

1 diagr. d. d. L.
2. loquem. v v v

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
ESCUELA NACIONAL DE CIENCIAS QUIMICAS

**Concentración de Sales Solubles por Flotación
Concentración del Cloruro de Sodio
Ante-Proyecto de una Planta Piloto de 20
Toneladas**

T E S I S
que para obtener el Título de
INGENIERO QUIMICO
presenta

Jorge Guiza Lámbarri



QUIMICA

MEXICO, 1951



Universidad Nacional
Autónoma de México

Biblioteca Central

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM



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.

A mi padre: Sr. Donato Guiza S. con gratitud, cariño y respeto.

A mi madre: Sra. Asunción Lámbarri de Guiza con profundo cariño.

A mis hermanos, cariñosamente.

A mis maestros con eterna gratitud.

**En especial: al Ing. Pablo Hope, por su valiosa dirección,
Ing. Alberto Urbina, Profesor de Ingeniería Química, por sus in-
dicaciones.**

SUMARIO

Introducción e Historia

CAPITULO I

- 1.—Flotación.
- 2.—La separación de mezclas de sales solubles mediante la flotación.

CAPITULO II

Experimentación en el Laboratorio:

- 1.—Análisis.
- 2.—Pruebas por flotación.

CAPITULO III

Anteproyecto de una Planta para la concentración de 20 toneladas de cloruro de sodio.

- 1.—Materia prima. Estudio de sus fuentes de aprovisionamiento.
- 2.—Molienda.
- 3.—Molienda Fina.
- 4.—Clasificación.
- 5.—Flotación.
- 6.—Espesamiento.
- 7.—Filtración.
- 8.—Secado.

CAPITULO IV

- 1.—Conclusiones.
- 2.—Bibliografía.

"INTRODUCCION"

Ampliamente conocidos son los servicios que el proceso conocido como FLOTACION, ha prestado desde hace unos cuarenta y cinco años a la minería en la concentración y separación de minerales, al aumentar a bajo costo la capacidad de las Plantas de Beneficio, al reducir considerablemente el costo de acarreo de los minerales de estas Plantas de Beneficio a las fundiciones y al hacer que la explotación de criaderos de baja ley fuera costeable, dada la economía del proceso.

HISTORIA

El descubrimiento de la flotación se atribuye a Alcide de Froment, quien en el año de 1902 descubrió lo que se conoce por "Flotación de Burbujas".

El descubrimiento de Froment, patentado en 1902 en Italia e Inglaterra consistió en lo siguiente:

El mineral finamente pulverizado y mezclado con 1 a 2% de calcita, se alimentó en la forma de una pulpa, conteniendo alrededor de 30% de sólidos a un mezclador; se le añadió un aceite mineral o vegetal en una cantidad equivalente a 1 ó 1.5% sobre el peso del mineral y la mezcla se agitó a una velocidad de 1000 a 1500 pies por segundo de velocidad periférica. La mezcla agitada se pasó luego a un recipiente de poca profundidad, provisto en el fondo de un rastrillo de movimiento lento. Se le añadió lentamente ácido sulfúrico al 30% en una cantidad suficiente para reaccionar con la calcita presente, mediante un serpentín perforado, suspendido arriba del rastrillo. El gas desprendido se depositó preferentemente sobre las superficies enaceitadas del mineral sulfu-

roso, formando agregados de burbujas gaseosas y mineral que ascendían a la superficie formando una espuma persistente. Retirando esta espuma rica en partículas del mineral, se obtuvo una concentración de éste.

Sin embargo, a pesar de los resultados satisfactorios que obtuvo Froment en el Laboratorio, el proceso nunca llegó a emplearse en escala industrial.

El siguiente paso en el desarrollo de la Flotación fué el de la sustitución del gas producido por una reacción química, por burbujas de aire, producidas por una fuerte agitación o por la inyección mecánica de éste, que es el proceso que actualmente se sigue.

