

UNIVERSIDAD DE SONORA

ESCUELA
DE
CIENCIAS QUIMICAS



BIBLIOTECA
C. I. C. T. U. S.

REGISTRO NUMERO

262

ANTEPROYECTO TECNICO-ECONOMICO PARA LA
INSTALACION DE UNA PLANTA DE BENEFICIO
DE MINERAL DE URANIO DE "LOS AMOLES -
SONORA", CON CAPACIDAD DE 200 TONELA--
DAS POR DIA.

TESIS PROFESIONAL QUE PARA OBTENER EL
TITULO DE INGENIERO INDUSTRIAL (ESPE--
CIALIDAD EN QUIMICA) PRESENTA EL PASAN
TE.

OMER MORENO PERALTA.

HERMOSILLO, SONORA.
1971.



EL SABER DE NUS NIJOS
PARA MI GRANDEZA -
BIBLIOTECA DE LA ESCUELA DE
CIENCIAS QUIMICAS

Universidad de Sonora

Repositorio Institucional UNISON



**"El saber de mis hijos
hará mi grandeza"**



Excepto si se señala otra cosa, la licencia del ítem se describe como openAccess

I N D I C E.

Cap. I.- INTRODUCCION.....	1
Cap. II.- GENERALIDADES.	
a) Antecedentes.....	3
b) Tratamiento general para minerales ura níferos.....	4
Cap. III.- PROCESO METALURGICO PARA EL MINERAL "LOS AMOLES".	
a) Características del mineral.....	14
b) Selección del tratamiento.....	15
c) Especificaciones generales y selección de equipo.....	15
Cap. IV.- CONSIDERACIONES ECONOMICAS.	
a) Inversión total.....	55
b) Costos de producción.....	56
c) Utilidades.....	59
d) Rentabilidad.....	59
e) Tiempo teórico de recuperación del ca- pital.....	59
Cap. V.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	60
BIBLIOGRAFIA.....	62



Con mi eterno respeto y agradecimiento
a mis Padres:

Sr. Alberto R. Moreno.

Sra. Mercedes P. de Moreno.

Hago también testimonio de mi agradecimiento, para quienes en una forma u otra contribuyeron a la realización del presente trabajo:

A mis Hermanos:

Irene

Norma

Max

A:

Chuyita.



EL SACER DE MIS HIJOS
HARA MI GRANDEZA
BIBLIOTECA ESCUELA DE
CIENCIAS QUIMICAS

A mis Maestros.

A mis Amigos.

CAPITULO I

INTRODUCCION.

La Comisión Nacional de Energía Nuclear y el Centro de Investigaciones Científicas y Tecnológicas de la Universidad de Sonora (C.I.C.T.U.S.), han hecho estudios de los recursos radiactivos en el Estado de Sonora, localizándose algunos minerales uraníferos de baja ley, uno de los cuales es el mineral de Los Amoles, situado en el Municipio de Rayón, Sonora a 144 kilómetros de la Ciudad de Hermosillo.

Area explorada aproximada $1,512,500 \text{ m}^2$, volumen de mineralización $332,000 \text{ m}^3$, con una ley aproximada de 0.050% de U_3O_8 , cuyo estudio motiva el presente trabajo que tiene como fin determinar la viabilidad Técnico - Económica para la instalación de una planta de beneficio de minerales de Uranio, en Los Amoles, Sonora, con capacidad de 200 toneladas por día.

La capacidad de la planta de 200 toneladas por día, obedece a programas de la Comisión Nacional de Energía Nuclear.

Para tal efecto, la fase experimental se desarrolló en los laboratorios de Ingeniería Química de la Escuela de Ciencias Químicas de la Universidad de Sonora, bajo la dirección del Ingeniero Salvador Patiño, representante de la Comisión Nacional de Energía Nuclear en la planta piloto para minerales de uranio.

Se presentan los aspectos principales del beneficio de minerales de uranio, que comprende desde la pre

- 2 -

paración del mineral, hasta la obtención del concentrado como Diuranato. Seleccionando el equipo adecuado al proceso, con base en los resultados arrojados por la experimentación tanto a escala de laboratorio como a escala piloto.

CAPITULO II

GENERALIDADES.

a).- ANTECEDENTES.

El uranio nunca se encuentra en la naturaleza en estado metálico, presentándose siempre en combinación con otros elementos químicos que forman así, los minerales uraníferos.

El uranio se halla ampliamente distribuido en la naturaleza, es fácil de detectarse y determinarse aún en muy pequeñas cantidades, por sus características radioactivas.

Se estima que la concentración de este metal, en la corteza terrestre, considerada como un todo, es de 0.0003/100, o sean, 3 gramos de uranio por tonelada de roca.

También se ha calculado que el agua del mar contiene aproximadamente un gramo de uranio por cada mil toneladas.

No obstante que las cifras anteriores aparentemente son de poca cuantía, debe hacerse notar que el uranio se halla distribuido más abundantemente en la corteza terrestre que el antimonio, el bismuto, el cadmio, el oro, el mercurio y la plata, existe casi en igual cantidad que el estaño, el arsénico y el molibdeno. (6)

Con los minerales radioactivos, principalmente el uranio, se obtienen isótopos fisionables que pueden producir energía nuclear.

No obstante que el uranio es uno de los ele-

mentos que más abundan en la naturaleza, las concentraciones en las que se encuentra son muy bajas, y sólo con intensa búsqueda es posible encontrar yacimientos en los que la explotación sea costeable.

Existen más de cien especies mineralógicas -- que contienen uranio, pero los tres únicos minerales primarios de este metal que tienen carácter económico industrial son los siguientes:

Pechblenda... Oxido amorfo de uranio (tetraivalentes).
Autunita..... Oxido cristalino de uranio (hexavalente).
Davidita..... Oxido de los metales de uranio (tetraivalente).

b).- TRATAMIENTO GENERAL PARA MINERALES URANIFEROS.

El proceso para extraer el uranio a partir de sus minerales, comprende los siguientes pasos:

- 1.- Trituración.
- 2.- Molienda.
- 3.- Lixiviación.
- 4.- Espesamiento.
- 5.- Extracción por solventes.
- 6.- Precipitación.

1.- Trituración. La trituración y molienda, constituyen el conjunto de operaciones de reducción de tamaño, necesarios para lograr la accesibilidad del mineral de uranio, para el tratamiento químico. La trituración -- puede efectuarse por los métodos comunmente usados para minerales, por medio de quebradoras primarias y secundarias--

que pueden ser, de quijsda, giratorias o de rodillos. La disposición de este equipo y la selección del mismo dependen de las características de la planta.

2.- Molienda. La molienda en general se lleva a cabo con molinos de barras en circuito abierto con molino de bolas, o molino de bolas en circuito cerrado -- con clasificador, depende de las características de las diferentes menas, la textura y la naturaleza de la ganga. Lo que se precisa es dejar el mineral accesible para la solución lixivante. La molienda puede efectuarse en seco o en húmedo, (en seco se ha practicado en casos contados).

La molienda recomendable para la obtención de uranio, es de -48 + 65 mallas por pulgada (Tyler), una molienda mayor dificulta el proceso de lixiviación, y molienda menor trae como consecuencia la formación de demasiadas lamas, por lo tanto, desperdicio de mineral. En los casos en los que se practica molienda húmeda con clasificador, es necesario la introducción de un paso de espesamiento como fase previa a la lixiviación, según la concentración en sólidos de la suspensión clasificada, o de la proporción de espesamiento que se quiera obtener,

3.- Lixiviación. La lixiviación es el proceso de disolución de los constituyentes de valor que hay en una Mena, utilizando reactivos químicos apropiados. La lixiviación, es el paso que determina el proceso, que pue

de ser proceso ácido, o proceso alcalino, ya que la solubilización del uranio en escala comercial solo se ha realizado por lixiviación ácida o alcalina, dependiendo fundamentalmente del tipo de Ganga y composición de la Mena.

El proceso ácido consiste en la disolución -- del uranio contenido en un mineral, empleando ácidos inorgánicos, siendo el más común el ácido sulfúrico diluido en presencia de un agente oxidante, debido a que los minerales de uranio (tetraivalentes) suelen estar asociados con agentes reductores; como hidrocarburos, grafito, sulfuros; por ello es necesario la adición de un oxidante, los más comunes son; clorato de sodio (NaClO_3), bióxido de manganeso (MnO_2). Se han empleado el ácido clorhídrico, y el ácido nítrico, pero actualmente se usa exclusivamente ácido sulfúrico por su rendimiento (2,4,5), su empleo se basa en que el uranio puede pasar a las soluciones ácidas como sales de Uranio o Uranosas:



Las ventajas de la lixiviación ácida son:

- a).- Se logran recuperaciones más altas de uranio.
- b).- El tamaño de partícula necesario es rela

c).- La concentración de reactivo es baja.

d).- Se logra con cierta facilidad, la oxidación del Uranio.

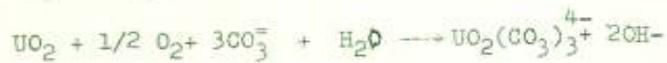
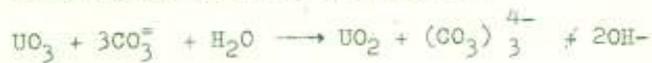
e).- El tiempo de lixiviación, suele ser corto.

f).- La operación se puede realizar a temperatura ambiente.

g).- La recuperación del uranio, de las soluciones se puede efectuar con facilidad, por medio de disolventes.

El inconveniente principal, es que se requieren materiales de construcción resistentes a los ácidos.

La lixiviación alcalina es adecuada cuando la matriz es rica en carbonatos. Se realiza con carbonato sódico; quedando las soluciones carbónicas como complejo soluble de carbonato de Uranato (2).



Las ventajas fundamentalmente son las siguientes:

a).- Las soluciones de lixiviación, solo ofrecen una débil acción de corrosión.

b).- La disolución es específica de los minerales de uranio.

c).- La solución de lixiviación se puede regenerar y recircular (2).

Los principales inconvenientes son:

b).- Difícil realizar la oxidación.

c).- Requiere tamaños finos de partícula.

d).- Cuando hay presentes sulfuros o yeso aumenta el consumo de reactivo.

En la elección de las condiciones óptimas no debe considerarse solamente la fase de lixiviación, sino el conjunto de operaciones que constituyen el proceso.

La lixiviación ácida se realiza de diferentes maneras; en tanques con agitación neumática en Pachuca, en tanques con agitación mecánica y agitación neumática, y en tanques con agitación mecánica.

