

58



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA

**“INVESTIGACION QUIMICA DE LOS MINERALES EN
LA SIERRA DE HUITZILAC”**

ALBERTO ● CARDENAS ALVAREZ

INGENIERO QUIMICO

1975



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



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.

CLAS. Tesis
ADQ. 1975
FECHA
PROC. Mt. 58



QUINTO:

PRESIDENTE ING. SANTIAGO DE LA TORRE GALINDO

V O C A L ING. CARLOS KOBEH HEDERE


SECRETARIO ING. ALBERTO OBREGON PEREZ

1er. SUPLENTE ING. ROBERTO ANDRADE CRUZ

2o. SUPLENTE ING. CARLOS ARANGO SOLORZANO

Tema desarrollado en la sierra de huitzilac y en
los laboratorios nacionales de fomento industrial

Alberto Cardenas Alvarez
ALBERTO CARDENAS ALVAREZ


ING. SANTIAGO DE LA TORRE GALINDO

A mis Padres
Con reconocimiénto

Agradezco al personal y directivos
de los laboratorios nacionales de fo-
mento industrial, especialmente al
Ing. Hugo Zabre por la cooperación
prestada

CONTENIDO

CAPITULO I INTRODUCCION

CAPITULO II INVESTIGACION DE CAMPO

CAPITULO III PROCESO DE EXPLOTACION

CAPITULO IV DISEÑO DE LA PLANTA PILOTO

CAPITULO V CONCLUSIONES

BIBLIOGRAFIA

C A P I T U L O I

INTRODUCCION

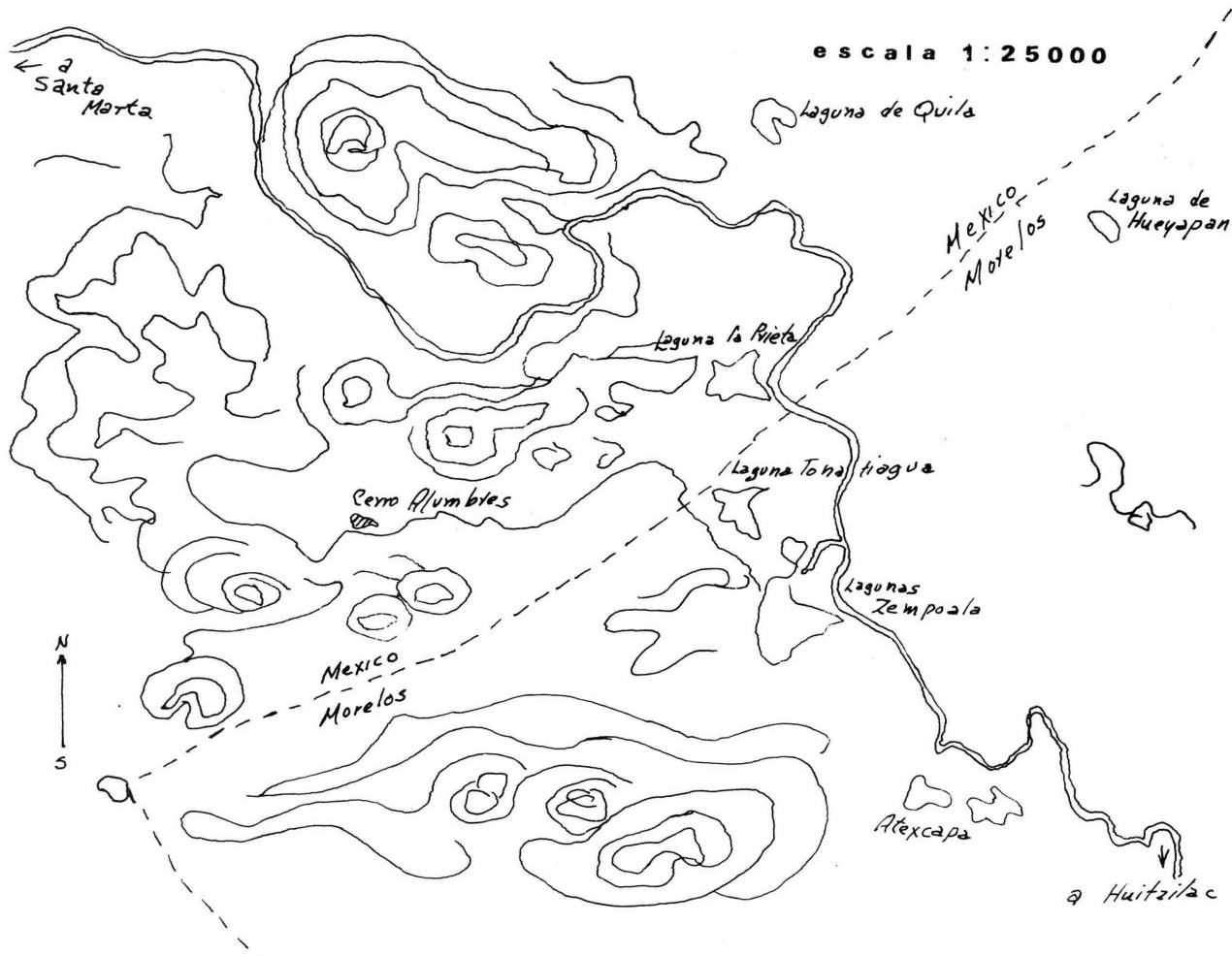
La presente tesis tiene por objeto investigar la naturaleza y cali
dad del mineral extraído del "cerro alumbres" el que forma parte de
la sierra de Huitzilac. La localización exacta de dicho cerro se pue
de tener con la ayuda del mapa adjunto. Con los resultados obtenidos
en los análisis practicados se tratará de hacer una evaluación acerca



Foto 1

de su probable explotación

Se pensó en realizar este estudio a raíz de unas pláticas soste-
nidas con los residentes del lugar, los cuales emplean ocasionalmente
el mineral molido como mordiente, por lo que se pensó que podía llegar



a tratarse de alguna de las distintas clases de alumbre existentes

Con base en esto, y debido a la importancia, gran demanda, y pocas fuentes de abastecimiento de materia prima en México, para la

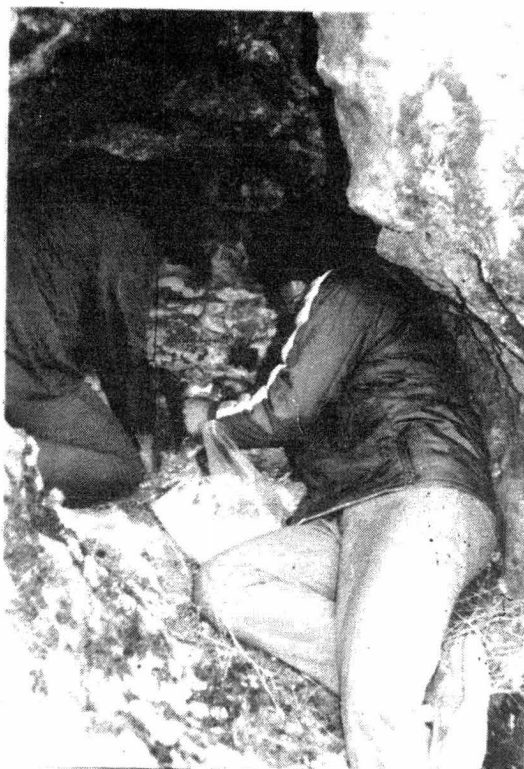


Foto 2

producción de compuestos de aluminio y congruente con la política económica gubernamental proyectada hacia la incorporación de los recursos naturales del país, fue que se pensó en hacer la evaluación del mineral, para lo cual se procedió a la exploración de la montaña citada, recolectando la máxima cantidad de muestra del mineral, procurando lograr una porción que fuese lo mas representativa posible;

como se puede ver en las fotos 1 y 2

Posteriormente esta muestra se analizó cualitativa y cuantitativamente para determinar su contenido químico, con base a estos resultados se propone en el contexto de este documento un proceso químico tentativo, destinado a establecer la primera etapa de explotación del mineral. Para optimizar las condiciones del proceso propuesto, se ha diseñado una planta piloto cuya función es la de determinar experimentalmente lo que en esta tesis se plantea como un conocimiento teórico deductivo y lograr así datos mas confiables .