Uno de los primeros usos de la Flotación fue el de la separación de *sólidos de sólidos*. Ahora, sin embargo, la Flotación es un proceso aceptado para la separación de *sólidos de líquidos* y lo que es más, se están realizando en la actualidad investigaciones que han dado resultados alentadores en el Laboratorio para la separación de *líquidos de otros líquidos*.

En la actualidad la Flotación ha dejado de ser de exclusiva propiedad de los Metalurgistas al vislumbrar en ella el Ingeniero Químico un vasto y casi inexplorado campo en el que puede obtener grandes triunfos y cosechar valiosos frutos.

De la concentración de minerales metálicos, se empleó la flotación en la concentración y purificación de los no-metálicos y luego a la flotación de las sales solubles.

En la aplicación de la flotación a la separación y purificación de minerales no-metálicos se ha tenido éxito industrialmente en infinidad de operaciones y así vemos cómo en un principio, lo que constituía una desventaja en la flotación de minerales metálicos, como lo era la flotación de la ganga que acompañaba a estos minerales, vino a dar las bases para una nueva aplicación del proceso.

De esta manera se han desarrollado los procesos industriales de concentración por flotación del azufre, grafito y talco, sustancias que pueden considerarse como "flotadores naturales" ya que casi con cualquier reactivo estas sustancias son capaces de flotar.

Posiblemente por razón de sencillez para flotar, se desarrollaron en segundo término procesos para la flotación de la mica, la barita, la fluorita, la casiterita, la ganga coloidal y aún de la pulpa de papel de fábricas de este producto, ya que responden fácilmente a los reactivos que se usaron en la flotación inicialmente, como el ácido oleico.

Actualmente la flotación ha suministrado a la Ingeniería Química un arma poderosa, en lo que se refiere a la separación de *sales solubles*, compitiendo ventajosamente desde los puntos de vista de economía, sencillez y capacidad, con los procesos de cristalización fraccionada. Cuando menos para llegar a la concentración en estado sólido de una sal soluble, la que mediante una cristalización simple puede purificarse, economizando considerablemente tiempo y dinero.

Aproximadamente desde 1985 se comenzó a aplicar esta operación unitaria de la Flotación a la separación de mezclas de sales solubles, empleando como medio la solución saturada de la misma mezcla de sales que se trataba de separar.

Notables adelantos se han hecho a este respecto, tanto en los Estados Unidos, en donde existen en la actualidad varias industrias que emplean el proceso con todo éxito, como en Rusia, en donde también se aplica el proceso industrialmente.

En México, país esencialmente minero, existen enormes posibilidades de esta nueva aplicación de la flotación, ya que la composición de sus salinas, es muy adecuada para efectuar por este método la separación de sus componentes y la purificación de los mismos, teniéndose además la ventaja de emplearse maquinaria de fácil adquisición, por ser la misma que se emplea en los procesos de concentración de minerales, para cuyo manejo tenemos a nuestra disposición la experiencia y técnica de mentes capaces dedicadas a este proceso unitario por muchos años, así como también de personal familiarizado con el equipo que se emplea.



QUÍMICA

CAPITULO I.

"FLOTACION"

DEFINICION.—La Flotación es un proceso en el cual las partículas de uno o más minerales o compuestos químicos contenidas en una pulpa o lodo, se les hace ascender selectivamente a la superficie de una celda o tanque, por la acción de burbujas de aire. Las partículas son sostenidas por una espuma formada en la superficie del tanque y removidas con ella, mientras que las partículas que no son levantadas permanecen en el lodo y se extraen por el fondo de la celda o tanque.

La selectividad de la flotación se logra mediante la adición de "Reactivos".

Estos reactivos reciben diversos nombres según el papel que juegan en el proceso. Así se les denomina **COLECTORES** a los reactivos que forman una película en la superficie de ciertos compuestos o minerales, promoviendo su flotabilidad. **ESPUMANTES** los que tienen la propiedad de formar espuma. Los que tienen la propiedad de efectuar la selección del mineral por flotar, mediante la inhibición o de activación de otros se les llama **DEPRESORES**. Los que sirven para dispersar partículas de impurezas formadas sobre la superficie de las partículas, se denominan **DISPERSORES** o **DEFLOCULADORES**. También hay reactivos que se usan con el propósito de aumentar o disminuir el pH, estos son los álcalis y los ácidos. Usanse también una variedad muy extensa de compuestos inorgánicos que tienen el propósito de ayudar o modificar la acción de otros reactivos.