Influencia de las diferentes variables del proceso ácido.

a).- Efecto de la concentración de ácido. El ácido debe ser suficiente para que el uranio se disuelva y se mantenga en solución. (10)

b).- Efecto de la temperatura. Industrialmente se efectúa a temperatura ambiente, aunque con aumento de temperatura se incrementa la velocidad de la disolución. En parte, este efecto de la temperatura se puede compensar aumentando la concentración de ácido.

c).- Efecto de la molienda. Normalmente se logran buenos resultados con una molienda de -48 mallas, un tamaño más fino de partícula acelera el proceso de extracción de uranio, pero aumenta el consumo de reactivos y formación de lamas. En la mayoría de los casos la molienda viene condicionada por exigencias del manejo de suspen-

siones.

d).- Efecto del tiempo. En la mayor parte de los casos se logran extracciones próximas al 80% las primeras horas de lixiviación, sin embargo, para llegar a la extracción máxima, se necesitan tiempos mayores. Hay dos tendencias una de tiempo corto menor de dos horas en condiciones drásticas, y otra de tiempo largo mayor de 12 horas en condiciones suaves. La elección depende del tipo del mineral, equipo disponible y consumo de reactivos.

4.- Espequeamiento. Después de la lixiviación prosigue la separación de licor cargado, lo cual se realiza por filtraciones sucesivas con repulpadores intermedios o por asentamiento, lavado a contracorriente. La técnica que debe aplicarse está determinada por las características de la suspensión y el problema en particular. Esta separación es un paso clave en el tratamiento, por concentrar los minerales de uranio separándolos de los lodos agotados o estériles.

La filtración se aplica especialmente a pulpas alcalinas, pues se ahorran reactivos en la precipitación posterior y las soluciones agotadas de uranio se pueden recircular al ataque.

El lavado a contracorriente con espesadores se realiza utilizando de dos a cuatro unidades en serie. Las necesidades oscilan entre 0.2 y 0.6 metros cuadrados por tonelada cuando se utiliza floculante de 50 a 200 gramos por tonelada de mineral (2). Las concentraciones en la línea

entre 45 y 60%. Como líquido de lavado se utiliza agua, de una a tres toneladas de líquido de lavado por tonelada de sólidos (2,10).

Sería un paso difícil por la necesidad de manejar la casi totalidad del mineral original; afortunadamente la aplicación de floculantes modernos han permitido manejar pulpas difíciles en condiciones económicas, pues aumentan la velocidad de asentamiento de los sólidos y en consecuencia reducen el tamaño de los espesadores y el costo del equipo, dejando un clarificado ideal para el siguiente paso.

Los floculantes más empleados son: Separan-MGL, Separan NP-10, Aerofloc 550, Superfloc 20, y Superfloc 16. La selección del floculante depende de la naturaleza de los sólidos y líquidos que forman la suspensión y de las consideraciones económicas y técnicas. El tipo y la dosis del floculante más apropiadas para una suspensión dada, se han de determinar experimentalmente.

En general al aumentar la dosis de reactivo, aumenta la velocidad de sedimentación o filtración hasta que llega a un máximo relativamente plano que es función del floculante y de la suspensión, tras la cual disminuye (2,9,10). En filtración se requiere más cantidad de reactivo que en sedimentación.

5.- Extracción por solventes. El proceso de extracción por solventes, tiene como objeto purificar y -

concentrar el uranio, el proceso de extracción por solventes tiene dos fases: La extracción y la reextracción.

En la fase de extracción, el disolvente orgánico se pone en contacto con el líquido a tratar y el uranio pasa al disolvente.

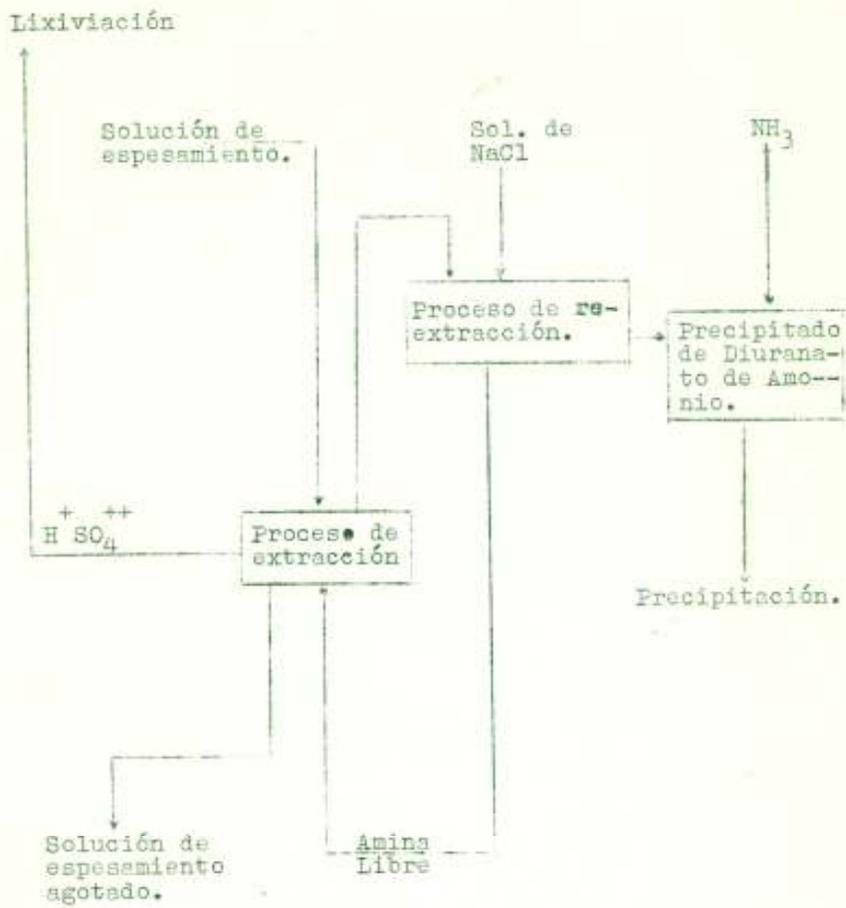
En la fase de reextracción, el disolvente cargado de uranio se pone en presencia de una solución acuosa adecuada, y el uranio pasa a dicha fase acuosa. Los procesos basados en la extracción por solventes requieren en la actualidad líquidos clarificados, ya que todavía no se han conseguido resultados satisfactorios con el empleo de suspensiones.

En la práctica el proceso de extracción por solventes, generalmente se aplica a líquidos de lixiviación ácida, utilizándose aminas o compuestos orgánicos de fósforo. La aplicación a las soluciones alcalinas no está totalmente resuelta, aunque se disponen de resultados prometedores (10).

En las celadas de extracción por solventes, el agente extractante comúnmente usado es la Tricaprilamina comercialmente conocida con el nombre de Alumina 336, utilizando como vehículo Kerosene que constituye más del 90% del volumen y como deseulsionante Isodecanol.

Las soluciones orgánicas cargadas de Uranio, se reextraen poniéndolas en contacto con soluciones de Cloruro de Sodio, y la regeneración se efectúa con adiciones de amoníaco (13).

Diagrama del proceso de extracción por solventes.



6.- Precipitación. La precipitación se realiza en una o en dos etapas. La elección de una u otra depende fundamentalmente de la composición del líquido de partida en relación con las especificaciones del producto.

Precipitación ~~en~~ una etapa. Se realiza con hidróxido sódico, magnesia o amoníaco, hasta que la solución tenga un pH entre 6.5 y 7.0. El agente más utilizado es el amoníaco debido a que el precipitado obtenido forma cristales que sedimentan, filtran y se lavan con facilidad.

Precipitación en dos etapas. Se practica cuando los líquidos son ricos en hierro o fosfatos. En nuestro caso la precipitación la efectuaremos en una sola etapa, terminando de esta manera los pasos correspondientes a plantas concentradoras de minerales de uranio, los pasos siguientes de filtrado, secado y refinado corresponden a plantas refinadoras de minerales hasta la obtención de uranio puro.



ES SABER DE MIS HIJOS
NADA NO GRANDELA
BIBLIOTECA DE LA ESCUELA DE
CIENCIAS QUIMICAS

CAPITULO III

PROCESO METALURGICO PARA EL
MINERAL "LOS ANCOLES".

4).- CARACTERISTICAS DEL MINERAL.

Una muestra tomada del mineral de "Los Amoles", y analizada en el Centro de Investigaciones Científicas y Tecnológicas de la Universidad de Sonora, arrojó el siguiente análisis:

1).-	SiO ₂	54.08%
	Al ₂ O ₃	9.24%
	Fe.....	16.55%
	Mn.....	0.03%
	Na.....	0.19%
	K.....	2.85%
	S.....	17.00%
	U ₃ O ₈	0.05%
	CaO.....	indicios.

2).- Estudio petrográfico:

Color..... gris claro o blanco con oxidaciones café.

Textura.... Anfanítica.

Minerales.. Cuarzo, Silicatos, Oxidos Sulfurosos.

Alteración. Oxidos café amarillento en la superficie expuesta.

3).- Estudios microscópicos:

Textura..... Hornofélsica.

Extructura..... Masiva.

Clasificación.. Cuarcita.

Origen de la Roca. Metamórfica.

4).- Componentes principales:

Guarzo, Pirita, Anfíboles, Calcita.

b).- SELECCION DEL TRATAMIENTO.

Este mineral ocurre como pechblenda (tetraavalente) asociada con materia carbonosa en forma de Tappetta.

De acuerdo con los datos del estudio petrográfico así como del anterior análisis químico puede decirse, hablando en términos del beneficio metalúrgico, que nos encontramos frente al problema de tratar un mineral de Matriz Ácida.

El solvente usado en este caso queda condicionado por el tipo de Matriz. Dicho reactivo solvente generalmente usado es el ácido Sulfúrico que reúne las condiciones químicas adecuadas además de las económicas favorables; por estas razones el tratamiento queda definido como "Tratamiento Ácido", cuyo proceso queda indicado en el diagrama de flujo para el tratamiento de minerales de Uranio. (Diagrama No. 2).

c).- ESPECIFICACIONES GENERALES Y SELECCION DE EQUIPO.

Antes de la trituración es necesario tener una tolva para la recepción de minerales, con el fin de regular la admisión al equipo de trituración, la capacidad de ésta será 200 toneladas por día de acuerdo con nuestro estudio. El mineral se recibirá en esta tolva con un diámetro aproximado de 8 pulgadas, porque así lo requiere el proceso para que en la trituración primaria se reduzca a -

2 pulgadas y en la trituración secundaria a 1/4 de pulgada, mineral que recibirá la tolva de finos para pasarlo a la molienda que lo reducirá de un 1/4 de pulgada a menos-48 mallas (Tyler).

La capacidad y dimensiones de la tolva de recepción se desarrollaron de la siguiente manera:

1.- Capacidad de la tolva.

Capacidad	= 200 toneladas por día.
Tamaño del mineral	= 8 pulgadas.
δ Mineral	= 2.7
Volumen	= $\frac{\text{Peso}}{\delta} = \frac{200}{2.7} = 74.07 \text{ m}^3$
Huecos	= 25% de acuerdo con el tamaño del mineral (3).

Por lo tanto volumen real= $74.07 + (74.07 \times 0.25)$

volumen real= $74.07 + 18.5$

volumen real= 92.57 m^3

2.- Dimensiones de la tolva.