En el diseño y cálculo de la planta piloto se han manejado unidades en el sistema inglés y ello se debe a que los libros de consulta y textos básicos de ingeniería aportan la información en este sistema sin embargo, para ser congruente con el sistema oficialmente aceptado en nuestro país, los resultados finales se proporcionarán en unidades del sistema métrico decimal

C A P I T U L O I I

INVESTIGACION DE CAMPO

La investigación de campo, consistió en las siguientes pruebas que se le hicieron al mineral. A una pequeña parte del mineral extraído se le extrajo la parte soluble acidulando con ácido clorhídrico, esta parte soluble se dividió en dos porciones, con objeto de investigar los principales componentes del alumbre, tales como sulfatos y aluminio. A una porción se le añadió un poco de hidróxido de amonio, con el que se formó un precipitado gelatinoso, el que se redisolvió con un exceso de reactivo, con esta prueba se comprobó la sospecha de la existencia del aluminio en el mineral. A la segunda porción de la parte soluble se le agregaron unas gotas de cloruro de bario, con el que se formó un precipitado blanco de sulfato de bario, confirmándose así la presencia de el anión sulfato. Partiendo de estas pruebas se hizo la extracción del mineral para proceder a hacer en el laboratorio los análisis cualitativo y cuantitativo como se describe a continuación.

Para la realización de los análisis cualitativo y cuantitativo del mineral se procedió a preparar las muestras de campo tomadas, la preparación se les hizo por igual a todas las muestras y consistió en: Se homogeneizó el material, moliéndose a un tamaño menor de 100 mallas con objeto de que cualquier parte del material que se tomara fuera lo suficientemente representativa de la composición de la misma.

Ya preparada la muestra se procedió a atacarla en tres formas diferentes, con objeto de poder realizar todas las pruebas en forma conveniente y poder comparar los diferentes resultados obtenidos. Para tal efecto, se dividió el material en tres porciones iguales, I, II, III. A la porción I se le hizo un ataque previo con ácido clorhídrico. A la parte II se le hizo un ataque previo con ácido sulfúrico. A la

parte III no se le hizo ataque previo con ácido mineral, procediendo a hacersele una fusión alcalina directa. A continuación se describe el procedimiento seguido:

De la porción I se pesó 1 g de muestra adicionándole 25 ml de ácido clorhídrico (1:1) calentándose la solución para lograr un ataque un poco más efectivo, la solución se filtró y el residuo se lavó con agua caliente hasta la total eliminación de cloruros, el filtrado se guardó y al precipitado se le calcinó en un crisol de platino previamente tarado, una vez calcinado, se pesó y se procedió a hacer la fusión alcalina con carbonato de sodio. El color de ésta fusión era blanquizco, con ligeros tonos verdes, este sólido se extrajo del crisol con agua caliente y se calentó hasta que se efectuó una disolución máxima. Una vez lograda ésta, se le adicionó al filtrado del primer paso para que con el cambio de pH se lograra la total eliminación de carbonatos y así lograr la total disolución del producto de la fusión. Esta solución se evaporó a sequedad a una temperatura inferior a la de ebullición, con el objeto de poder hacer la determinación de la sílice presente. Al residuo resultante de la evaporación se le trató con ácido clorhídrico de densidad 1.1 (60 ml de HCl + 50 ml de Agua), se filtró, el precipitado se lavó con ácido clorhídrico al 5 % y con agua caliente para evitar la solubilización de la sílice. Al residuo se le calcinó a 800 °C durante 1 hr y luego hasta peso constante para lograr la total eliminación del agua, se enfrió en un desecador y se pesó, a continuación se trató el residuo con ácido fluorhídrico con objeto de eliminar la sílice por formación de fluoruros volátiles (tetrafluoruro de silicio), como esta reacción no se lleva a cabo completamente, para alcanzar el equilibrio se tiene que utilizar ácido sulfúrico para lograr el des-

plazamiento hacia la derecha de la reacción, en este caso se empleó hidróxido de amonio para evitar la introducción de radicales sulfato en la solución (para lograr su posterior cuantificación), se calcinó a 800 °C y se pesó para obtener por diferencia el total de sílice eliminada. Al residuo se le bajó del crisol de platino con agua y ácido clorhídrico calientes y se aforó junto con el filtrado anterior a 500 ml para proseguir el análisis

A la porción II de la muestra se le atacó con ácido sulfúrico y se siguió el mismo procedimiento, solo que en éste caso los productos de la fusión presentaron leves tonos rojizos

A la porción III no se le hizo ataque con ácido, sino que el mineral se fundió directamente con carbonato de sodio. Para lograr una fusión completa se le puso en una relación de 8:1, una vez lograda la fusión se siguió el mismo procedimiento para la eliminación de la sílice y la disolución para realizar el análisis. En esta forma los productos de la fusión presentaron una coloración verdosa clara

Una vez disueltas y aforadas las tres porciones se realizó el análisis cualitativo basándose en la marcha general que aprovecha las propiedades precipitantes de los cationes, en la que se utiliza profusamente el ácido sulfhídrico como agente precipitante debido principalmente a la gran insolubilidad de los sulfuros y a la facilidad de separación entre los mismos mediante el control del pH

Esta marcha aprovechando las propiedades de los cationes más comunes los divide en cinco grupos para su mejor precipitación, el procedimiento que se siguió es como sigue:

Para empezar se ponen las tres soluciones a un pH básico con la a

dición de hidróxido de amonio (esto tiene por objeto tener un punto de partida para efectuar las diferentes pruebas) y a continuación se le adiciona a cada una de ellas ácido clorhídrico para ver si hay precipitación, como no hay, se les adiciona a las soluciones ácido sulfhídrico durante varios minutos produciéndose un precipitado negro, se filtra, el filtrado (A) se guarda, en tanto que el precipitado se lava con agua caliente y se disuelve con ácido nítrico (1:1) como no hay precipitado se trata la solución con hidróxido de amonio en exceso fórmandose el complejo aminado correspondiente al cobre(azul). Para comprobar se acidula la solución con ácido acético y se le adicionan unas gotas de ferrócianuro potásico presentándose un color rojizo comprobándose la presencia del cobre, que por la intensidad de la coloración se vió que era muy poco su contenido

Al filtrado (A) se le trata con cloruro de amonio y hidróxido de amonio para luego pasarle una corriente de ácido sulfhídrico para que precipiten en caso de existir, los metales Fe, Al, Cr, Co, Ni, Mn y Zn en forma de sulfuros o hidróxidos

Con el cloruro de amonio y con el hidróxido de amonio precipitan aquellos cationes cuyos hidróxidos tienen un producto de solubilidad tan pequeño que precipitan con hidróxido de amonio aún en presencia de abundante cantidad de sales amónicas, tales como, Fe, Cr y Al. Los restantes cationes no precipitan en éstas condiciones porque no se alcanza el producto de solubilidad de sus hidróxidos por la escasa concentración de los iones de hidróxido

Con ácido sulfhídrico, en presencia de los reactivos anteriores el Al y el Cr quedan en forma de hidróxidos mientras que el Fe, Ni,

Co, Mn y Zn precipitan como sulfuros

A la disolución (A) se le trata con hidróxido de amonio y cloruro de amonio, se filtra, y el filtrado (B) se guarda. A una pequeña porción del precipitado se le trata con ferrocianuro potásico y ácido clorhídrico y un precipitado azul intenso indica la presencia de hierro, a una segunda porción se le trata con tiocianato potásico y ácido clorhídrico una coloración rojo oscura confirma la presencia de hierro. El precipitado se trata con hidróxido de amonio y agua oxigenada, al filtrado se le añade una gota de rojo de congo y ácido clorhídrico diluido hasta color azul, se le añaden gotas de hidróxido de amonio concentrado hasta que aparezca el color rojo de nuevo, se calienta suavemente sin hervir, se deja reposar y el precipitado rojo claro indica la presencia de aluminio.