Hay reactivos que son colectores y a la vez son espumantes usándose por este motivo con un doble propósito.

Dentro del desarrollo de la Flotación se pueden marcar perfectamente las etapas por las que este proceso ha ido pasando, a medida que

se han experimentado nuevos reactivos; porque la flotación es un proceso en el cual el desarrollo del arte ha dejado muy atrás a la ciencia del mismo y aún en la actualidad, respetando las generalizaciones que se han hecho, la mejor manera de ver si un reactivo es o no apropiado para la flotación de tal o cual compuesto o mineral, es probarlo. Por otra parte, casi cualquier sustancia soluble o emulsificable puede ser un reactivo para la flotación.

La primera etapa que se puede definir dentro del desarrollo de los reactivos de flotación es la que marca el uso de los aceites para el tratamiento de minerales sulfurados; aquí el colector es verdaderamente un aceite, tal como ácidos grasos, aceite de pino, alquitrán, productos derivados del petróleo y similares. Es necesaria generalmente una pulpa acidulada del mineral para evitar que la ganga y los minerales entre a formar parte de la espuma. Nadie había tratado de recuperar los minerales no metálicos en aquellos días, y si el grafito, azufre o talco estaban presentes y tendían a pasar a la espuma, se perdían.

La segunda etapa fué la de los colectores aniónicos solubles, tales como los xantatos y fosfocresilatos. Estos eran mejor adaptables a la colección de sulfuros básicos, con depresión de los minerales que formaban la ganga. Los minerales no metálicos eran aún concentrados en las colas por este procedimiento.

La tercera etapa vino cuando se hicieron intentos más precisos para recuperar algunos de los minerales no-metálicos. Los primeros éxitos se tuvieron con los más básicos, tales como la calcita que podía ser recubierta con una película grasosa de oleato, estearato o palmitato de calcio, usando como agentes colectores jabones o ácidos grasos. Este procedimiento tuvo éxito con la calcita, la dolomita, magnesita, fluorita, apatito, barita y demás minerales similares, cuyas porciones básicas podían formar películas insolubles de jabón.

La cuarta etapa queda marcada con el descubrimiento de que los agentes humectantes eran aplicables a la misma serie de minerales y de hecho a una serie más extensa. Los reactivos aniónicos de larga cadena, fueron probados, en aquellos casos en los que el anión complejo de que estaba formado no daba jabones insolubles con los minerales básicos pudiendo ser éstos recubiertos con una película y flotados o deprimidos a voluntad.

La quinta y más reciente etapa, vino cuando los agentes catiónicos fueron investigados, tales como las sales de amonio tetrasubstituidas, sales de aminas de larga cadena en las cuales un catión largo complejo

y graso, estaba unido a un anión simple y soluble tal como el cloruro y el sulfato. Estos reactivos catiónicos o de iones positivos rechazaban los minerales básicos y flotaban los minerales ácidos, tales como el cuarzo, el feldespato, la mica, la kaolinita y otros minerales arcillosos, haciéndolos aún repelentes del agua.

La presencia de sustancias extrañas como lodos o arcillas afecta grandemente la selectividad de los reactivos para la flotación; pero en general puede decirse que cualquier sustancia puede concentrarse por flotación ya que existen una gran variedad de reactivos que efectúan la separación y en aquellos casos en que no ha sido posible la separación de ciertas sustancias, es lógico suponer que tarde o temprano se dará con el reactivo apropiado para beneficiarlas por este proceso.

El número de minerales y de sales que pueden ser recubiertas con una película y ser adaptados de este modo para la flotación es cada día mayor. Queda de esta manera superado en número la cantidad de sustancias a las que se les puede aplicar convenientemente la flotación, ya que anteriormente el proceso solo se aplicaba a minerales sulfurados en los que se creía que su flotabilidad estaba en razón directa con el grado de brillo o lustre metálico que poseían.