Si la tolva tuviera la forma de la figura (a)

$$V_T = V_a + V_b = 92.57 \text{ m}^3$$

Por diseño:

Si $M=N$

y $D=C$

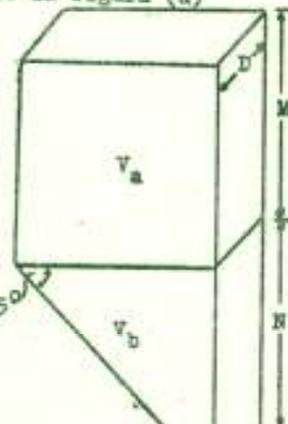
Entonces:

$$V_a = 2/3 V_T \text{ y } V_b = 1/3 V_T$$

Por lo tanto:

$$V_a = 2/3 (92.57) \text{ m}^3 = 61.71 \text{ m}^3$$

$$V_b = 1/3 (92.57) \text{ m}^3 = 30.86 \text{ m}^3$$



Sabemos también que por diseño figura (b)

(El ángulo de la cuña = 45°)

Por lo tanto:

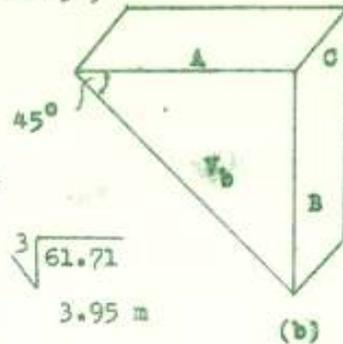
$$A=B=C$$

Entonces:

$$V_b = \frac{A \cdot B \cdot C}{2} = 30.86 \text{ m}^3$$

$$\frac{A^3}{2} = 30.86 \text{ m}^3 ; A = \sqrt[3]{61.71}$$

$$A = 3.95 \text{ m}$$



De acuerdo con la figura (c)

$$V_b = V_1 + V_2$$

$X = 0.80 \text{ m}$ (4 veces el tamaño del mineral, dato bibliográfico No. 16)

Por el ángulo de 45° : $X=Z$

Sabemos que:

$$V_2 = \frac{(X)(Z)(Y)}{2} = \frac{(X^2)(Y)}{2}$$

$$A=Y=3.95 \text{ m}$$

$$V_2 = \frac{(0.80\text{m})^2 \cdot 3.95\text{m}}{2}$$

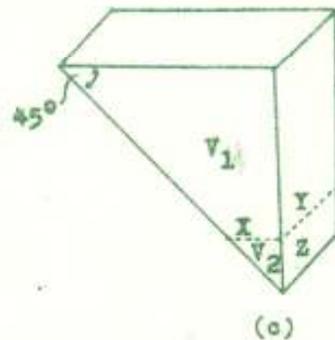
$$V_2 = 1.264 \text{ m}^3$$

Tenemos que:

$$V_b = V_1 + V_2$$

$$V_b = 30.86 \text{ m}^3$$

$$V_2 = 1.264 \text{ m}^3$$



Por lo tanto:

$$V_1 = 30.86\text{m}^3 - 1.264\text{m}^3$$

$$V_1 = 29.596\text{m}^3$$

Si la tolva tuviera la forma de la figura (d)

$$V_T = V_c + V_1 = 92.57\text{m}^3$$

$$V_1 = 29.596\text{m}^3$$

$$V_c = 92.57\text{m}^3 - 29.596\text{m}^3$$

$$V_c = 62.974\text{m}^3$$

Por diseño:

$m=n$; y de acuerdo con el cálculo anterior (V_b)

$$m=A=3.95\text{m}$$

Además que:

$$m \cdot n \cdot p = V_c$$

$$V_c = 3.95\text{m} \times 3.95\text{m} \times p$$

Como:

$$V_c = 62.97\text{m}^3$$

$$p = \frac{62.97\text{m}^3}{3.95\text{m}^2} = 4.03\text{m}$$

$$p = 4.03\text{m}$$



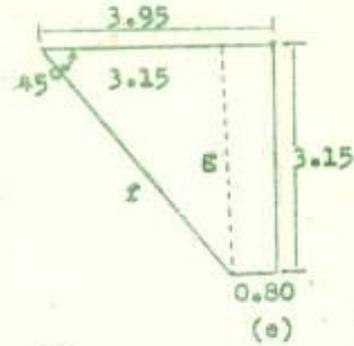
Cálculo de f figura (e)

$$f^2 = g^2 + i^2$$

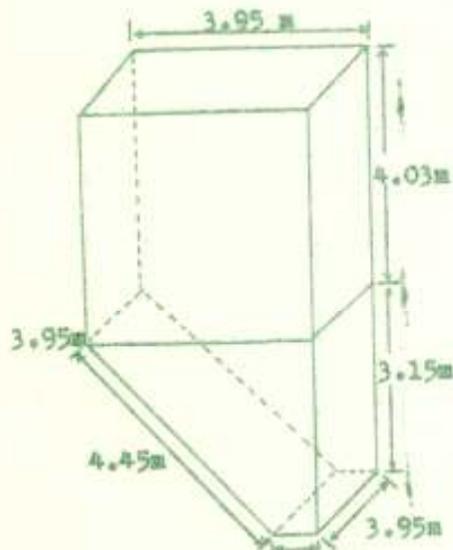
$$f = \sqrt{g^2 + i^2}$$

$$f = \sqrt{(13.15)^2 + (3.15)^2}$$

$$f = 4.45\text{m}$$



Finalmente tenemos la figura (f)



1).- Trituración primaria.

La trituración tiene por objeto, reducir el mineral de aproximadamente 8 pulgadas a 1/4 de pulgada, tamaño aceptable para la molienda. Es preferible que la trituración se trabaje en un solo turno, debido a que las quebradoras son más propensas a desajustes y desgastes. Es conveniente tener un turno no importa que el equipo sea un poco sobrado pues debe dárseles mantenimiento diario, además de reducir el número de operarios (8).

Se realizaron pruebas en la planta piloto con quebradora de quijada Denver de 3 1/4 pulgada por 4 1/2 -- pulgadas, determinándose el índice de trabajo para el mineral de Los Amoles, el cual nos servirá para calcular la potencia necesaria para triturar 200 toneladas en 8 horas.

Prueba realizada en quebradora de quijada de laboratorio. Denver 3 1/4 por 4 1/2.

Carga triturada 100 Kg. = 220 lb.

Tiempo 10 min.

E = 220 Volts.

I = 3.2 Amp.

De acuerdo con la fórmula para corriente trifásica: $Potencia = \frac{I.E.(f.p.)1.73}{1000}$

Donde:

I = Corriente en Amperios.

E = Diferencia de potencial en Volts.

fp. = Factor de potencia (El cual, para dar un margen de seguridad, se tomó igual a 1.0, normalmente es 0.85 mínimo lo que exige la C.F.E.)

$$\text{Potencia} = \frac{3.2(220)(1.0)1.73}{1000} = 1.232 \text{ kw.}$$

$$\text{Potencia en kw-hr/ton corta} = 1.232 \text{ kw} \times \frac{18 \text{ min} \times 2000 \text{ Lb/ten c.}}{60 \frac{\text{min}}{\text{hr}} \times 220 \text{ Lb}}$$

$$W = 3.36 \text{ kw-hr/ton corta.}$$

El índice de trabajo (W_i) se obtiene de la siguiente fórmula:

$$W_i = \frac{3W}{4} \sqrt{\frac{R_r P}{(R_r - 1)100}}$$

Donde:

W_i = Índice de trabajo.

W = Potencia en kw-hr/ton corta.

R_r = Relación de reducción = $\frac{F}{P}$

F = 20,000 micras (tamaño de alimentación del mineral en prueba de laboratorio).

P = 6,300 micras (tamaño del producto del mineral).

$$R_r = \frac{20,000}{6,300} = 3.18$$

Por lo tanto.

$$W_1 = 0.75 (3.36) \sqrt{\frac{3.18}{3.8 - 1}} \sqrt{\frac{6,300}{100}}$$
$$= 2.52 \frac{(1.78)}{0.78} \frac{79.2}{10} = 45.6 \text{ kw/hr/ton corta.}$$

45.6 kilowatts hora por tonelada corta es el índice de trabajo determinado para el mineral de Los Angeles de acuerdo con las pruebas realizadas en quebradora de quijada de laboratorio.

Cálculo de la potencia necesaria para triturar 200 toneladas en 8 horas. Suponiendo que el mineral de alimentación (F) sea igual a 8 pulgadas y la descarga (P) sea igual a 2 pulgadas (50,800 micras).

$$R_1 = \frac{F}{P} = \frac{8}{2} = 4$$

Por lo que:

$$W = \frac{4}{3} \sqrt{\frac{4-1}{4}} (45.6) \sqrt{\frac{100}{50,800}} = 1.36 \text{ kw-hr/ton corta}$$

$$1 \text{ Kw} = 1.34 \text{ HP.}$$

$$1 \text{ Kw-hr} = 1.34 \text{ HP-hr}$$

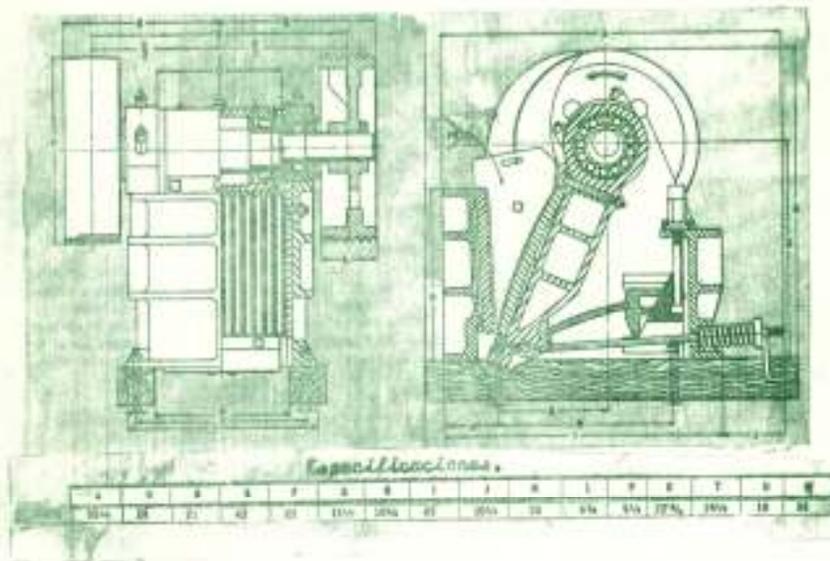
Capacidad necesaria = 200 = 25 ton métricas/hr = 27.5 ton c/hr.

Potencia total = 1.36 (27.5) 1.34 = 50 HP.