Al filtrado (B) se le añade una corriente de ácido sulfhídrico para precipitar los sulfuros de estos cationes y al filtrado (C) se le guarda.

Al precipitado se le trata con ácido clorhídrico diluido y al residuo que queda se le trata con agua regia, se hierve para eliminar el exceso de agua regia y se diluye con agua destilada. En un papel filtro humedecido con dimetil glicoxima, se pone una gota de solución alcalinizada y la identificación del níquel se logra por la formación de un precipitado rojo rosado tenue, lo que indica su poca presencia. El filtrado del ácido clorhídrico diluido se hierve para expulsar el ácido sulfhídrico. Se añade poco a poco ésta solución agitando, sobre otra de hidróxido de sodio y el precipitado pardo indica manganeso.

El filtrado (C) se acidula con ácido acético y se hierve para ex

pulsar el ácido sulfhídrico totalmente, se concentra la solución y se separa la solución amónica que precipita añadiéndosele una pizca de cloruro de amonio sólido, se adiciona hidróxido de amonio hasta olor persistente, se calienta y en caliente se le añade carbonato amónico gota a gota hasta precipitación completa, se deja reposar y se filtra lavándose con agua fría, el filtrado (D) se guarda y al precipitado se le trata con ácido nítrico concentrado, al residuo que queda se le disuelve totalmente con agua, se le añade hidróxido de sodio hasta reacción alcalina ligera, y luego ácido acético hasta pH ácido, se le añade cromato de potasio y se filtra el residuo que es amarillo (cromato de bario) lo que indica la presencia de bario

A la solución nítrica se le evapora casi a sequedad para eliminar el exceso de ácido nítrico, se diluye con agua y se le añade hidróxido de amonio hasta pH alcalino. Se identifica el calcio con la adición de oxalato de amonio y con calentamiento produciéndose un precipitado de oxalato de calcio blanco, por su cantidad se deduce que el calcio presente es demasiado poco

Al filtrado (D) se le añade un poco de sulfato de amonio y oxalato de amonio y se concentra por evaporación, se toma una parte y se le añade fosfato de sodio y hidróxido de amonio diluido hasta olor persistente, se agita y un precipitado blanco indica magnesio. A una parte del filtrado (D) se le psa a una cápsula de porcelana con ácido nítrico concentrado y se evapora a sequedad completa hasta que dejen de presentarse vapores de sales amónicas, al residuo se le toma con un alambre de platino humedecido con ácido clorhídrico y se investiga a la flama dando sodio y potasio

Por lo tanto, resumiendo el análisis cualitativo se tiene la presencia de:

Si, Al, Cu, Fe, Ni, Mn, Ba, Ca, Mg, Na, K y SO_4^{\equiv}

Partiendo de estos resultados se procedió a hacer el análisis cuantitativo como se describe a continuación:

Determinación de la sílice

Se realiza en la forma que ya fué explicada.

Determinación de R_2O_3

El R_2O_3 está constituido por los siguientes compuestos; óxido de aluminio, óxido de fierro, óxido de titanio, óxido de circonio, pentóxido de fósforo y óxido de hafnio y se determina de la siguiente manera: De las soluciones I, II, y III se toman alícuotas de 100 ml, se calientan a ebullición, se les adiciona rojo de metilo y se lleva al vire con hidróxido de amonio con una gota en exceso, se deja asentar y se filtra con papel del número 41 lavando con agua caliente, en el papel filtro se disuelve el precipitado con 10 ml de ácido clorhídrico caliente (1:1), lavando con agua caliente, recibiendo en el vaso original y reprecipitando (después de diluir a 200 ml) con hidróxido de amonio, se filtra sobre el mismo papel, se lava con agua caliente, se calcina hasta peso constante y se pesa obteniéndose el R_2O_3

Determinación de Fe_2O_3

A 100 ml de la muestra se le agregan 1 ml de ácido clorhídrico concentrado y se le pone a hervir para que se forme el coruro férrico; se le añaden otros tres ml de ácido clor-

hídrico concentrado (el ácido debe de ser incoloro, para evitar contaminaciones de fierro) y se hierve durante 10 min para que se forme totalmente el cloruro férrico, estando así se le añade cloruro estano-
so para que pase de férrico a ferroso y se enfría, y para eliminar el cloruro estano-
so en exceso, que podría reducir al dicromato de po-
tasio, se le añade en frío cloruro mercurico, el cual pasa a cloruro
mercurioso y queda un exceso de cloruro mercurioso. Para enmascarar el
color verde formado se le añade solución de Zimmermann - Reinhardt y
como indicador difenil amina, titulándose con dicromato de potasio,
el vire es de verde a violeta

Determinación de Aluminio

Como en este caso particular el R_2O_3 está formado exclusivamente por fierro y aluminio la cantidad de alu-
minio presente se puede determinar haciendo una simple diferencia
entre el R_2O_3 total y el fierro analizado, calculado como Fe_2O_3

Determinación de Calcio

En el filtrado de R_2O_3 se vira al lado áci
do con clorhídrico, calentándose casi a ebullición, se le añade 1 g
de oxalato de amonio disuelto en un poco de agua, se agita bien y se
añade hidróxido de amonio a olor distinguible, se digiere en calien-
te unas dos horas, se filtra en gooch, lavándose el precipitado con
agua caliente hasta la eliminación del radical oxalato, con todo y
gooch se regresa al vaso en que se precipitó el calcio, se añaden
125 ml de ácido sulfúrico al 10 % hasta disolver el oxalato de cal-
cio y se titula en caliente con permanganato de potasio

Determinación de Sulfatos

A una alícuota de 100 ml de la porción

III se le pone unas gotas de rojo de metilo y en frío se va al vire con hidróxido de amonio, ya en el vire se regresa a ácido con ácido clorhídrico (para punto de partida), se le adicionan 0.3 ml de ácido clorhídrico concentrado por cada 100 ml de solución, se calienta casi a ebullición con vidrio de reloj y se precipita en caliente con 10 ml de cloruro de bario al 10 %, se digiere en caliente una hora o dos (hasta que aclare la solución), se filtra en un filtro # 40 lavando con agua caliente hasta que el filtrado no de reacción de cloruros, se seca a 100 °C, se quema el papel, se calcina a 800 °C hasta peso constante, se enfría en desecador y se pesa

Determinación de Sodio y Potasio

Estas dos determinaciones se hicieron en un flamómetro tomándose una parte alícuota de 100 ml de la parte III

Determinación de la pérdida por calentamiento

Esta determinación se hizo tomándose 1 g de muestra y poniéndolo a calcinar en una mufla en friando en un desecador y pesando. Esta prueba se hizo en un rango de temperatura de 400 a 1000 °C aumentando la temperatura en cada ocasión en 100 °C

Los resultados obtenidos en estas determinaciones fueron los siguientes:

K_2O	0.50 %
Na_2O	3.80 %
Al_2O_3	21.00 %
H_2O	7.43 %

Fe_2O_3	2.40 %
SO_3	21.34 %
Ca	0.00 %
Mn	0.00 %
Mg	0.00 %
SiO_2	43.54 %

Con base en éstos resultados analíticos y con ayuda de un estudio de rayos X se determinó que el mineral está constituido por las siguientes especies: Alunita, Natroalunita, arcilla, cuarzo y fierro en forma de agregado mecánico. Siendo el porcentaje en que se encuentra cada una de las especies el siguiente:

Alunita	4.39 %
Natroalunita	48.32 %
Arcilla	1.59 %
Fierro	2.40 %
Cuarzo	42.80 %
Total	100.00 %

C A P I T U L O I I I

PROCESO DE EXPLOTACION

De las diversas soluciones técnicas posibles, se pensó que el procedimiento siguiente era el más viable de seguirse, y así lograr el mejor aprovechamiento del mineral.