Para completar lo dicho sobre los diferentes reactivos usados en este proceso, conveniente será citar algunos ejemplos de los reactivos que se usan en la flotación de no-metálicos y en especial en la flotación de sales solubles.

Como colectores se han usado el ácido oléico juntamente con otros ácidos grasos, jabones, ésteres sulfatados de alcoholes grasos y aceites minerales y derivados de carbón (añadidos en forma de emulsión); los llamados reactivos catiónicos se han usado como colectores de óxidos y silicatos.

Como espumantes úsanse especialmente detergentes derivados de alcoholes superiores como del alcohol octílico y láurico, y ácidos grasos, nafténicos y resínicos.

También se han usado como espumantes sustancias que son esencialmente colectoras pero que tienen propiedades espumantes características como lo son las sales solubles de aminas primarias alifáticas con seis o más átomos de carbono en la cadena alifática, tales como el clorhidrato de octilamina, o una sal soluble en el agua de una guanidina mono-alquilica sustituida, en el que el substituyente alquilico es un radical primario alifático con seis o más átomos de carbono como el clorhidrato de decil-guanidina.

Interminable sería la lista de reactivos espumantes y colectores que podríamos citar, basten como ejemplo los ya mencionados.

Como depresor y deflocurador puede citarse el silicato de sodio, que se usa cuando es necesario evitar el paso de lodo silicoso, óxido férrico y alúmina a la espuma.

Como reactivos acondicionadores y reguladores del pH se usan ácidos minerales diluidos, sosa cáustica, carbonato de sodio y cal.

2.—La separación de mezclas de sales solubles mediante la Flotación.

La flotación de sales solubles presenta problemas muy interesantes desde el punto de vista práctico y teórico.

En primer lugar, es interesante hacer notar que muchas salmueras que están formadas de varios componentes, cuando se hacen cristalizar, cada uno de estos compuestos cristaliza en su propia sistema, formando una verdadera mezcla de sales y no una sal doble o compleja, siendo por este motivo, separable por medios puramente físicos, siempre que se le de a esta mezcla de sales una molienda lo suficientemente fina como para liberar las diferentes partículas entre sí.

Para poder concentrar mediante la flotación una sal soluble, separándola de otras sales también solubles, se precisa fundamentalmente el disponer de un medio en el cual estas sales no puedan disolverse. Lógicamente el medio más apropiado es la solución en agua saturada de las sales que se van a separar. Utilizando un circuito cerrado del licor madre solamente se requerirá una pequeña parte de las sales por concentrar para preparar el medio y otra cantidad más pequeña para reponer las pérdidas que en el proceso se tengan.

Como la solubilidad de las sales en agua queda afectada por la presencia de otras sales ya disueltas, no se precisa saturar de cada uno de los componentes de la sal compleja, sino que basta con disolver una parte de esta sal compleja para ya tener el medio apropiado. A medida que se van teniendo pérdidas del medio en que se flota, por la mera adición de nuevas cantidades de agua, se repone, ya que disuelve en su debida proporción una parte de la sal compleja con que se trabaja.

Numerosas investigaciones se han llevado a cabo en los laboratorios en los pocos años que lleva el proceso en su nueva aplicación, habiendo

obtenido éxitos notables en un número considerable de ellas, al grado que en la actualidad se encuentran operando en escala comercial varias grandes instalaciones.

Posiblemente la aplicación mayor que en la actualidad tiene el proceso es en la separación del cloruro de potasio del cloruro de sodio, operación que se lleva a cabo en gran escala en la explotación de los depósitos de silvinita ($\text{KCl} \cdot \text{NaCl}$) en Carlsbad, Nuevo México, E. U. A., en donde existen varias grandes compañías dedicadas a la operación de grandes instalaciones, en las que el producto principal por extraer es el cloruro de potasio, el que distribuyen por todo el mundo para emplearse en mejoramiento de las tierras de cultivo.

