$$e = 2.718$$

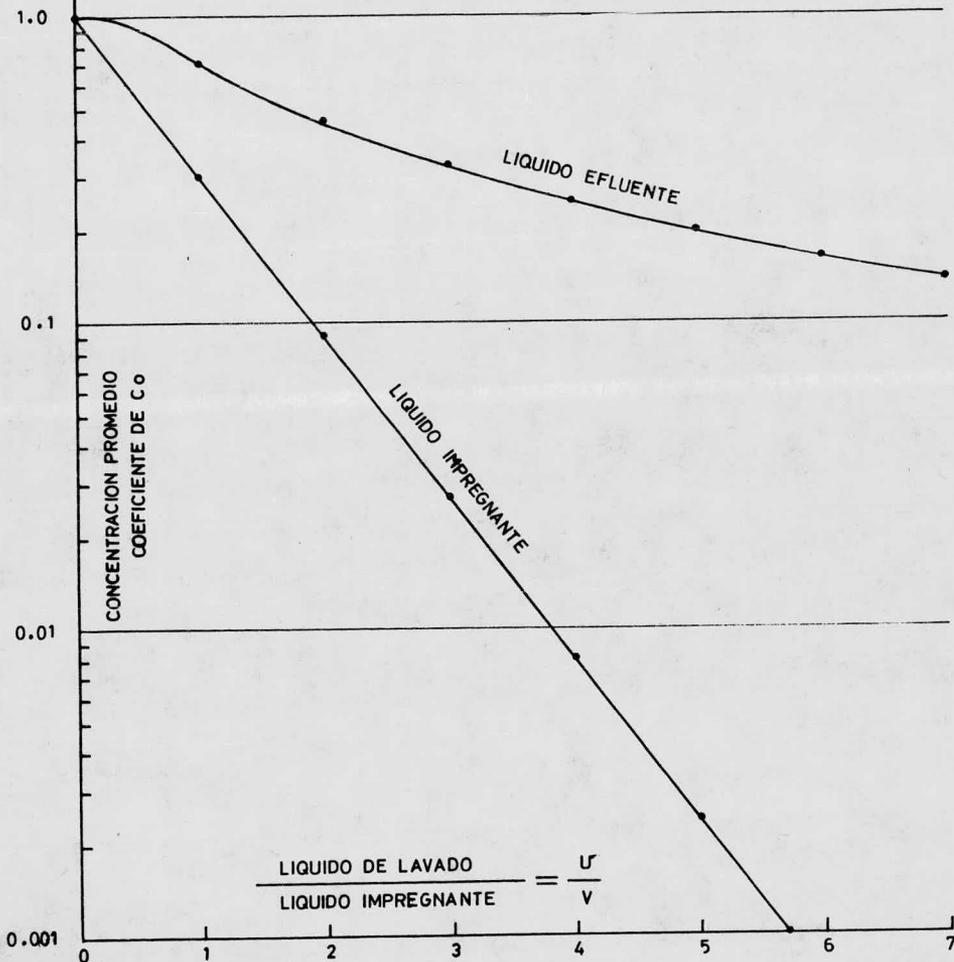
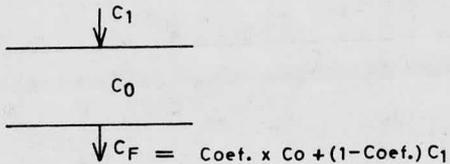
$$\underline{C = C_1 + (3.34)^{-v/V} (C_0 - C_1)}$$

$$F(x) = R = A^{-u/v}$$

u/v	R
1	0.81
2	0.66
3	0.54
4	0.44
5	0.357
5.7	0.3



CONCENTRACIONES PROMEDIO EN LAVADO DE PILAS DE MINERAL



CAPITULO No.5 .- CONCLUSIONES.

1.- La contracorriente debe de simplificarse, pues en la práctica necesaria de bastante equipo y mientras -- mas compleja sea aumenta el grado de dificultad. Se concluye que el proceso a contracorriente de ataque-lavado y maduración fué buena por las eficiencias de recuperación de --- uranio (eficiencia promedio 77%) pero sería no verídico el decir que en una pila real se fuese a repetir exactamente, - debido a que aumentarán los problemas que se presentaron en el trabajo experimental (taponamientos provables, conducción de grandes volúmenes de licores , etc).-

2.- Un proceso de lixiviación estática no es el -- mas apropiado para un mineral como el de "El Nopal" de una ley media para el compuesto de los niveles cero-cuarenta de 0.239% $U_3 O_8$; realizado en la unidad experimental de villa aldama. Por un proceso convencional ya sea ácido ó alcalino se han realizado experiencias en las que se ha recuperado - el uranio de un orden de 90%; y por un proceso de lixiviación estática sería muy buena una eficiencia de recupera--- ción de uranio de orden de 75% a tiempos largos.