- 1) Molienda del mineral
- 2) Tostación del mineral a 1000 °C
- 3) Lixiviación
- 4) Digestión alcalina
- 5) Filtración
- 6) Acidificación
- 7) Precipitación
- 8) Filtración
- 9) Lavado
- 10) Empaque

Molienda

Tiene por objeto el lograr el tamaño adecuado para que el mineral sea aprovechado, con la mayor eficiencia posible

Tostación

Esta parte del proceso tiene como fin tostar el mineral a una temperatura de 1000 °C, para que de ésta forma se logre la pérdida de la materia orgánica que se pueda llegar a presentar, el agua de composición y la eliminación de anhídrido sulfúrico correspondiente al sulfato de aluminio

Lixiviación

Tiene por objeto lograr la eliminación de los sulfatos de sodio y potasio liberados del mineral, ya que estos presentan solubilidad en el agua

Digestión alcalina

Este paso tiene por objeto, acabar de formar, los compuestos adecuados, para que el proceso se pueda continuar, así como lograr la formación de compuestos adecuados de los elementos contaminantes para poder lograr su eliminación

Filtración

En esta primera filtración se van a separar los lodos rojos formados, en donde va la totalidad de los elementos contaminantes, a excepción de una poca de sílice que se solubiliza, junto con el aluminato de sodio que se ha formado, el que es soluble en agua

Acidificación

Como el objeto de este proceso es la recuperación de los compuestos de aluminio, y el compuesto de aluminio que se ha formado es difícil de recuperar, se recurre a la transformación de éste aluminato a cloruro de aluminio, el cual con tratamiento adecuado puede precipitar como hidróxido de aluminio, también en este paso se va a lograr la completa eliminación de la sílice que se había solubilizado

Precipitación

En esta precipitación se va a lograr la formación del hidróxido de aluminio que ya se va a poder recuperar. Se va a lograr la precipitación por la adición de hidróxido de amonio hasta el pH adecuado

Filtración

En ésta segunda filtración se va a tener ya el precipitado de hidróxido de aluminio, lo más libre posible de substancias conta-

minantes y tiene por objeto lograr la separación de éstas de aquel.

Lavado

Tiene por objeto quitar todas las impurezas que puedan haber que dado atrapadas entre el hidróxido de aluminio y así lograr la máxima purificación posible

Empaque

Tiene por objeto lograr hacer llegar al cliente las cantidades requeridas en forma de sólido húmedo (torta)

C A P I T U L O I V

DISEÑO DE LA PLANTA PILOTO

En base al proceso anteriormente descrito se ve que el equipo necesario para efectuar este es el siguiente

Trituradora

Molino

Horno

Paila de decantación

Digestor

Filtros rotatorios con sistema de lavado

Tanques de acero inoxidable con agitación

Sistema de transporte para el mineral sólido

El diagrama de bloques mas adecuado es el siguiente

En base al proceso anteriormente descrito se ve que el equipo necesario para efectuar este es el siguiente

Trituradora

Molino

Horno

Paila de decantación

Digestor

Filtros rotatorios con sistema de lavado

Tanques de acero inoxidable con agitación

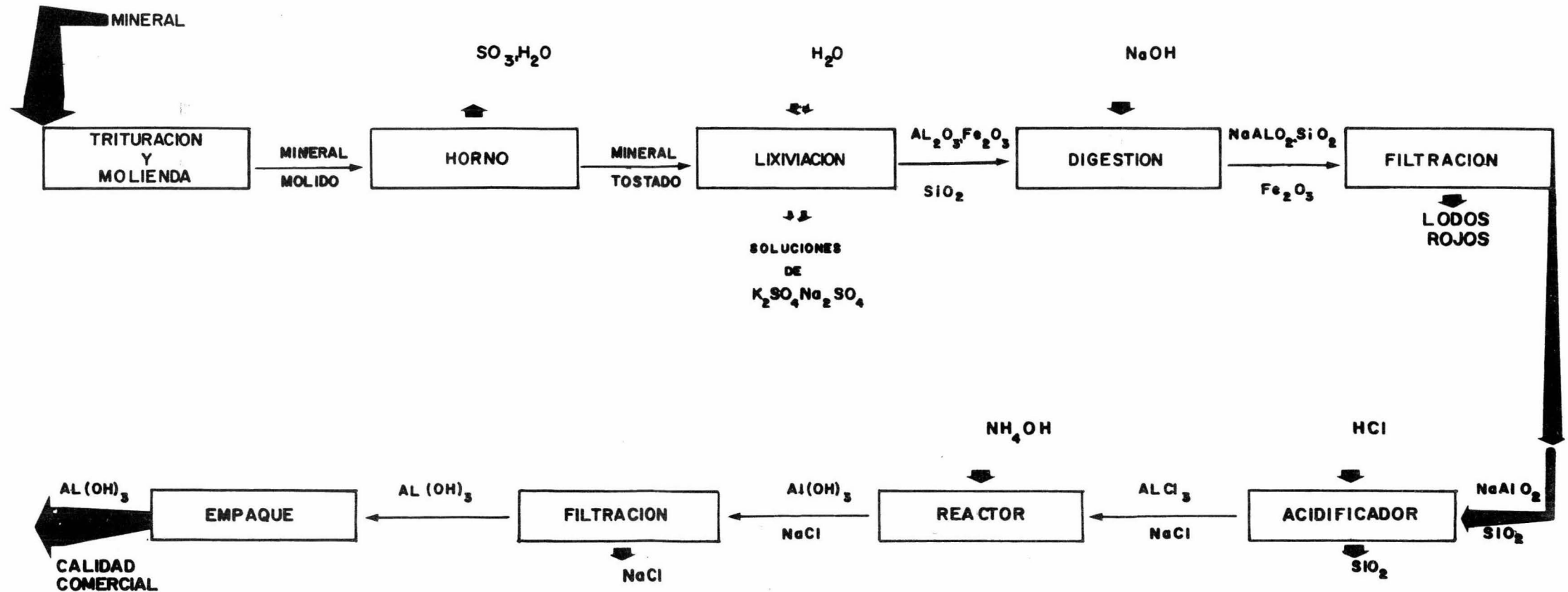
Sistema de transporte para el mineral sólido

El diagrama de bloques mas adecuado es el siguiente

DIAGRAMA DE BLOQUES

PLANTA PILOTO PARA $Al(OH)_3$

TONELADA DE MINERAL EN PROCESO



Selección del equipo para la molienda

La selección del equipo para triturar y posteriormente para moler se hace en base a las características físicas del mineral, entre las cuales destacan principalmente; consistencia, dureza, humedad, etc.