De acuerdo con esta potencia calculada de 50 HP.
por recomendaciones de los fabricantes es aceptable una
quebradora de quijada tipo J. (Fig. 2)

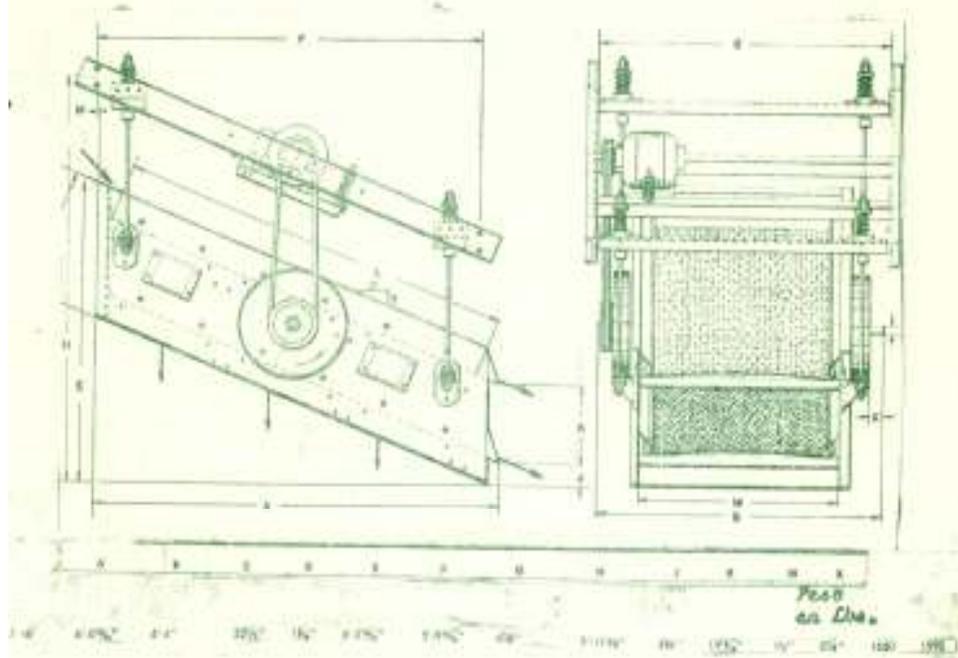
Quebradora de quijada.

(Fig. 2)



Después de la quebradora primaria, es conveniente una criba vibratoria con el fin de separar los fines. Una criba vibratoria de 3 pies de ancho por 6 pies de largo con aberturas de $1/4$ de pulgada es la adecuada en nuestro caso para pasar los fines directamente al molino. (Fig. 3).

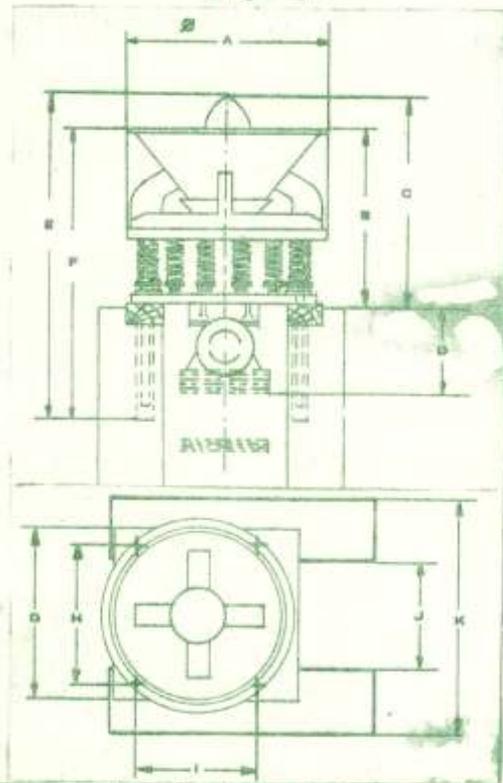
Criba vibratoria.
(Fig. 3)



Trituración secundaria. Como quebradora secundaria, una quebradora Gravicone modelo A-500 con motor de 40 C.F. Esta quebradora recibe el mineral de 2 pulgadas y lo reduce a 1/4 de pulgada, tamaño adecuado para el siguiente paso. (Fig. 4).

Trituradora Gravicone.

(Fig. 4).



MODELO	A	B	C	D	E	F	G	H
GRAVICONE A-500	1100	944	1092	430	1592	1474	770	646

TOLVA DE FINOS.

Antes de proseguir con el siguiente paso que es la molienda, es conveniente tener una tolva de finos (1/4 de pulgada), con capacidad para almacenar mineral de dos a tres días con el fin de que, en caso de haber fallas en la trituración, no se interrumpa el proceso. Además, antes de la molienda, porque ésta se realiza en húmedo. Considerando que la tolva tenga capacidad para almacenar dos días, su capacidad en metros cúbicos y dimensiones serán las siguientes (3).

1.- Capacidad de la tolva.

$$\rho_{\text{mineral}} = 2.7$$

$$\text{volumen} = \frac{\text{peso}}{\rho} = \frac{400}{2.7} = 148.14 \text{ m}^3$$

huecos = 5% de acuerdo con el tamaño del mineral de 1/4 de pulgada (3)

$$\text{Por lo tanto volumen real} = 148.14 + (148.14 \times 0.05)$$

$$\text{volumen real} = 155.54 \text{ m}^3$$

2.- Dimensiones de la tolva.

Si la tolva tuviera la forma de la figura (a)

$$V_T = V_a + V_b = 155.54 \text{ m}^3$$

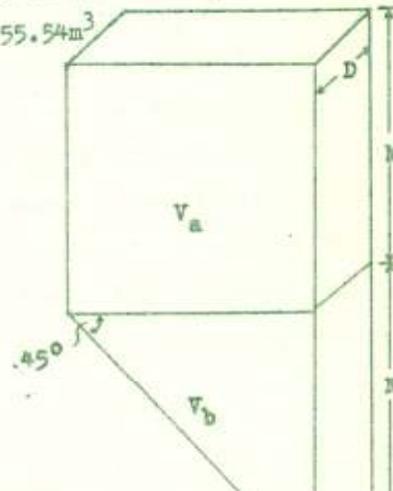
Por diseño:

$$\text{Si } M = N$$

$$\text{y } D = C$$

Entonces:

$$V_a = 2/3 V_T \text{ y } V_b = 1/3 V_T$$



Por lo tanto:

$$V_a = 2/3 \cdot 155.54 \text{m}^3 = 103.69 \text{m}^3$$

$$V_b = 1/3 \cdot 155.54 \text{m}^3 = 51.85 \text{m}^3$$

Sabemos también que por diseño figura (b)

(El ángulo de la cuña = 45°)

Por lo tanto:

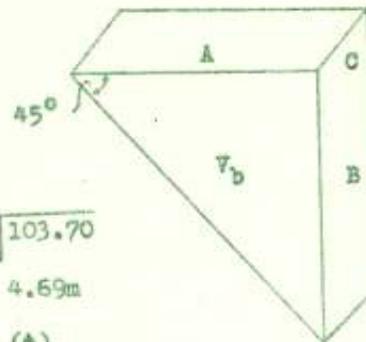
$$A = B = C$$

Entonces:

$$V_b = \frac{A \cdot B \cdot C}{2} = 51.85 \text{m}^3$$

$$\frac{A^3}{2} = 51.85 \text{m}^3 \quad A = \sqrt[3]{103.70}$$

$$A = 4.69 \text{m}$$



(b)

De acuerdo con la figura (a)

$$V_b = V_1 + V_2$$

$X = 0.40 \text{m}$ (6 a 7% el tamaño del mineral dato bibliográfico No. 16)

Por el ángulo de 45° : $X = Z$

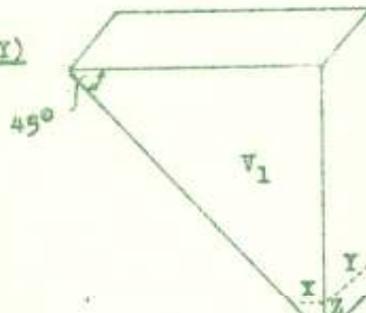
Sabemos que:

$$V_2 = \frac{(X)(Z)(Y)}{2} = \frac{(X)^2(Y)}{2}$$

$$A = Y = 4.69 \text{m}$$

$$V_2 = \frac{(0.40 \text{m})^2 \cdot 4.69 \text{m}}{2}$$

$$V_2 = 0.3752 \text{m}^3$$



$$V_b = V_1 + V_2$$

$$V_b = 51.85 \text{ m}^3$$

$$V_2 = 0.3752 \text{ m}^3$$

Por lo tanto:

$$V_1 = 51.85 \text{ m}^3 - 0.3752 \text{ m}^3$$

$$V_1 = 51.4748 \text{ m}^3$$

Si la tolva tuviera la forma de la figura (d)

$$V_T = V_0 + V_1 = 155.54 \text{ m}^3$$

$$V_1 = 51.4748 \text{ m}^3$$

$$V_0 = 155.54 \text{ m}^3 - 51.4748 \text{ m}^3$$

$$V_0 = 104.0652 \text{ m}^3$$

Por diseño:

$m=n$; y de acuerdo con el cálculo anterior (V_b)

$$m=n=4.69 \text{ m}$$

Además que:

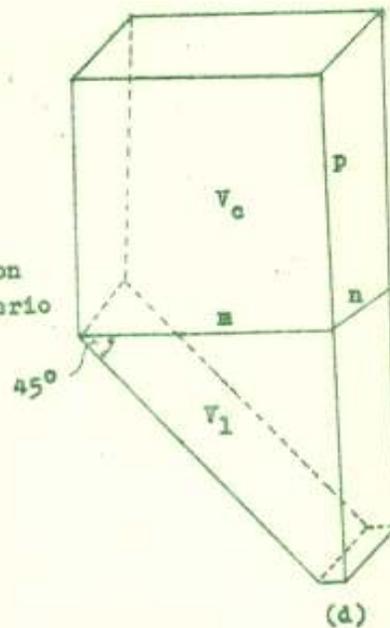
$$m \cdot n \cdot p = V_0$$

$$V_0 = 4.69 \text{ m} \times 4.69 \times p$$

Como:

$$V_0 = 104.0652 \text{ m}^3$$

$$p = \frac{104.0652}{4.69} = 4.73 \text{ m}$$



(d)

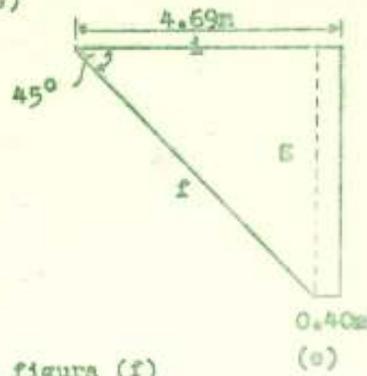
Cálculo de f figura (e)

$$f^2 = g^2 + i^2$$

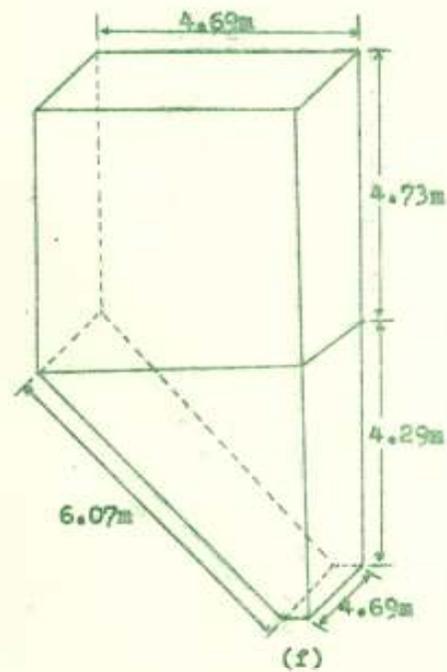
$$f = \sqrt{g^2 + i^2}$$

$$f = \sqrt{4.29^2 + 4.29^2}$$

$$f = 6.07\text{m}$$



Finalmente tenemos la figura (f)



2).- Molienda y Clasificación.