A causa de la importancia que tienen estas instalaciones y a la posibilidad de que alguna vez en México puedan encontrarse depósitos de silvinita, conveniente será resumir brevemente la operación de una de estas plantas.

La silvinita se encuentra en grandes depósitos subterráneos en terrenos Pérmicos y distribuidos en una gran extensión en las proximidades de Carlsbad, N. M. El primer descubrimiento de silvinita en un yacimiento comercial en esta área fué hecho en 1925 por V. H. McNitt, quien la encontró al perforar un pozo petrolífero. Una de estas grandes compañías, en unión con el Gobierno Americano hizo extensos estudios sobre esta región, habiendo perforado el primer tiro de mina en el año de 1933. (6).

El mineral extraído se benefició en un principio exclusivamente por procedimientos de cristalización fraccionada, mediante la disolución de la sal y cristalización de estas sales en solución, aprovechando las diferentes solubilidades de sus componentes (KCl y NaCl) a distintas temperaturas.

En 1935 el U. S. Bureau of Mines (5) encontró un método que tuvo éxito para la separación por flotación de los componentes de la Silvinita, utilizando como reactivos alcoholes alifáticos sulfatados, particularmente con aquellos alcoholes poseyendo de 8 a 12 átomos de carbono. En este proceso el concentrado estaba formado por el cloruro de potasio y las "colas" por el cloruro de sodio. Habiéndose desarrollado luego en escala industrial, en Carlsbad, en ese mismo año.

Las empresas que explotan estos yacimientos utilizan tanto la patente de Weinig (31) que utiliza jabones comprendiendo oleatos y ácido oléico, haciendo flotar la halita (NaCl), como el proceso de Anderson L. D. (1) por el cual se flota la silvita (KCl), utilizando aceite de se-

milla de algodón saponificado con potasa cáustica. Con esto puede verse la selectividad que puede tener el proceso, pues es posible hacer flotar un componente o el otro según sean los reactivos que se usen.

Estos mantos de silvinita se encuentran a una profundidad de 106 a 550 metros y son formaciones de la edad Pérmica ocupando el fondo de una gran cuenca sinclinal de corta profundidad, que ha sido rellenada por sales resultantes de la evaporación de un mar primitivo. Para su explotación se abren tiros que en algunos casos se revisten de concreto o de tubería de fierro. El tumbé de la sal se hace por perforación mecánica y el transporte interior por carros de tres toneladas de capacidad. Una vez extraída la sal se procede a su molienda y luego a su separación por flotación.

Existen posibilidades de la existencia de depósitos de esta naturaleza en la República Mexicana, pues ya que como apunta Flores T. (12) se encuentran en los Estados de Coahuila y Tamaulipas formaciones Pérmicas, en el primero afloran al pie de la Sierra del Sobaco en las cercanías de la Hacienda de las Delicias 68 Kms. al N. de San Pedro de las Colonias y en el segundo en las cercanías de Ciudad Victoria en un lugar llamado Peregrina, en el cañón de La Presa a 11 Km. de distancia de esa ciudad.

Una explotación que presenta también para las condiciones de nuestro país mayor interés, es la del Lago Bonneville evaporado en su mayor parte (7), dejando una porción sin evaporar conocida como Gran Lago Salado (Grea Salt Lake) en la parte Norte del Estado de Utah.

En Bonneville se colecta la salmuera mediante un sistema de canales de 90 cm. de ancho por 3.95 mts. de profundidad, a donde van a descargar las salmueras que corren por las fisuras del terreno. De estos canales fluye la salmuera por gravedad a las estaciones de bombeo y se lleva a estanques de evaporación construidos en el mismo terreno e impermeabilizados por arcilla que se deposita en el fondo. Esta salmuera contiene 1.2% de cloruro de potasio, 1.6% de cloruro de magnesio y 19% de cloruro de sodio. Se concentra mediante el calor solar, precipitando primero el cloruro de sodio y concentrándose los cloruros de potasio y magnesio, conteniendo en este punto 7.5% de cloruro de potasio (KCl), 9% de cloruro de magnesio y 16% de cloruro de sodio, que es el punto de saturación de los dos primeros. Se lleva la salmuera de estos estanques de evaporación primaria por elevadores de agua que son dragas con aletas profundas, a estanques de evaporación secundaria, donde precipita más cloruro de sodio así como también el cloruro de pota-

sio, en una proporción definida de 2 partes de NaCl por 1 parte de KCl. Se dejan precipitar estas sales hasta que el cloruro de magnesio tiene una concentración de 20%. En este punto la carnalita (cloruro de potasio y magnesio) empezaría a precipitar, por lo cual se retira el agua madre a estanques de evaporación terciaria; los que en la actualidad no se benefician aún.