Para éste caso en particular se ha seleccionado una quebradora de quijadas y para lograr la molienda un molino de martillos

La quebradora se clasifica en general, de acuerdo a las medidas de su admisión y de acuerdo a la capacidad se selecciona una como la siguiente:

Admisión	8.25 x 11.43 cm
Capacidad	225 Kg/hr
Potencia de motor	2 HP
Velocidad	350 - 400 rpm
Dureza del mineral	4 - 5

Molino de martillos

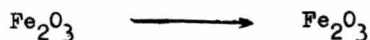
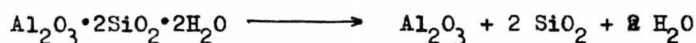
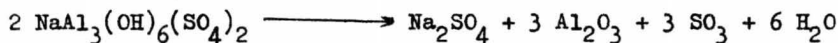
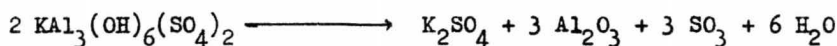
Medida del material a la entrada	0.5 cm
Medida del material a la salida	0.297 cm
Capacidad	100 - 250 Kg/hr
Potencia del motor	10 HP
Velocidad	1 200 - 10 000 rpm

Diseño y selección del horno

Se seleccionó como más apropiado el horno de tipo media mufla para llevar a cabo la tostación, de tipo intermitente y construido de material refractario, usando metano como combustible. Las dimensiones del horno y las cantidades alimentadas se basaron en las siguientes cálculos

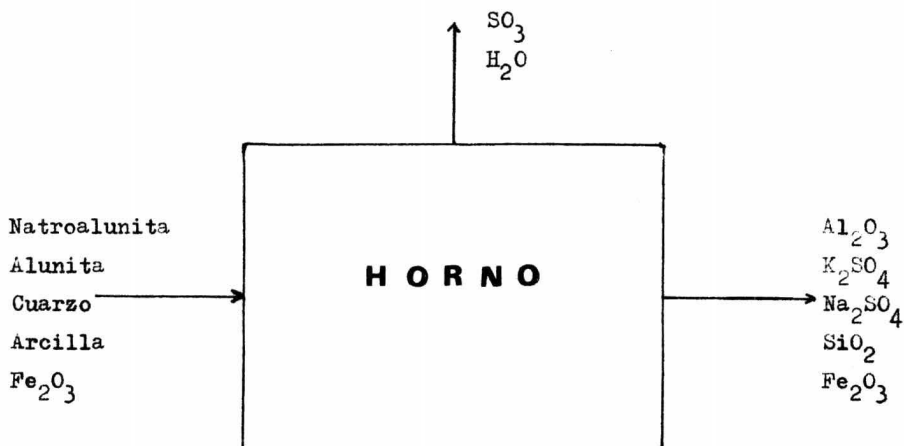
BALANCE DE MATERIAL

Se consideró que las reacciones involucradas fueron las siguientes



Con los siguientes pesos moleculares:

2 Alunita	828.44
2 Natroalunita	796.2196
Arcilla	258.17
Fe_2O_3	159.69
SiO_2	60.086
K_2SO_4	174.27
Na_2SO_4	142.04
Al_2O_3	101.96
3 SO_3	240.19
6 H_2O	108.10



Tomando como base 1 tonelada de alimentación por día

1.- Balance para el anhídrido sulfúrico

A) Producido por la alunita

$$43.9 \times \frac{240.19}{828.44} = 12.7 \text{ Kg de SO}_3$$

B) Producido por la natroalunita

$$488.20 \times \frac{240.19}{796.2196} = 147.20 \text{ Kg de SO}_3$$

Total de anhídrido sulfúrico formado y eliminado

$$12.70 + 147.20 = 159.90 \text{ Kg}$$

2.- Balance para el agua

A) Producida por la alunita

$$43.9 \times \frac{108.10}{828.44} = 5.7 \text{ Kg de agua}$$

B) Producida por la natroalunita

$$488.20 \times \frac{108.10}{796.2196} = 66.30 \text{ Kg de agua}$$

C) Producida por la arcilla

$$15.9 \times \frac{30.036}{258.17} = 2.3 \text{ Kg de agua}$$

Total de agua producida y eliminada en la tostación

$$2.30 + 66.30 + 5.70 = 74.30 \text{ Kg}$$

3.- Balance para el óxido de aluminio

A) Formado por la alunita

$$43.9 \times \frac{305.88}{828.44} = 16.20 \text{ Kg de óxido}$$

B) Formado por la natroalunita

$$488.20 \times \frac{305.88}{796.2196} = 187.6 \text{ Kg de óxido}$$

C) Formado por la arcilla

$$15.9 \times \frac{101.96}{258.17} = 6.3 \text{ Kg de óxido}$$

Total de óxido de aluminio formado en la tostación

$$16.20 + 187.50 + 6.30 = 210 \text{ Kg}$$

4.- Balance para el sulfato de sodio

A) Liberado por la natroalunita

$$488.20 \times \frac{142.04}{796.2196} = 87.10 \text{ Kg de Na}_2\text{SO}_4$$

Total de sulfato de sodio liberado en la tostación

$$87.10 \text{ Kg}$$

5.- Balance para el sulfato de potasio

A) Liberado por la alunita

$$43.90 \times \frac{174.27}{828.44} = 9.20 \text{ Kg de K}_2\text{SO}_4$$

Total de sulfato de potasio liberado en la tostación

$$9.20 \text{ Kg}$$

6.- Balance para la sílice

A) Sílice libre

428 Kg de SiO₂

B) Sílice liberada por la arcilla

$$15.9 \times \frac{120.18}{258.17} = 7.4 \text{ Kg de SiO}_2$$

Total de sílice a la salida del horno

$$428 + 7.40 = 435.40 \text{ Kg}$$

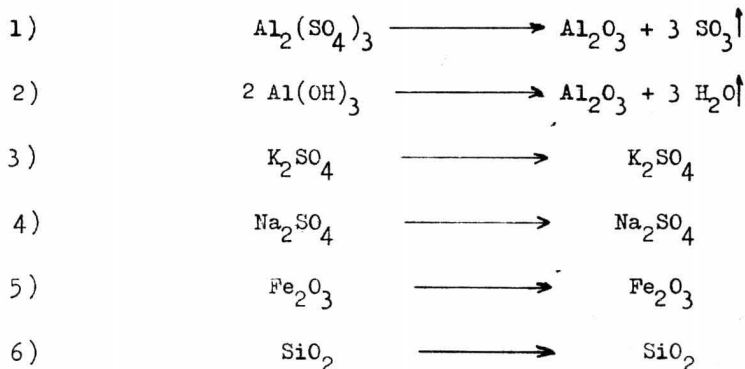
Con base en estos datos se construyó la siguiente tabla;

Compuesto	E N T R A D A		S A L I D A	
	peso	%	peso	%
Alunita	43.90	4.39	----	----
Natroalunita	488.20	44.82	----	----
Arcilla	15.90	1.59	----	----
SiO ₂	428.00	42.80	435.40	43.54
Fe ₂ O ₃	24.00	2.40	24.00	2.40
Al ₂ O ₃	----	----	210.00	21.00
SO ₃	----	----	159.90	15.99
H ₂ O	----	----	74.30	7.43
K ₂ SO ₄	----	----	9.30	0.93
Na ₂ SO ₄	----	----	87.10	8.71
Totales	1 000.00	100.00	1 000.00	100.00

BALANCE DE CALOR

Para hacer posible la realización del balance de calor se hicieron las siguientes consideraciones;

A) El anhídrido sulfúrico que se desprende es únicamente el que contiene el sulfato de aluminio, de tal manera que las reacciones que o curren son las siguientes:



B) El proceso que afecta a la arcilla es un cocimiento; considerando como cocimiento a la transformación de la arcilla hidratada en una especie de barro deshidratado, el cual posteriormente se descompone en sílice y óxido de aluminio. Disponiéndose del siguiente dato práctico