La molienda se efectuará en húmedo ya que el rendimiento de molienda húmeda es mayor que en molienda seca. El equipo más conveniente es un molino de bolas en -- circuito cerrado con clasificador. El molino de barras es poco usual para molienda húmedas, además de dar un porcentaje muy alto de finos, de 40 ó 50% a - 200 mallas, no recomendable para nuestro caso particular.

La molienda tiene por objeto reducir el quebrado secundario hasta un tamaño de partícula adecuado para la lixiviación (de 1/4 de pulgada a - 48 mallas por pulgada Tyler). Un molino de bolas con diámetro de un pie y -- longitud de dos pies fué con el que se trabajó en la planta piloto, moliéndose carga durante una hora y determinándose el peso neto del producto. La capacidad obtenida fué de $t=0.038$ toneladas por hora (Capacidad del molino).

Con los datos de este molino de pruebas y aplicando la ecuación de Rittinger, debemos buscar un molino -- que satisfaga lo mejor posible la igualdad de relaciones -- de la ecuación.

$$\frac{T}{t} = \frac{D^{2.6} L}{d \quad 1}$$

Donde:

T= Capacidad del molino 200 toneladas/24 hrs.

8.33 toneladas por hora.

D= Diámetro del molino.

L= Longitud del molino.

t=10.039 ton/h. capacidad del molino de pruebas.

d= 1 pie diámetro del molino de pruebas.

l= 2 pies longitud del molino de pruebas.

Aplicando la ecuación anterior:

$$\frac{D^{2.6}L}{T} = \frac{d^{2.6}l}{t} = \frac{1^{2.6} \times 2}{0.038} = 57$$

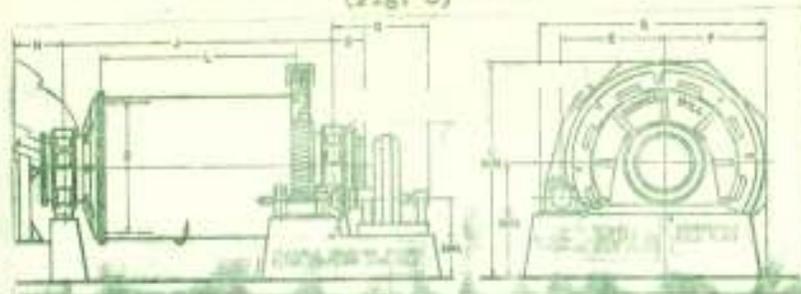
De la tabla para molinos de bolas (1), considernado este mineral como medio duro con alimentación de 1/4 pulgada y producto de - 48 mallas con capacidad de 200 toneladas por día, se selecciona un molino de bolas de 5 pies por 8 pies.

Aplicando la ecuación de Rittinger, con estos valores de 5 pies de diámetro y 8 pies de longitud tenemos:

$$\frac{D^{2.6}L}{T} = \frac{5^{2.6}8}{8.33} = 64$$

que queda dentro del límite de aceptación recomendado por los fabricantes en un 15%, además que ñas dimensiones del molino siguiente se salen mucho del límite (sobrado), y -- uno menor no sería adecuado. Por lo que se adopta un molino de las dimensiones mencionadas (Fig. 6).

Molino de Bolas.
(Fig. 6)



El clasificador para el molino de bolas se seleccionó de la siguiente tabla, tomándose el valor más bajo de la capacidad nominal para el cálculo.

Tabla para clasificador con espiral.

Tabla 1

Modelo	Malla	Golpes por Minuto	Pendiente por pulgada por pie	Dilución derrame	Capacidad en toneladas secas por 24 hr para un clasificador de 8 pies de diámetro.
D	48	25-30	3 a 3.5	3 : 1	525 a 200
F	48	26	2.5 a 3	22% Sol	720 288

La capacidad de un clasificador de 8 pies de ancho 525 a 650 toneladas/24 hrs. (derrame, para el modelo D).

Por lo tanto, la capacidad para un pie será:

$$\frac{525}{8} \text{ a } \frac{650}{8} = 65.5 \text{ a } 81.3 \text{ toneladas por 24 horas.}$$

Capacidad necesaria de derrame para nuestra planta = 200 tons/24 hrs. de acuerdo con la capacidad de la planta y tomando como base un pie de derrame.

$$\frac{200 \text{ tons/24/hrs.}}{65.5 \text{ tons/24 hrs.} \times \text{pie}} = 3.06 \text{ pies.}$$

De acuerdo con lo anterior, podemos usar un clasificador de 3 pies de ancho; tamaño mínimo en el mercado. Que corresponde al clasificador Simplex de 3 pies con motor de 3 H.P.

Capacidad en el retorno: basando nuestro cálculo en la malla - 48 tendremos: 2000 toneladas en 24 horas por 8 pies igual a:

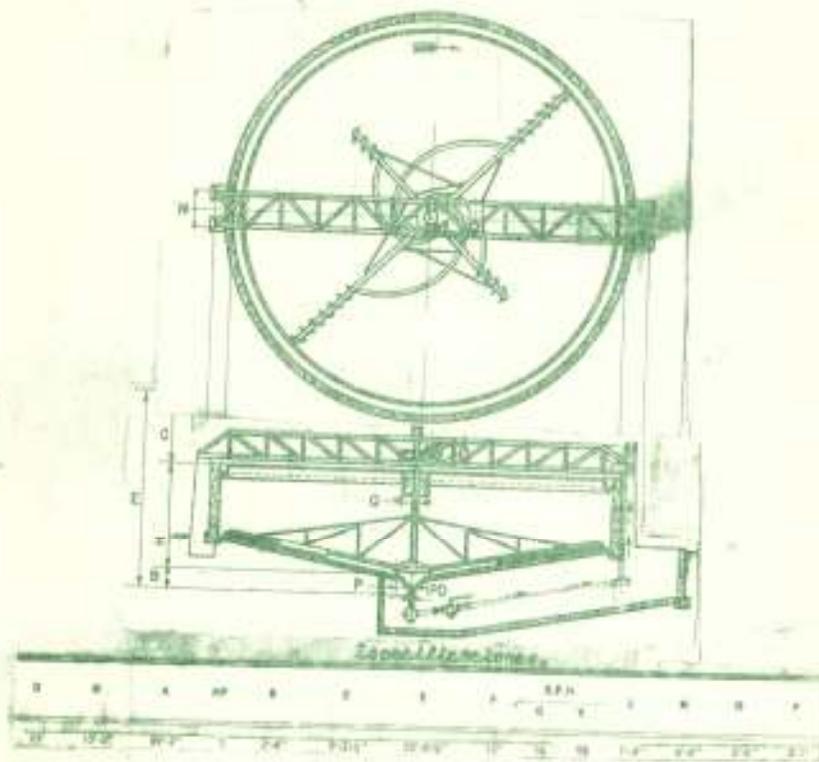
$$250 \text{ tons/24 horas} \times \text{pie.}$$

Espesamiento previo a la lixiviación.

Cuando la molienda es húmeda, es conveniente un paso de espesamiento antes de la lixiviación con el fin de concentrar la pulpa, ya que en ocasiones la dilución es mayor que la indicada.

Un espesador de 18 pies por 3.5 pies, por recomendaciones de catálogo (1) satisface el espesamiento previo a la lixiviación, para capacidades de 200 toneladas en 24 horas con dilución de 1 : 1 (peso a peso o concentración de sólidos de 50%) Fig. 7.

Espesador.
(Fig. 7)



3.- Lixiviación.

De acuerdo con las características de nuestro mineral la lixiviación se tratará con ácido sulfúrico en presencia de un oxidante que es el método comunmente empleado además de tener ventajas como se explicó en el capítulo anterior.

La cinética del proceso depende fundamentalmente del tipo y estado de oxidación del mineral de uranio, la forma de asociación del compuesto de uranio con los minerales de la carga, el tipo y concentración del ácido, la temperatura de lixiviación y el tamaño de las partículas.

En general se logra la misma extracción siguiendo un proceso lento en condiciones suaves de lixiviación que con un proceso rápido en condiciones drásticas.

El fierro es indispensable para la lixiviación porque actúa como transportador. Conviene que la concentración de Fe^{3+} en el líquido de lixiviación esté comprendida entre 0.5 y 2.0 g/l; con dicha concentración se puede alcanzar la relación 1 : 1 y un potencial de - 420 Mv. Normalmente no es necesario agregar sales férricas en la lixiviación, ya que pasa en solución hierro procedente de los minerales y de la molienda.

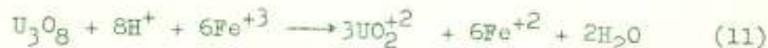
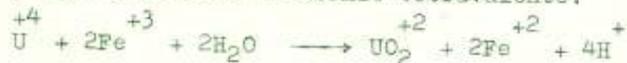
Para evitar parte del consumo del oxidante conviene retardar la adición de ácido. El fierro deberá existir en la pulpa en una relación de Fe^{+3}/Fe^{+2} 1 para-

ro el hierro metálico ferroso y este por medio del clorato de sodio pasa a férrico.

Es más económico y recomendable atacar primero - los sulfuros y el hierro metálico con ácido y después agreg ar el oxidante (NaClO_3) que oxidará el ferroso hasta férrico teniéndose las reacciones siguientes:



y las reacciones de uranio tetravalente:



Las pruebas de lixiviación a escala piloto, se hicieron con el fin de determinar las distintas variables que afectan el proceso de lixiviación, y obtener los resul tados de las mismas. Dichas variables son: Molienda, Oxi dante, ácido, tiempo y Dilución. (Estos procesos solo re sultan económicos a temperatura ambiente).

a).- Determinación de la molienda.

Condiciones de la prueba:

Carga : 300 g.

Concentración de ácido : 6.6% en peso.

Dilución : 1 a 1 en peso.

Oxidante : 1.4 kg/ton de NaClO_3 .

Temperatura: ambiente.

Tiempo : 3 Hrs.

Molienda : variable.