El precipitado, que forma una capa de 10 a 15 cms. de espesor, es cosechado mediante Bulldozers y cargado en camiones que lo llevan a la planta de beneficio. Estas sales contienen 67% de NaCl y 33% de KCl y se llevan a un molino de martillos, luego a un molino de bolas, saliendo de éste para pasar a una criba rotatoria y de allí a las celdas de flotación.

La sustancia que se hace flotar es el cloruro de potasio utilizando aminas como reactivos. El producto de la flotación se pasa a un filtro rotatorio tipo Oliver y luego a un secador rotatorio, almacenándose finalmente en una tolva en donde se cargan camiones con el producto.

La explotación del Lago Bonneville presenta una clara idea de cómo podrían explotarse en México algunas de nuestras salinas, e inclusive de la posibilidad de la extracción del cloruro de potasio de las salmueras que se obtienen de la fabricación de cloruro de sodio y como subproducto en la explotación de algunos de nuestros lagos salados.

A continuación enumeraremos otras sales que han sido separadas por procedimientos de flotación:

Otras investigaciones (10) fueron hechas por el U. S. Bureau of Mines sobre otra sal extraída en Carlsbad, la Langbeinita $K_2SO_4 \cdot 2MgSO_4$, la que se encuentra mezclada con halita la cual molida a 100 mallas por pulgada se sometió a la flotación con un alcohol aromático sulfonado "Avirol 80", habiéndose obtenido concentrados con un 95.5% de Langbeinita y con un contenido total de 22.6% de K_2O .

La flotación del cloruro de amonio separándolo de nitratos de metales alcalinos ha sido llevada a cabo por Nessler (8) usando como reactivos una mezcla de ácido oleico y cresol para flotar el cloruro de amonio. Mezclas de sales formadas por la doble descomposición de NaCl y NH_4NO_3 con una pequeña cantidad de licor madre han sido separadas por flotación utilizando como reactivos ácido oleico y cresol (9). También se ha logrado la separación del cloruro de amonio de sus mezclas con bicarbonato de sodio resultante de la mezcla proveniente del proceso Solvay de bicarbonato de amonio y sal (15).

Después de los Estados Unidos el país que posiblemente ha hecho más investigaciones y estudios sobre la flotación de sales solubles, es Rusia, en donde se han estudiado las salinas de Solikamsk que contienen cloruros de sodio (53-78%) y potasio (18.5-44%) (17) utilizando como reactivos ácido nafténico, silicato de sodio y pequeñas cantidades de nitrato de plomo. Los concentrados obtenidos dieron un producto conteniendo más de 90% de KCl, los residuos o colas conteniendo 2% de KCl los que por lavados en un filtro bajaron su contenido en KCl a 0.5%.

Estos residuos se han estudiado para la producción de sal técnica y de mesa (13) en los Urales. Por el proceso de flotación se ha calculado se podrían producir 300,000 toneladas por año de sal de mesa y por puro lavado mecánico de los residuos, sal técnica en una cantidad de 50,000 toneladas por año. Los mejores resultados se obtuvieron utilizando como reactivos de flotación ácido oleico, alquitrán de turba y "jabón verde". El producto obtenido después de una segunda flotación contenía 98.5-99.7% de NaCl y 0.04-0.12% de KCl y con 0.5-0.3 de $MgCl_2$.