Calor para cocer 1 m³ de arcilla = 3.9 x 10⁶ BTU

con una densidad de 2.6 Kg/lt = 2 600 Kg/m³

Para obtener éstos datos se utilizó 1 m³ de arcilla, considerando espacios vacíos en un 10 % y así

$$q = 3.9 \times 1/2.6 \times 10^6/10^3 = 1.5 \times 10^3 \text{ BTU/Kg}$$

$$q = 1.5 \times 10^3 \times 0.252 = 3.78 \times 10^2 \text{ Kcal/Kg}$$

Tomando como base 1 000 Kg de mineral alimentado

Del balance de material se tiene que la arcilla alimentada va a ser 15.9 Kg. de donde;

$$n = \frac{15.90}{258.17} = 0.062$$

$$\Delta t = (1273 - 298) = 975$$

y el calor será

$$Q = n q \Delta t$$

$$Q = 0.062 \times 378 \times 975$$

$$Q = 22\ 850.10 \text{ Kcal}$$

1.- Calor necesario para la reacción 1

$$Q = \Delta H_R^{\circ} + n \Delta C_p$$

$$\Delta H_R^{\circ} = \Delta H_{fp}^{\circ} - \Delta H_{fr}^{\circ}$$

$$\Delta C_p = \sum C_{p_p} - C_{p_r}$$

Cálculo de ΔH_R°

$$\Delta H_R^{\circ} = [(-265.79) + (-188.59)] - [(-546.78)]$$

$$\Delta H_R^{\circ} = 92.40 \text{ Kcal}$$

Cálculo del ΔC_p

$$n C_p \text{ del } Al_2O_3 = 14.71 + 0.00597 T - 347\ 985 T^{-2}$$

$$n C_p \text{ del } SO_3 = 15.38 + 0.01056 T - 1.65 \times 10^{-6} T^2$$

$$n C_p \text{ del } Al_2(SO_4)_3 = 42.49$$

en donde

$$n \text{ del } \text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 = 0.666$$

$$n \text{ del } \text{Al}_2\text{O}_3 = 0.666$$

$$n \text{ del } \text{SO}_3 = 1.998$$

Cálculo del ΣC_{pp}

Sumando las expresiones de los calores específicos de los productos e integrando llegamos a;

$$\Sigma C_{pp} = 30.09 (\Delta T) + 16.56 (\Delta T^2)/2 + 347\,985/(\Delta T) + 0.0000001658/(\Delta T)$$

$$\Sigma C_{pp} = 30.09 (975) + 16.56 (1\,531\,725)/2 + 367\,985/975 + 0.0000001658/975$$

considerando despreciable el último término y efectuando las operaciones tenemos que

$$\Sigma C_{pp} = 29\,337.75 + 12682.683 + 356.90$$

$$\Sigma C_{pp} = 42\,377.33$$

y así tenemos que:

$$\Delta C_p = 42\,377.33 - 42.49$$

$$\Delta C_p = 42\,334.49 \text{ cal}$$

$$\Delta C_p = 42.33 \text{ Kcal}$$

Por lo tanto

$$Q = 134.73 \text{ Kcal}$$

2.- Calor necesario para que se efectúe la reacción 2

$$Q = \Delta H_R^0 + n \Delta C_p$$

Cálculo del ΔH_R^0

$$\Delta H_R^0 = [(-531.19) + (-230.96)] - [(-811.59)]$$

$$\Delta H_R^0 = 49.44 \text{ Kcal}$$

Cálculo del $n \Delta C_p$

$$\Delta C_p = \sum C_{pp} - C_{pr}$$

$$n C_p \text{ del Al(OH)}_3 = 794.44$$

$$n C_p \text{ del Al}_2\text{O}_3 = 29.39 + 0.01194 T - 695 447.5 T^{-2}$$

$$n C_p \text{ del H}_2\text{O} = 32.82 + 0.0006 T + 0.00000535 T^2$$

en donde

$$n \text{ del Al(OH)}_3 = 2.662$$

$$n \text{ del Al}_2\text{O}_3 = 1.331$$

$$n \text{ del H}_2\text{O} = 3.993$$

Cálculo del $\sum C_{pp}$

Sumando las expresiones de los calores específicos de los productos y realizando la integración llegamos a:

$$C_{pp} = 62.21 (\Delta T) + 0.01354 (\Delta T^2)/2 + 695 447.5/(\Delta T) + 0.00000535 (\Delta T^3)/3$$

Substituyendo los valores tenemos;

$$C_{pp} = 62.21 (975) + 0.01354 (1\ 531\ 725)/2 + 695\ 447.5/975 \\ + 0.00000535 (2\ 060\ 290\ 000)/3$$

efectuando las operaciones se tiene que

$$\Sigma C_{pp} = 75\ 411.30$$

y así

$$\Delta C_p = 75\ 411.30 - 794.44$$

$$\Delta C_p = 74\ 616.86$$

y

$$Q = 124.06 \text{ Kcal}$$

3.- Calor necesario para la reacción 3

$$Q = n C_p \Delta t$$

$$\Delta t = 975$$

$$n = \frac{9.3}{174.268} = 0.0533$$

$$C_p = 33.1$$

$$Q = 0.0533 \times 33.1 \times 975$$

$$Q = 1.72 \text{ Kcal}$$

4.- Calor necesario para la reacción 4

$$Q = n C_p \Delta t$$

$$\Delta t = 975$$

$$n = \frac{87.1}{140.0436} = 0.621$$

$$C_p = 32.8$$

$$Q = 0.621 \times 32.8 \times 975$$

$$Q = 19.86 \text{ Kcal}$$

5.- Calor necesario para la reacción 5

$$Q = n C_p \Delta t$$

$$\Delta t = 975$$

$$n = \frac{24}{159.694} = 0.15$$

$$C_p = 24.72 + 0.01604 T - 423\,400 T^{-2}$$

Al integrar esta expresión nos queda

$$C_p = 24.72 (\Delta T) + 0.01604 (\Delta T^2)/2 + 423\,400 (\Delta T^{-1})$$

$$C_p = 24.72 (975) + 0.00802 (1\,531\,725) + 423\,400/975$$

$$C_p = 38\,210.92$$

$$Q = 0.15 \times 38\,210.92$$

$$Q = 5.73 \text{ Kcal}$$

6.- Calor necesario para la reacción 6

$$Q = n C_p \Delta t$$

$$\Delta t = 975$$

$$n = \frac{488.20}{60.086} = 7.12$$

$$C_p = 10.95 + 0.0055 T$$

Al integrar esta expresión se llega a;

$$C_p = 10.95 (\Delta T) + 0.0055 (\Delta T^2)/2$$

$$C_p = 10.95 (975) + 0.00275 (1\ 531\ 725)$$

$$C_p = 14\ 888.49$$

$$Q = 7.12 \times 14\ 888.49$$

Y el calor necesario para efectuar la reacción 6 será

$$106.00\ \text{Kcal}$$

Calor total que debe de ser suministrado para que pueda efectuarse la tostación es igual a:

$$23\ 242.20$$

Si se toma en cuenta que el tiempo de tostación es de 4 hrs el calor por hora será

$$5\ 810.55\ \text{Kcal}$$

Para realizar la tostación se seleccionó un horno rectangular, de material refractario cuyas medidas son: Al tura igual a 0.645 m, largo igual a 2.2 m y un ancho de 1.1 m. El mineral va a estar contenido en una caja del mismo material, cuyas dimensiones son: Altura 0.385 m con un largo de 2.0 m y un ancho de 1.0 m. Esta caja va a tener un volumen de $0.77\ \text{m}^3$. Este volumen va a ser el que va a ocupar el mineral ya que debido a la molienda baja su densidad aparente hasta 1 300 -