Cabezas : 0.25% de U_3O_8

Molienda mallas.	Residuos peso en g	% U_3O_8	Contenido U_3O_8 g	Distribución. %	Recuperación. %
- 10	294	0.010	0.029	4.0	96.0
- 28	294	0.012	0.035	4.7	95.3
- 35	294	0.010	0.029	4.0	96.0
- 48	294	0.010	0.029	4.0	96.0
- 65	294	0.015	0.044	6.0	94.0
-100	294	0.015	0.044	6.0	94.0

Conclusión.

Por una parte la recuperación no varía directamente con el incremento de molienda, sino que más bien, tiende a disminuir; posiblemente debido a que a mayor finura, parte del ácido se pierde en reacciones secundarias como lo muestra el siguiente cuadro:

Molienda	pH		Potencia de Oxidación.	
	Inicial	Final	Inicial (mV)	Final (mV)
- 10	0.5	0.7	- 20	- 145
- 28	0.5	0.7	80	- 20
- 35	0.5	0.7	- 20	- 80
- 48	0.5	0.7	310	- 50
- 65	0.5	0.9	400	- 45
-100	0.5	0.9	430	- 40

Además a mayor finura parte del oxidante se consume en oxidación del sulfato ferroso producido en mayor escala. Una solución sería aumentar la cantidad de ácido y de oxidante, pero ni económica ni prácticamente tiene caso sostener la idea de efectuar una molienda más fina por lo cual decidimos dejar la de - 48 mallas, la cual es la mínima recomendable en procesos de agitación.

MOLIENDA ACEPTADA - 48 mallas.

b).- Determinación de oxidante.

Condiciones de la prueba.

Carga : 300 g.

Dilución : 1ea 1 en peso.

Temperatura : ambiente.

Tiempo : 3hrs.

Molienda : - 48 mallas.

Acido : 6.6% en peso.

Oxidante : variable.

Cabezas : 0.25% de U_3O_8

Oxidante	Concentración.	Residuos peso en g	% U_3O_8	Contenido. U_3O_8 en g	Distribución %	Recuperación %
KNO_3	0.42 Kg/ton.	292	0.052	0.146	19.5	80.5
$KMnO_4$	0.42 Kg/ton.	292	0.024	0.070	9.3	90.7
MnO_2	0.42 Kg/ton.	292	0.066	0.193	25.7	74.3
Aire	1.73 m ³ /ton.	292	0.056	0.163	21.7	78.3
$NaClO_3$	0.42 Kg/ton.	292	0.010	0.029	3.8	96.2

Por los resultados obtenidos en las pruebas se decidió usar el clorato de sodio como oxidante.

Determinación de la cantidad de clorato.

Condiciones de operación.

Carga : 300 g.

Dilución: 1 a 1 en peso.

Temperatura : ambiente.

Tiempo : 3 Hrs.

Molienda : - 48 mallas.

Acido : 6.6% en peso.

Oxidante: variable.

Cabezas : 0.25% de U_3O_8

Residuos peso g	Concentración Clorato Kg/ton.	% U_3O_8	Contenido U_3O_8	Recuperación %
292	2.5	0.015	0.044	94.1
292	2.0	0.015	0.044	94.1
292	1.4	0.015	0.044	94.1
292	1.0	0.030	0.088	88.3

... aunque se podría estrictamente experimentar entre los límites de 1.0 Kg/ton. y 1.4 Kg/ton. se pensó en la -- conveniencia de dejar un margen de seguridad utilizando -- 1.4 Kg. de clorato por tonelada de mineral.

c).- Determinación de concentración de ácido sulfúrico.

Carga : 300 g.

Dilución : 1 a 1 en peso.

Oxidante : 1.4 Kg. NaClO_3 /Ton.

Temperatura : ambiente.

Tiempo : 3 hrs.

Molienda : - 48 mallas.

Concentración de ácido: variable.

Cabezas : 0.025% de U_3O_8

Prueba	Concen. Acido, %	pH Final	Residuos peso en g	% U_3O_8	Contenido en g de U_3O_8	Recuperación, %
1	2	1.1	292	0.023	0.067	91.1
2	4	1.05	292	0.017	0.046	93.9
3	6	0.5	292	0.018	0.051	93.2
4	8	0.3	292	0.015	0.044	94.1
5	10	0.1	292	0.010	0.029	96.1

El valor de 6% de ácido es conveniente porque -- además de dar una buena recuperación, acondiciona la acidez de la pulpa (pH 0.5) que después del primer lavado sube a 1.0 para lograr un mejor espesamiento, ya que, el Serapan (ND10 o el MCL) trabajan mejor en este pH por otros...

parte se recomienda una acidez entre 0.5 y 1.5, para obtener una extracción eficiente con la Alamine 336.

d).- Determinación del tiempo de lixiviación.

Condiciones de la prueba:

Carga : 300 g.

Dilución : 1 a 1 en peso.

Oxidante : 1.4 Kg de NaClO_3 /ton.

Acido : 6% en peso.

Molienda : - 48 mallas.

Temperatura : ambiente.

Tiempo : variable.

Cabezas : 0.25% de U_3O_8

Esta prueba se hizo tomando muestras de solución asumiendo las siguientes condiciones.

1o.- Que en una recuperación del 100% el U_3O_8 quedaría en solución. El contenido de U_3O_8 de 300 g. es de 0.750g.

2o.- Que lixiviando con una dilución de 1 a 1 la concentración resultante sería 2.5 g/l.

Prueba tiempo	U_3O_8 g/l sol.	contenido en g.	Recuperación. %
5 min.	1.92	0.576	76.6
10 min.	2.20	0.660	88.0
15 min.	2.35	0.705	94.0
30 min.	2.40	0.720	96.0
1 hora.	2.40	0.720	96.0

De acuerdo con los datos obtenidos, un tiempo de agitación de 1/2 h. sería suficiente, pero tomando en cuenta que en una operación continua: La agitación no es tan eficiente y existe la posibilidad de que una parte de la pulpa no alcance la lixiviación, se decidió darle un margen de seguridad del 300%, tomando como: Tiempo de lixiviación 2 h.

e).- Dilución.

En todas las pruebas se utilizó una dilución de 1 a 1, resultando satisfactoria.

Esta dilución es la mínima recomendable para lixiviación por agitación, pues pulpas más concentradas presentan dificultades mecánicas.

Por otra parte no es conveniente usar mayor dilución, puesto que no se necesita y además redundaría en un gasto mayor, aumentando el volumen de agitación, lo cual sube el costo.

Volumen de lixiviación:

Capacidad ton 24/h.	Tonelada por hora	Gasto M ³ /h.	Volumen Tanques de Agitación m ³
200	8.32	11.46	11.46

Diseño del lixivador.

Por facilidad constructiva y de instalación se seleccionarán tanques cilíndricos con un diámetro igual a la altura de donde:

$$V = \frac{d^2 h}{4}$$

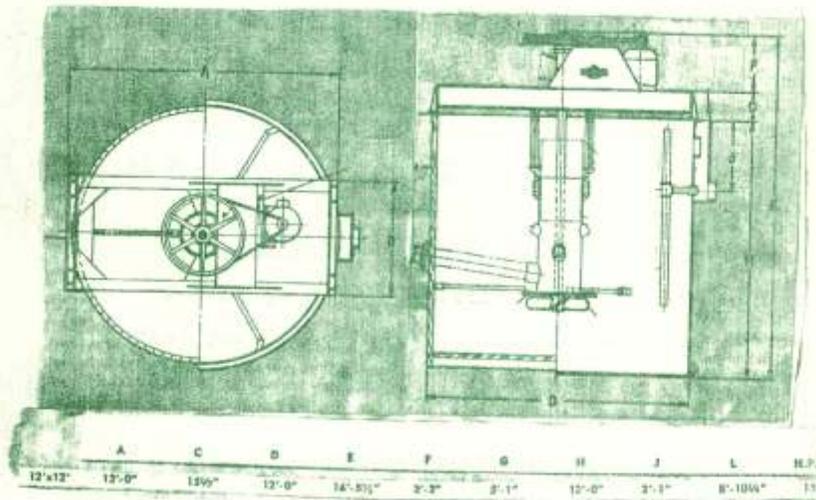
$$\text{si } h = d ; \quad V = \frac{d^3}{4}$$

$$d = \sqrt[3]{4 (11.46)} = \sqrt[3]{45.84} = 3.57 \text{ m}$$

Por lo que: Tanques lixivadores de 2.45 m de diámetro (8 pies) por 2.45 m de alto (8 pies) satisface la capacidad de lixiviación. (Fig. 8)

Tanque lixivador.

(Fig. 8).



4.- Espesamiento. (Lavado a contracorriente por decantación).

Espesamiento es el asentamiento por gravedad de las partículas sólidas suspendidas en el líquido, se trata de separar la solución fértil que contiene el uranio de los sólidos estériles. No es posible separar totalmente la solución cargada o fértil en una sola operación sencilla, debido a que los sólidos quedan humedecidos con parte de dicha solución reteniendo soluto (uranio) lo cual constituye una pérdida de valores en caso de que dichos sólidos húmedos sean eliminados.

El problema anterior obliga a efectuar un lavado con agua o solución de baja concentración en un paso a una serie de pasos y a una relación de dilución conveniente, que dependerá de los siguientes factores:

- a).- Contenido, recuperación y concentración de solución que se desee obtener. (C_1).
- b).- Contenido y concentración que se desee eliminar. (C_N).
- c).- Tonelaje de sólidos por lavar.
- d).- Sistema de separación de sólidos y líquidos seleccionando: Filtración, Centrifugación o Decantación.
- e).- Características del mineral (o sólidos) tratado como: resistencia de la torta, solubilidad de algún componente, recuperación de reactivos, velocidad de -

f).- Área de espesamiento. Para calcular el área de espesamiento, que es la sección transversal del espesador, se usa el método de Coe y Clevenger basado en la aplicación de la siguiente ecuación con los datos de las pruebas:

$$A = \frac{1.333 (F-D)}{R}$$

Donde:

A = Área de espesamiento en pies cuadrados/ton
24 h.

F = Dilución de la alimentación.

D = Dilución de la descarga.

R = Velocidad de asentamiento.

1.333 : Constante que resulta de dividir el valor de 2000 lbs. de una tonelada corta, entre el peso específico del agua 62.5-lbs/pie³ y entre 24 h.

g).- Separación sólido (floculante).

Se utilizará el sistema de decantación por ser más económico a esta capacidad ya que reúne las siguientes cualidades:

1. Alta capacidad.
2. Mínimo mantenimiento.
3. Mínima supervisión.
4. Continuidad de operación.

Se procedió a determinar el área mínima de espesamiento siendo necesario utilizar floculante para lograr alcanzar la dilución de descarga prevista (2 a 1) así co-

no reducir el área por defectos del asentamiento natural.

Se estudiaron los siguientes floculantes comerciales:

Separan MGL

Separan NP-10

Aerofloc 550

Superfloc 20

Superfloc 16

Se efectuaron pruebas con estos floculantes y los resultados fueron los de las tablas siguientes.