También se ha logrado la separación de mezclas de boratos de sodio y cloruro de sodio $Na_2B_4O_7 \cdot 10H_2O$ y NaCl, ácido bórico y sal (H_3BO_3 y NaCl) $Na_2B_4O_7 \cdot 10H_2O + H_3BO_3$ del NaCl. Mediante el uso de reactivos tales como el ácido oleico, ácido sulfoleico "acidoil L" "acidoil T" silicato de sodio, nitrato de plomo, anilina, o-toluidina y metaxileno (2) y (16).

También se ha logrado la flotación del fluoruro de sodio en el proceso de su fabricación, mediante la fusión de la fluorita con sílice y carbonato de sodio y en donde dada la poca solubilidad del fluoruro de sodio, hace que la separación de los silicatos que acompañan al producto mediante disolución con agua, sea difícil. Pero mediante la flotación se ha tenido un método apropiado, utilizando como medio una solución saturada de NaF y sin usar ningún reactivo o bien con ácidos nafténicos u oleicos (11).

Una aplicación muy importante del proceso desde el punto de vista de nuestros recursos es la separación por la flotación del cloruro de sodio del sulfato de sodio (25) en el cual se ha utilizado un ácido graso un jabón de ácido graso o un éster de un ácido graso, en solución concentrada y alcalinizada con NaOH y una pequeña proporción de cal y otras sustancias que suministran iones de Ca^{++} , Ba^{++} , Sr^{++} , Ti^{++} , Fe^{++} . Se ha encontrado selectividad por flotar el sulfato de sodio, quedando en las colas el cloruro de sodio.

CAPITULO II

EXPERIMENTACION EN EL LABORATORIO

La parte experimental de este trabajo se llevó a cabo sobre una muestra de sal producida en las salinas de Viesca, Coah., la que analizada dió los siguientes porcentajes:

Cloruro de Sodio	76.50%	NaCl
Sulfato de Sodio	22.54%	Na ₂ SO ₄

El objetivo de la experimentación fue el de separar estas dos sales mediante la flotación.

Con este objeto se cuarteó la muestra y una porción de ella se pulverizó haciéndola pasar por una criba de 48 mallas por pulgada y que se destinó a las pruebas por flotación.

Otra porción de la muestra se pulverizó a que pasara por una criba de 100 mallas, la cual se destinó al análisis.

1. — "ANALISIS"

La muestra que se destinó al análisis se puso a secar a la estufa durante tres horas a una temperatura comprendida entre los 100 y los 110° C. (27).

Se pesaron 25 g. de la sal y se disolvieron en un matraz aforado, diluyendo hasta un litro (Solución A).

Cloruros.

De la solución A se tomaron 10 ml. con una pipeta y se diluyeron a su vez a un litro en un matraz aforado.

Se tomaron 50 ml. de esta solución mediante una pipeta y se colocaron en una cápsula de porcelana, se le agregaron 15 gotas de solución indicadora de cromato de potasio neutro (al 5%) y se titularon con una solución N/35.5 de nitrato de plata hasta la primera aparición de un color rojizo, de cromato de plata.

Se midieron 50 ml. de agua destilada, se pusieron en una cápsula, se le agregó la misma cantidad de indicador y se tituló con la solución de nitrato de plata.

A los mililitros de nitrato de plata gastados para la primera titulación se le restaron los gastados para el agua destilada. Se calculó de esta manera la cantidad de cloruros contenidos en la muestra y que expresados como cloruro de sodio dieron el resultado siguiente:

76.50% de NaCl.

Sulfatos:

Se tomaron 100 ml. de solución A, se alcalinizaron con amoníaco y se le añadieron 10 ml. de solución al 4% de oxalato de amonio, para precipitar el calcio que pudiera estar presente. Se hirvió la solución hasta desaparición del olor amoniacal, se dejó reposar durante 15 minutos, se filtró y se lavó el precipitado. El filtrado se recogió en un matraz aforado de 250 ml., diluyéndose a este volumen, denominando esta solución por B.

Se tomaron 100 ml. de la solución B, se calentaron hasta la ebullición, se diluyeron con 225 ml. de agua destilada y se añadieron 25 ml. de solución acidulada de Cloruro de Bario (100 g/l), agitando constantemente.