Kg/m^3 . Ya que se producen espacios vacíos en un 50 %

Haciendo experimentos en un horno con las mismas características se tuvieron pérdidas de calor de 75 BTU/hr ft^2 en un rango de temperatura entre 1000 y 1050°C . Así para realizar los cálculos se va a tomar éste dato como cierto

Cálculo de las áreas que van a perder calor

A) Area de la caja

Caras laterales	$0.385 \times 2.0 \times 2$	$= 1.54 \text{ m}^2$
Cara frontal	0.385×1.0	$= 0.385 \text{ m}^2$
Cara posterior	0.385×1.0	$= 0.385 \text{ m}^2$
Piso	2.0×1.0	$= 2.0 \text{ m}^2$

de donde el área total de la caja es de 4.31 m^2

B) Area del horno

Paredes laterales	$0.645 \times 2.2 \times 2$	$= 2.838 \text{ m}^2$
Pared frontal	0.645×1.1	$= 0.7095 \text{ m}^2$
Pared posterior	0.645×1.1	$= 0.7095 \text{ m}^2$
Piso y techo	$1.1 \times 2.2 \times 2$	$= 4.84 \text{ m}^2$

Así el área total del horno es de 9.097 m^2

Y el área total de pérdidas de calor es de

$$13.757 \text{ m}^2$$

Y como el calor que pierde el horno es igual a $203.445 \text{ Kcal/hr m}^2$ las pérdidas de calor serán iguales a:

$$2798.793 \text{ Kcal/hr}$$

Por lo cual, el calor que debe de ser suministrado al horno para que sea posible la calcinación es igual a

8 609.343 Kcal/hr

Ahora como el combustible que se va a utilizar es metano que tiene un poder calorífico de 191.759 Kcal/mol = 11.59 Kcal/Kg. La cantidad de metano será igual a

$$1 \times \frac{8\ 609.343}{11.59} = 742.73 \text{ Kg}$$

A estas condiciones el metano tiene una densidad de 0.05 lb/ft³ por lo cual el metano que se va a alimentar es igual a:

$$927.25 \text{ m}^3$$

Diseño y selección del lixiviador

Para llevar a cabo esta operación se seleccionó una paila de decantación con sistemas de desagüe a diferentes niveles del tanque. Se seleccionó un tanque que fuera mas alto que ancho para facilitar la separación del medio líquido del sólido por decantación

Para seleccionar la temperatura de operación se contó con la ayuda de los siguientes datos:

Tabla de solubilidad

	0	10	20	40	60	100
Na_2SO_4	---	48.8	---	48.8	45.3	42.5
K_2SO_4	6.85	---	---	---	15	24.1
Al_2O_3		i n s o l u b l e				
Fe_2O_3		i n s o l u b l e				
SiO_2		i n s o l u b l e				

Estos datos de solubilidad en agua están dados en g de soluto/100 g de agua y la temperatura esta expresada en °C. En base a éstos se seleccionó como temperatura de operación 60 °C

1.- Agua necesaria para solubilizar 9.3 Kg de sulfato de potasio

$$9.3 \times \frac{100}{15} = 62 \text{ Kg de agua}$$

2.- Agua necesaria para solubilizar 87.10 Kg de sulfato de sodio

$$87.10 \times \frac{100}{45.3} = 192.27 \text{ Kg de agua}$$

Agua total necesaria para hacer la lixiviación

$$192.27 + 62 = 254.27 \text{ Kg}$$

Pero para facilitar la operación de agitación, sedimentación y de lixiviación se va a considerar un exceso del 100 % y entonces la cantidad de agua total será:

508.54 Kg

Y el total de sólidos será de

56.70 % (en peso)

Esta suspensión tiene una gravedad específica de 1.56 y una tonelada de la misma va a ocupar el siguiente volumen:

0.60 m³

Dejando un 30 % de seguridad quedaría

0.78 m³

El lixiviador será un tanque cilíndrico con cono de salida en la base, que va a servir para extraer del recipiente todo el material insoluble en agua, en donde va a estar contenido todo el aluminio

Las dimensiones del tanque serán:

Diámetro	0.65 m
Longitud del cilindro	2.10 m
Longitud del cono	0.50 m
Altura del tanque considerando el fondo cónico	2.60 m
Angulo del cono en el vértice	60 °

El sistema de agitación para el tanque será: Un dispersor con cabeza duplex la cual deberá estar a 2/3 del nivel superior del tanque

Flecha	1.70 m
Potencia	15 HP

Volúmen manejado	0.9 - 1.1 m ³
Velocidad	1800 - 3600 rpm

Para hacer los cálculos para el digestor alcalino, se va a hacer la consideración de que la única reacción que ocurre es la siguiente:



1.- Cálculo de el hidróxido de sodio necesario

$$210 \times \frac{79.9956}{101.963} = 164.7 \text{ Kg de hidróxido de sodio}$$

Pero como el hidróxido de sodio va a tener una densidad de 25 °Be que es la correspondiente a una solución de hidróxido de sodio del 20 % y se va a alimentar hidróxido de sodio con un 30 % en exceso tenemos que:

$$\text{Hidróxido de sodio alimentado} = 214.10 \text{ Kg}$$

$$\text{Hidróxido de sodio en exceso} = 46.40 \text{ Kg}$$

Solución de hidróxido de sodio al 20 %

$$214.10 \times \frac{100}{20} = 1070.50 \text{ Kg}$$

Agua en la solución del hidróxido de sodio al 20 %

$$1070.50 - 214.10 = 856.40 \text{ Kg}$$

2.- Cálculo del metaaluminato de sodio producido

$$210 \times \frac{163.9426}{101.963} = 338 \text{ Kg de NaAlO}_2$$

3.- Cálculo del agua

Agua producida en la reacción

$$210 \times \frac{18.016}{101.963} = 37.1 \text{ Kg de agua}$$

Agua total en la reacción

$$856.40 + 37.10 = 893.50 \text{ Kg de agua}$$

Total de sólidos a la salida

$$505.80 \text{ Kg}$$

lo que equivale a tener una solución de 36.1 % de sólidos, pero como se quiere tener a la salida una solución con el 15 % en sólidos, se le tiene que añadir la siguiente cantidad de agua

2 866.20 Kg

Y con un gravedad específica de 1.29 esta solución va a ocupar un volumen de 1.8 m^3

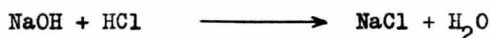
De aquí se escogió tener dos tanques para hacer la digestión, cada uno con una capacidad de 0.9 m^3 . Con las siguientes dimensiones

Diámetro	1.0 m
Altura sin cono	1.2 m
Altura con cono	1.4 m
de 140° en el vértice	

Se seleccionó como sistema de agitación un agitador de las siguientes características

Diámetro	0.75 m
Flecha	1.15 m
Ancho	0.5 m
Motor	4 HP
Capacidad	1 m^3

Para el acidificador, se determinó que debía de ser un tanque de acero inoxidable, con agitación ligera. Basándose en los siguientes cálculos:



1.- Balance para el cloruro de aluminio

$$338 \times \frac{133.3405}{81.9713} = 549.8 \text{ Kg}$$

2.- Balance para el cloruro de sodio

A) Producido por el aluminato de sodio

$$338 \times \frac{58.4428}{81.9713} = 240.9 \text{ Kg}$$

B) Producido por la reacción de neutralización de la sosa en exceso

$$46.40 \times \frac{36.461}{39.9978} = 42.2 \text{ Kg}$$

Total de cloruro de sodio producido

$$283.1 \text{ Kg}$$

3.- Balance de ácido clorhídrico

A) Necesario para el aluminato

$$338 \times \frac{145.844}{81.9713} = 601.42 \text{ Kg}$$

B) Necesario para neutralizar la sosa en exceso

$$46.40 \times \frac{36.4610}{39.9978} = 42.30 \text{ Kg}$$

Total de ácido clorhídrico necesario

$$643.72 \text{ Kg}$$

Pero como se va a alimentar con un exceso del 20 % el real será

772.46 Kg

y la cantidad en exceso será

128.74 Kg

Pero como el ácido que se va a alimentar es del 30 % se tiene que la cantidad alimentada será

2 574.87 Kg

De los cuales son de agua los siguientes

1 802.41 Kg

4.- Balance para el agua

A) Producida por la reacción del aluminato

$$338 \times \frac{36.032}{81.9713} = 148.70 \text{ Kg}$$

B) Producida por la reacción de neutralización

$$46.40 \times \frac{18.016}{39.9978} = 20.88 \text{ Kg}$$

Y el total de agua será

4 838.19 Kg

Y como la densidad de la solución resultante es de 1.7 Kg/lt se tiene que el volumen ocupado es de

2 845.99 lts

Se determinó que esta operación se iba a realizar en tres tanques de capacidad de 1 m³ cada uno de las siguientes dimensiones:

Diámetro 1.0 m

Altura 1.3 m

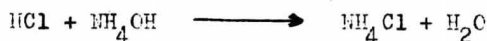
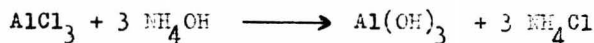
Cono 140°

Altura total 1.5 m

El agitador debe de tener las siguientes características

Diámetro	0.75 m
Ancho	0.30 m
Flecha	1.0 m
Motor	4 HP
Velocidad	80 - 100 rpm
Capacidad	1.1 m ³

Las reacciones que intervienen en el balance de material para la precipitación son las siguientes:



1.- Balance para el hidróxido de amonio

A) Necesario para la reacción de precipitación

$$549.8 \times \frac{105.14}{133.3405} = 433.52 \text{ Kg}$$

B) Necesario para la neutralización

$$128.74 \times \frac{35.0467}{36.461} = 123.74 \text{ Kg}$$

Total de hidróxido de amonio necesario

$$557.26 \text{ Kg}$$

2.- Balance para el cloruro de amonio

A) Producido por el cloruro de aluminio

$$549.8 \times \frac{160.48}{133.3405} = 661.70 \text{ Kg}$$

B) Producido por la neutralización

$$128.74 \times \frac{53.49}{36.461} = 188.86$$

Total de cloruro de amonio producido

$$850.56 \text{ Kg}$$

3.- Balance para el hidróxido de aluminio

$$549.8 \times \frac{78.0055}{133.3405} = 321.6 \text{ Kg}$$

4.- Balance para el agua

A) Producida por la reacción de neutralización

$$128.74 \times \frac{18.016}{36.461} = 63.61 \text{ Kg}$$

Total de agua presente en la operación

4 901.80 Kg

De donde se obtiene que está va a ser una solución con 6.0 % (en peso) de sólidos y el volumen ocupado será de

4 352.85 lts

Ya que esta solución tiene una densidad de 1.2 Kg/lit. Por lo que se determinó utilizar cuatro tanques de acero inoxidable con una capacidad cada uno de 1.1 m³. Con las siguientes dimensiones

Diámetro	1.1 m
Longitud	1.2 m
Cono	140°
Longitud total	1.4 m

Con un agitador de las siguientes características

Diámetro	0.75 m
Ancho	0.30 m
Flecha	1.0 m
Motor	4 HP
Velocidad	80 - 100 rpm
Capacidad	1.1 m ³

Para las operaciones de filtración se determinó utilizar el siguiente equipo:

Filtros rotatorios

Diámetro	1.5 m
Largo	1.0 m

Capacidad 1 Ton/m² afa

El medio filtrante no se seleccionó porque se necesita hacer experimentalmente ya que depende, del tamaño de partícula, temperatura y pH principalmente

Para el equipo de bombeo se usarán bombas centrifugas de ro
dete cerrado, por ser el tipo de bombas más apropiado para el ma
nejo de soluciones con sólidos en suspensión. Las características
de las bombas serán:

Capacidad	0.189 m ³ /min
Motor	eléctrico
Potencia	10 HP
Velocidad	3500 rpm

C A P I T U L O V

CONCLUSIONES

El diseño de la planta piloto es definitivo. Se hace la sugerencia de que se proceda a la construcción de la misma, para realizar en ella los experimentos pertinentes, efectuando cambios en las variables de proceso, tales como temperatura, presión, pH concentración, etc; con objeto de poder hacer las correcciones en los errores de diseño y de proceso que presumiblemente se puedan haber cometido en su realización

Un factor importante que puede llegar a afectar considerablemente en el rendimiento total, es la formación de los lodos rojos, porque el mecanismo de formación de los mismos es demasiado complejo y por tanto no está perfectamente entendido, siendo en este paso del proceso en el que se pierde mayor cantidad de los compuestos de aluminio, si no se tiene un buen control de las variables manejadas; se ignora también la composición final de dichos lodos, ya que éstos varían en un gran rango dependiendo de la composición inicial del mineral. Se recomienda que para evitar una pérdida económica mayor se vendan estos lodos como materia prima para la fabricación de ladrillos. Otro problema que se puede presentar es que la solubilización de la sílice aumente en el paso del tratamiento con hidróxido de sodio, en tal caso se tendrá la necesidad de aumentar el ácido clorhídrico en el paso de acidificación para lograr su eliminación total.

En el proceso que se ha sugerido, resulta de interés la recuperación de las sales de potasio y de sodio, así como la formación de ácido sulfúrico, aunque aquí no se ha sugerido su recuperación por considerarse que el volumen a recuperar es muy pequeño. En función del volumen manejado, se hace la recomendación de efectuar un estudio para determinar la factibilidad económica de recuperación

También se ha encontrado que un análisis teórico detallado de la transferencia de calor en un horno, raras veces es posible y no merece mucha confianza. Debido a ésto el cálculo se ha simplificado a un orden semi-empírico.

Se hace la sugerencia, en vista de los resultados obtenidos, de realizar un estudio geológico del cerro para determinar el volumen real del yacimiento.

B I B L I O G R A F I A

Kirk - Othmer

Encyclopedia of Chemical Technology

Second Edition Vol 1 y 2

Interscience Publishers

Ullmann Fritz

Enciclopedia de Quimica Industrial

Gustavo Gili Editor

James D. Dana

Dana's Manual of Mineralogy

17Th Edition

Wiley & Sons Inc.

Losana y Ferrer

Metalurgia

Primera edición

Manuel Marín Editor

E. H. Kraus W.F. Hunt

Mineralogy

5th Edition

Mc Graw Hill Book Company Inc.

Arthur F. Taggart

Elementos de Preparación de Minerales

Primera Edición

Ediciones Interciencia

F. S. Welcher Editor

Standard Methods of Chemical Analysis

6th Edition Vol I y II

D. Van Nostrand Company Inc

N. H. Furman Editor

Standard Methods of Chemicals Analysis

6th Edition Vol I y II

D. Van Nostrand Company Inc.

David M. Himmelblau

Principios y Cálculos básicos de la Ingeniería Química

Segunda Impresión en Español

Compañía Editorial Continental S.A.

Handbook of Chemistry and Physics

44th Edition

Chemical Rubber Publishing Company

Robert H. Perry

Chemical Engineers' Handbook

4th Edition

Mc Graw Hill

Catalogos de:

Denver Equipment Company

Bicor S.A.