Reactivo	Dilución alimentación.	Descarga	Velocidad R ft/h	Área Unitaria ft ² /ton métrica -24 h.
Sin Reactivos	3 a 1	2.82 a 1	0.203	34.2
" "	2.5 a 1			no se determinó
" "	2.0 a 1			no se determinó
MGL 5 p.p.m	3 a 1	1.52 a 1	3.12	0.631
" 5 "	2.5 a 1	1.43 a 1	2.26	0.630
" 5 "	2.0 a 1	1.28 a 1	1.49	0.640
" 15 "	3 a 1	1.09 a 1	3.98	0.644
" 15 "	2.5 a 1	1.05 a 1	3.00	0.643
" 15 "	2.0 a 1	0.95 a 1	2.16	0.647
" 25 "	3. a 1	0.955 a 1	4.25	0.63
" 25 "	2.5 a 1	0.955 a 1	3.28	0.61
" 25 "	2.0 a 1	0.860 a 1	2.36	0.64
NP10 5 "	3 a 1	1.62 a 1	3.0	0.615
" 5 "	2.5 a 1	1.39 a 1	2.28	0.650

NP10	5	"	2.0 a 1	1.26 a 1	1.48	0.660
"	15	"	3 a 1	1.25 a 1	3.66	0.635
"	15	"	2.5 a 1	1.16 a 1	2.77	0.645
NP10	15	p.p.m	2.0 a 1	1.06 a 1	2.01	0.625
"	25	"	3. a 1	1.11 a 1	3.94	0.640
"	25	"	2.5 a 1	1.11 a 1	2.87	0.610
"	25	"	2.0 a 1	1.03 a 1	2.18	0.595
Aerofloc						
550	5	p.p.m	3 a 1	1.6 a 1	2.00	0.93
"	5	"	2.5 a 1	1.2 a 1	1.98	0.80
"	5	"	2.0 a 1	1.1 a 1	1.8	0.78
"	15	"	3 a 1	1.8 a 1	1.6	0.99
"	15	"	2.5 a 1	1.6 a 1	1.4	0.85
"	15	"	2.0 a 1	1.2 a 1	1.5	0.70
"	25	"	3 a 1	2.2 a 1	1.4	0.76
"	25	"	2.5 a 1	1.5 a 1	1.38	0.96
"	25	"	2.0 a 1	1.4 a 1	1.35	0.88
Superfloc						
20	5	p.p.m	3 a 1	1.90 a 1	1.8	0.81
"	5	"	2.5 a 1	1.70 a 1	1.45	0.73
"	5	"	2.0 a 1	1.10 a 1	1.36	0.88
"	15	"	3 a 1	1.90 a 1	1.95	0.75
"	15	"	2.5 a 1	1.70 a 1	1.48	0.72
"	15	"	2.0 a 1	1.20 a 1	1.4	0.76
"	25	"	3 a 1	1.2 a 1	3.5	0.68
"	25	"	2.5 a 1	1.10 a 1	2.5	0.74
"	25	"	2.0 a 1	1.10 a 1	2.53	0.73

Superfloc					
16	5 p.p.m	3 a 1	2.0 a 1	1.9	0.70
"	5 "	2.5 a 1	1.3 a 1	1.85	0.93
"	5 "	2.0 a 1	1.1 a 1	1.35	0.88
Superfloc					
15	15 p.p.m	3 a 1	1.6 a 1	1.90	0.98
"	15 "	2.5 a 1	1.20 a 1	1.65	0.96
"	15 "	2.0 a 1	1.10 a 1	1.58	0.75
"	25 "	3 a 1	1.2 a 1	2.30	0.69
"	25 "	2.5 a 1	1.3 a 1	2.00	0.86
"	25 "	2.0 a 1	1.2 a 1	2.2	0.67

De las pruebas de asentamiento realizadas con ayuda de diversos floculantes podemos tabular los resultados obtenidos durante los primeros 10 minutos, a fin de comparar su efecto.

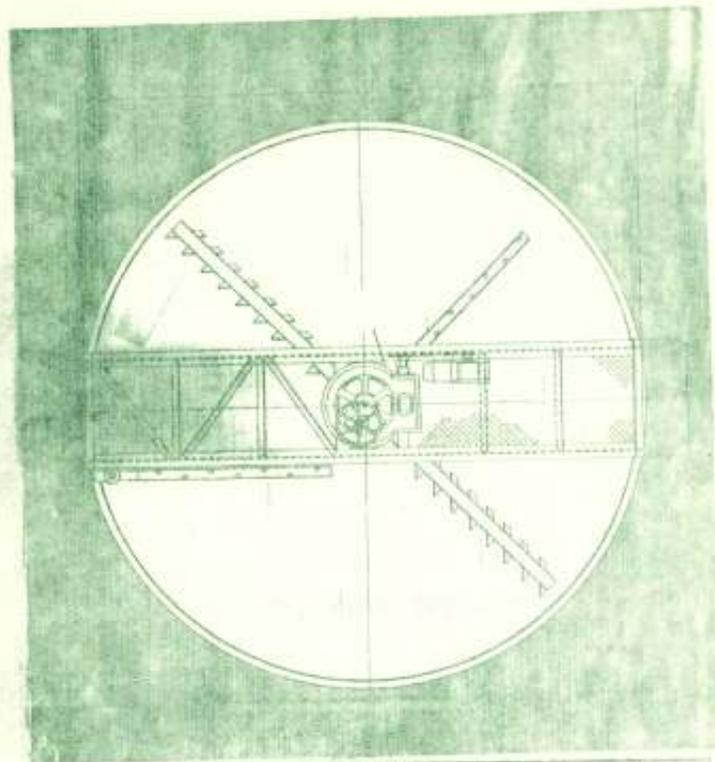
Reactivos	Dilución Alimentación.	Descarga	Velocidad R ft/h	Area Unitaria ft/tón métrica - 24h.
Sin Reactivo	3 a 1	2.82 a 1	0.203	34.2
Separan MGL	3 a 1	0.955 a 1	4.25	0.63
Separan NP-10	3 a 1	1.05 a 1	4.08	0.64
Aerofloc 550	3 a 1	2.2 a 1	1.4	0.76
Superfloc 20	3 a 1	1.2 a 1	3.5	0.68
Superfloc 16	3 a 1	1.3 a 1	4.0	0.75

Conclusiones. Se sigue de la práctica que para un espesamiento económico, la pulpa tratada debe alcan

nutos. Consultando el cuadro elaborado experimentalmente tenemos que para las concentraciones de floculantes: Separan NP-10 a 25 ppm. y para el Separan MGL 25 ppm. se obtiene la dilución deseada (1 a 1) para un área de 0.64 y 0.63 pies cuadrados toneladas 24 horas respectivamente, -- por lo que se pueden seleccionar cualquiera de los dos -- dando mejores resultados en cuanto al área el Separan MGL. El pH usado en las pruebas fué el mismo con que se espera que trabaje industrialmente después de la dilución por el lavado a contracorriente, igual a 1.2.

Como la capacidad de lixiviación es de 11.46 m³, para el espesamiento como se trabaja con dilución de alimentación de 3 a 1 tendremos un volumen de 34.38 m³, y por recomendaciones de catálogos y fabricantes (1) satisface la necesidad de espesamiento una serie de tres espesadores a contracorriente como el de la figura siguiente:

Espesador (Fig. 9)



	A	C	D	E	F	G	H	
	10'-10"	10'-05"	10"	10'-5"	11'-8 1/4"	10 1/2"	2'-3 1/2"	10'-0"

2.- Extracción por solventes.

La extracción por solventes es un fenómeno de transferencia de masa entre dos fases que pueden ser sólido-líquido (lixiviación) o líquido-líquido.

Tanto en uno como en otro caso el fenómeno -- puede ser simplemente debido a reacciones físicas o fisi-coquímicas como una simple solubilidad del componente -- transferido, o una reacción química en la cual se forman nuevos compuestos. (2)

La extracción de un soluto disuelto en un líquido, por la acción disolvente más enérgica o por la -- reacción con otro líquido no miscible con el primero pue-de tener por objeto concentrar dicho soluto o separarlo de impurezas de otras sustancias o ambas.

En el caso de la recuperación del uranio a -- partir de sus disoluciones acuosas de baja concentración (tales como los productos de disolución de minerales de-baja ley), así como su purificación, se ha utilizado es-te proceso con éxito. (10)

El proceso consiste normalmente de dos opera-ciones básicas: extracción y reextracción.

En la primera el uranio se transfiere de una-fase ácida acuosa producto de la lixiviación mineral, a-un extractante orgánico que puede ser por ejemplo el áci-do di-alquil-fosfórico, la tri-isectil-amina, el tribu--til-fosfato o aminas secundarias y terciarias, entre las

Isodecanol = 2%

Tiempo de contacto = 2 minutos.

Condiciones para la reextracción.

Extractante: solución 1.5 N de NaCl.

Tiempo de contacto = 2 minutos.

La experiencia puede repetirse sobre las mismas bases para afinar los datos de un problema en particular que se presente en la operación industrial.

La literatura recomienda para una planta de esta capacidad de 200 tons. en 24 hrs. 5 celdas de extracción por 2 de reextracción (De acuerdo con estudios realizados por la Petrotomix Company y la Uranium Mills).
(1,2,10)

6.- Precipitación.

La precipitación se llevará a cabo en una sola etapa con amoníaco (NH_3) gaseoso, debido a que el amoníaco recupera el uranio de las soluciones de reextracción, se realiza la precipitación por medio de burbujeo en tanques con agitación (2) ha sido el agente más utilizado para precipitación de minerales de uranio porque el precipitado obtenido forma cristales grandes que sedimentan, filtran y se lavan bien.

CAPITULO IV

CONSIDERACIONES ECONOMICAS.

1.- Capital fijo.

- a).- Adquisición de 50,000 m²
de terreno a razón de \$2,000.00
la hectárea..... \$ 10,000.00
- b).- Edificaciones 1,500 m² a razón
de \$400.00 m²..... \$600,000.00
- c).- Ingeniería y construcción..... \$700,000.00
- d).- Tubería, drenaje, bandas y au-
xiliares..... \$150,000.00
- e).- Subestación de energía eléctri-
ca.*..... \$200,000.00
- f).- Maquinaria y Equipo L.A.B. (1).

Tolva de Recepción.	\$ 90,500.00
Quebradora de quijada	86,287.50
Criba vibratoria.	32,712.50
Quebradora gravicón.	152,800.00
Tolva de finos.	140,000.00
Molino de bolas.	85,000.00
Clasificador.	30,200.00
Espesador.	60,000.00
Tanques lixivadores.	370,000.00
Tanque para ácido.	10,000.00
Tanque para oxidante.	5,000.00
Tanques espesadores.	1,950,000.00
Celdas ext. x solven- tes.	250,000.00
Costo primera inver- sión para cargar cel- das.	27,904.00
Costo de solución sa- lina	380.00
Motores.	250,000.00
Bombas.	320,000.00
Maquinaria pesada.	800,000.00
Auxiliares.	250,000.00

4,910,784.00

- g).- Equipo de oficina. 60,000.00

b).- COSTOS DE PRODUCCION.