3.- Para la alimentación con que se trabajo (100%- 0.5 pulgadas) se concluye que la acumulación de material fi no (-65 mallas en adelante) en un porcentaje de 40% crea -- serios problemas de taponamientos y por lo tanto un flujo - irregular de la solución lixivante a través del mineral y - como consecuencia una deficiente disolución del uranio.

Se propone el uso de parrillas vibratorias para se parar el material menor de 0.5 pulgadas. colocadas antes - del quebrado primario y secundario en su caso; y posteriormente conducir (banda transportadora) al mineral separado - con el mineral quebrado. Se puede pensar tambien en gl.uso -

de quebradoras de rodillos, que sería objeto de un trabajo experimental de quebrado.

El obtener una granulometría clasificada (-48+65)-sección III, para sobreponer una capa de éste en la pila, sería de difícil realización industrial requeriría una atención superior a la que se puede realizar industrialmente, concluyendo, lo más práctico es formar la pila a granel con la recomendación de no disgregar demasiado el mineral en la etapa de quebrado.

4.- Al incrementar la relación licor-mineral a 30% ó sea 0.3 m³/ton se vió favorecida la recuperación de uranio, talvez el incrementar la relación aun más fuera positivo, solo que esto va en función de la disponibilidad de equipo para manejar grandes volúmenes y también de acuerdo con la concentración deseable de los licores para las etapas posteriores.

5.- Al incrementar la concentración de ácido sulfúrico de 25 kg/ton. a 100 kg/ton. se incremento la eficiencia de recuperación en 2.18 % (capitulo 4.2.-; Gráfica No2 lo que orienta a realizar un balance económico para determinar si es conveniente el incremento en la recuperación de acuerdo con la ley del mineral; contra el costo del incremento en la cantidad de ácido sulfúrico y las repercusiones que tendría una concentración alta en sulfatos no deseable en la etapa de extracción con solvente. Esto fué realizado experimentalmente y también se detectó que el mineral de El Nopal consume una cantidad del orden de 15 kg/ton. de ácido sulfúrico.

6.- La maduración no demostró un incremento en la eficiencia de recuperación de uranio como se demostró al comparar los resultados obtenidos en lixiviaciones continuas

(ecuación empírica) y los obtenidos al intercalar períodos de maduración (CAP. 4.4.-) .Desde el punto de vista económico sería tema de un estudio serio al respecto.

7.- En el lavado del mineral de acuerdo con el modelo matemático propuesto y el balance de material que para el efecto se realizó, se ve que en una relación de líquido de lavado a líquido impregnante de 5.7 la concentración del líquido impregnante es cero. Ese sería el valor máximo de la relación $\frac{v}{V}$; pero el lavado del mineral se interrumpirá cuando los costos que ello ocasiona ya no se justifique con la cantidad de Uranio que se esté recuperando.

BIBLIOGRAFIA.

Merrit, C.R.

The Extractive Metallurgy of Uranium.

Colorado School of Mines Research Institute. 1971.

TAGGART, F.A.

Handbook of Mineral Dressing.

John Willey & Sons, Inc., N.Y. 1954.

Perry, J.H.

Chemical Engineer's Handbook.

Mc.Graw Hill, N.Y. 1963.

Palma, G.F.

Beneficio de los Minerales de Uranio. (Informe).

Comisión Nacional de Energía Nuclear., Mex. 1965.

Ajuria, G.S.

Presentación de Informes Técnicos sobre Trabajos Experimentales.

México. 1975.

cont. BIBLIOGRAFIA.

González, Pozo V. y Colina, K.G.

Balance de Materiales en Lixiviación Y Lavado en una Pila de MINERAL URANIFERO.

I.N.E.N. México. 1974.

Patino, G.S.

Informes Experimentales de Lixiviación Estática ó Percolación Acida.

I.N.E.N. Villa Aldama, Chih. 1973.

Josa, M.J.; Cordero, G.; Gasos P.; Merino L.J.

La Recuperación del Uranio de Pizarras Uraníferas con Circuitos en Contracorriente.

Junta de Energía Nuclear. España. 1967.