1.- Costos directos.	Costo por tonelada de mineral tratado.	Costo total sobre 200 toneladas de mineral tratado.
Materia prima.	\$24.00	\$ 4,800.00
Mano de obra trabajando 24 hombres a razón de \$50.00 hombre turno.	\$ 6.00	\$ 1,200.00
Energía eléctrica. Consumo 6,000 kilowats promedio \$0.16 por unidad.	\$ 4.80	\$ 960.00
Agua: consumo en molienda relación 1 a 1 200,000 lts. en lavado ---- 50,000 lts. a razón de \$0.75 cada mil lts.	\$ 0.94	\$ 188.00
Reactivo: Acido sulfúrico a razón de \$1.40 lt. consumo de 20 lts. -- por tonelada. (10)	\$28.00	\$ 5,600.00
Oxidante: Clorato de sodio a \$1.60/kg consumo de 14 kilos por tonelada	\$ 2.24	\$ 448.00
Floculante: Separan MGL a \$27.50/kg consumo de 0.02 kilos por tonelada.	\$ 0.55	\$ 110.00
Solventes: con pérdida de 0.5% por día Costo de operación 27,904 x 0.005 \$139.52 por día alamine, isodecanol y keroseno.	\$ 0.70	\$ 139.52
Clorato de sodio con recuperación del 50% costo de solución \$190.00 por día.	\$ 0.95	\$ 190.00
Gastos varios.	\$ 1.00	\$ 200.00
Total costos directos.	\$69.18	\$ 13,835.52

2.- Costos indirectos.	Costo por tonelada- de mineral tratado.	Costo total - sobre 200 toneladas de mineral tratado.
a).- Mantenimiento y servicio. 4% costo de equipo anual.	\$2.50	\$ 500.00
b).- Equipo de seguridad.	\$1.00	\$ 200.00
c).- Supervisión y suplente \$3,000.00 cada uno mensual.	\$1.00	\$ 200.00
d).- Laboratorio.	\$1.00	\$ 200.00
e).- Depreciación:		
10% anual de maquinaria.	\$3.34	\$ 668.00
20% anual de equipo móvil.	\$5.75	\$1,150.00
5% anual de edificios.	\$0.48	\$ 96.00
f).- Amortización.		
5% edificaciones y terreno.	\$0.50	\$ 100.00
g).- Seguros 1% de inversión fija.	\$0.70	\$ 140.00
h).- Intereses.	\$1.00	\$ 200.00
Total costos indirectos.	\$17.27	\$3,454.00

3.- Gastos generales.

a).- Administración.	
Gerente anual.	96,000.00
Superintendente de la planta anual.	96,000.00
Superintendente de la mina anual.	72,000.00
Químico anual.	72,000.00
Ingeniero de mines anual.	72,000.00
Geólogo anual.	72,000.00
Aytes (Radiología) anual.	72,000.00
Secretarias anual.	48,000.00
Total.	\$600,000.00

a).- Un mes de materia prima..... \$ 124,800.00

b).- Un mes del costo de operación.

Costo de producción - Materia prima.

Costo de producción = Costos direc--
tos + costos indirectos + gastos ge-
nerales = \$359,723.52 + 89,804.00 +
49,920.00

Costo de producción = \$499,447.52

Un mes del costo de operación
\$499,447.52 - 124,800.00..... \$ 374,647.52

c).- Un mes del costo de producción como in-
ventario de producto determinado. \$ 499,447.52

Total:..... \$ 998,895.04

Capital de trabajo + Capital fijo = Inversión total.
\$998,895.04 + 7,293,862.40 = \$8,292,757.44

Mineral tratado.-

200 toneladas por día.

5,200 toneladas por mes, considerando que se laboran
26 días.

62,400 toneladas por año.

De acuerdo con la ley del mineral (0.05%) y de acuer-
do con el proceso del diuranato de amonio como U_3O_8 produ-
cido será:

96.5 kg de U_3O_8 por día.

2,509 kgs de U_3O_8 por mes.

30,108 kgs por año.

En el mercado mundial comparativamente el diurana-
to de amonio como U_3O_8 tiene un precio de \$225.00 el kg.(2)

c).- UTILIDAD BRUTA ANUAL.

Utilidad bruta = Ventas - Costo de producción.

$$\$6,774,300.00 - 5,993,370.24 = \$780,930.24$$

Utilidad bruta anual..... \$780,930.24

- UTILIDAD NETA ANUAL.

Utilidad neta = Utilidad bruta - (impuestos, seguros -
4% de utilidad bruta)
(Reparto de utilidades
12% de utilidad bruta)

$$\$780,930.24 - 31,237.20 - 93,711.63 = \$655,981.41$$

Utilidad neta anual..... \$655,981.41

INVERSION TOTAL.

Inversión total = Capital fijo + Capital de Trabajo.

$$\$7,293,862.40 + 998,895.04 = \$8,292,757.44$$

Inversión total.....\$8,292,757.44

1).- RENTABILIDAD.

$$\text{Rentabilidad} = \frac{\text{Utilidad neta} = 655,981.41}{\text{Inversión total} 8,292,757.44} = 7.9\%$$

e).- TIEMPO TEORICO DE RECUPERACION DEL CAPITAL.

$$\text{T.T.R.C.} = \frac{1}{\text{Rentabilidad.}} = \frac{1}{.079} = 12.7 = 12 \text{ años } 8 \text{ ms. } \text{ses.}$$

CAPITULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

Para este mineral se recomiendan las siguientes condiciones del proceso por ser la más adecuada.

Seguir un proceso ácido (por su matriz) tratándose con ácido sulfúrico al 6% en peso con relación al mineral. Usando como oxidante clorato de sodio en la proporción de 1.4 kilogramos por tonelada de mineral tratado, tiempo de lixiviación de 2 horas y dilución de 1 a 1.

Es recomendable trabajar la trituración a esta capacidad un solo turno, pues es indispensable el servicio de mantenimiento para este equipo. Trabajándose un solo turno se dispondría del tiempo necesario para su mantenimiento.

Se recomienda un paso de espesamiento antes de la lixiviación por tratarse de molienda húmeda con clasificador para regular la dilución.

En el espesamiento usar de preferencia floculante para aumentar la velocidad de asentamiento. El floculante que dió mejores resultados con respecto a los otros en las pruebas realizadas a escala de laboratorio fué el floculante Separan MG1 que se recomienda usar 100 gramos por tonelada de mineral.

Se recomienda lavar la pulpa proveniente de la lixiviación con el objeto de no perder el uranio que se

encuentra disuelto en el licor. Es recomendable que este lavado se efectúe en asentadores conectados a contracorriente con respecto al flujo.

Se concluye que de acuerdo con la ley del mineral de 0.050% de U_3O_8 y considerando que todos los minerales de uranio son de baja ley, es viable instalar una planta de beneficio en el mineral de Los Amoles, aunque posiblemente aumentando la capacidad de la planta -- fuera más costeable pues de acuerdo con las consideraciones económicas el tiempo teórico de recuperación del capital es a grande plazo.

Como este producto no es comercial de acuerdo con la Ley que declara: "Reservas mineras Nacionales-- los yacimientos de Uranio, Torio y las demás substancias de las cuales se obtengan isótopos endibles que puedan producir energía nuclear*". La Comisión Nacional de -- Energía Nuclear órgano Gubernamental encargado de la protección y aplicación para usos pacíficos de la energía atómica en México, se haría cargo de la posible instalación de una planta para beneficio de minerales de uranio localizada en Los Amoles, Sonora.

*Publicada en el Diario Oficial el día 26 de Enero de 1950.

BIBLIOGRAPHY.

- 1.- Denver: Quebradoras de quijada (Boletín No. C 12-B20), cribas vibratorias (Boletín No. S3 - B16), -- quebradoras graviconas (Boletín No. T1 - C3), - molinos de bolas (Boletín No. B2-B34R), espesadores (Boletín No. T2-B5), lixiviadores (Boletín No. A2-B15) asentadores (Boletín No. 15-3), extracción por solventes (Volumen 26 No.3)
- 2.- E.T. Pinkney, W. Lurie and P.C.N. Van Zyl. "Chemical-processing of Uranium Ores "No. 23/24 International Atomic Agency, Vienna 1962.
- 3.- Estrada, J. "Equilibrio de cambio y Ion", sistemas resina zerolitt FF solución Acido sulfúrico de uranio. Comunicación presentada en el 32 Congreso Internacional de Química Industrial, Barcelona, Octubre, 1960.
- 4.- Frank A. Seeton. "The petrotomics Uranium Mill" Deco-Trefoil. Volumen 25 No. 3 Sept., Oct., 1962.
- 5.- Frank A. Seeton. "Susquehanna-Western, Inc. "Deco-Trefoil Volumen 26 No. 3 May., Jun., Jul., 1961.
- 6.- F. Antunes Echagaray Ing. "Manual para la exploración del Uranio". Comisión Nacional de Energía Nuclear México, D.F. 1950.
- 7.- Gasca Neri Rogelio. Cálculo para un diseño de repulpadores I.P.N. México, D.F., 1964 (Tesis Profesional).
- 8.- John H. Perry. "Slurry Plant Uses vibrating Screen for dewatering" Cole Age páginas 95, 96, Marzo 1945.

- 9.- Katz J.J. y Rabinowitch W. Eds. "The chemistry of - Uranium New York McGraw-Hill Book Co. Inc. 1964.
- 10.- L.G. Jodra y J.M. Josa. "Tratamiento de Minerales de Uranio" Organismo Internacional de Energía Atómica. Vienna 1962.
- 11.- López B. Uriarte A. y Jodra L. G. "Química e Industrias" Organismo Internacional de Energía Atómica, 1958
- 12.- Naciones Unidas. "Actas de la segunda conferencia Internacional de las Naciones Unidas sobre la utilización de la Energía atómica con fines pacíficos" Ginebra volumen 2 página 623. 1958.
- 13.- Phillip Rabone. "Prácticas de flotación" Comisión de Fomento Minero, México, D.F. Boletín 2 1956.
- 14.- Sardiña, M.T., F. Cellini, R. y Batuecas T. "Extracción del Uranio" Comunicación presentada al 32 Congreso Internacional de Química Industrial, Barcelona, Oct., 1960.
- 15.- Sánchez L. Manuel. Estudios para una planta de minerales uraníferos en el Estado de Sonora, México, D.F. 1969. (Tesis Profesional).
- 16.- Stout S. Koehler. "Sugestiones para la operación de minas pequeñas" Comisión de Fomento Minero Boletín - No. 4 1957.
- 17.- Wayne. C. Hazen, Hazen Reserch Inc. "Solvent Extraction Techniques" Deco-Trefoil Volumen 27 No. 4 Sept., Oct., 1963.