Se dejó reposar durante una noche, después de lo cual se filtró sobre papel filtro cuantitativo, lavando el precipitado repetidas ocasiones, hasta que una pequeña porción del filtrado no demostrara opalescencia al agregarle unas gotas de solución de nitrato de plata.

Se puso en un crisol de sílice tarado y se puso en la mufla, la que en ese momento se encendió para lograr que la incineración fuese lenta. Después de incinerado el precipitado, se sacó la mufla y se dejó enfriar en un desecador, pesándose luego. Del peso de sulfato de bario encontrado se calculó el porcentaje de sulfato de sodio de la muestra. En contrándose en la muestra original:

22.54% de Na_2SO_4 .

2.—PRUEBAS POR FLOTACION

De la muestra que se molió y que se hizo pasar por una criba de 48 mallas se preparó una solución saturada, habiendo obtenido en la saturación de la solución una densidad de 1.2410.

Con esta solución saturada se preparó una suspensión de la sal por flotar con una relación de sólidos a solución saturada de 1:4.

Las flotaciones se hicieron con porciones de 200 g. de sal.

REACTIVOS

Se hicieron pruebas para encontrar el reactivo más apropiado, utilizando algunos de los muchos que cita la bibliografía, no obteniéndose más que resultados mediocres, hasta que se encontró que las sales de sodio de ésteres sulfatados de alcoholes alifáticos de 8 a 12 carbonos, muy usados como detergentes, daban excelentes resultados. Con el octil-sulfato de sodio se hicieron varias pruebas, utilizando en las pruebas sucesivas la misma solución saturada que se empleó en las pruebas anteriores para hacer la pulpa.

Se preparó una solución de reactivo, poniendo 10 g/l, es decir: 0.01 g/ml.

Las pruebas que dieron buenos resultados, con suficiente formación de espuma, fueron aquellas en que se emplearon 10 ml. de la solución de reactivo, es decir 0.5 Kg./Ton.

Es indudable que ya en la escala industrial, la cantidad de reactivo podrá reducirse un poco más, por emplearse un circuito cerrado de la salmuera, por quedarse ésta con la mayor parte del reactivo disuelto.

En la segunda prueba de flotación se alcalinizó la solución agregando 1 g. de sosa cáustica, observando que no se obtenía ninguna mejora apreciable en los resultados.

En la tercera prueba de flotación se emplearon 20 ml. de solución de reactivo, es decir: 1 Kg./Ton. y se obtuvieron los resultados anotados en la tabla.

En la cuarta prueba de flotación se empleó doble cantidad de muestra; pero conservándose siempre la relación de sólidos a solución de 1:4, con el objeto de someter los productos de esta flotación a una segunda, para ver si obtenía una mayor separación. Se utilizaron 0.5 K./Ton. de reactivo.

Por los resultados de la quinta prueba de flotación, en la que se emplearon los productos de la anterior, se puede apreciar que una segunda flotación es conveniente, pues con ésto se mejora la calidad de los productos.

Por la suma de los pesos de los concentrados y de las colas, se puede apreciar que hay una pérdida de material, material que con toda probabilidad se perdía al disolverse la sal en la solución que se suponía saturada, debido tal vez a una sobresaturación o a una elevación ligera de temperatura por la agitación.

El por ciento de cloruros en los concentrados no se disminuyó aún con la segunda flotación, debido a que con el concentrado de sulfato de sodio flotaron también los cloruros de magnesio, calcio y potasio, que se identificaron mediante el análisis cualitativo.

CABEZAS:

76.50% NaCl.
22.54% Na₂SO₄.

1a. Flotación.	CONCENTRADOS	COLAS
800 ml. Salmuera.	40 g.	155 g.
200 g. Muestra.	34.6% NaCl.	88.2% NaCl.
0.5 Kg./Ton. Reactivo.	62.66% Na ₂ SO ₄ .	10.85% Na ₂ SO ₄ .
2a. Flotación.	27.26 g.	148.4 g.
800 ml. Salmuera.	28.0% NaCl.	87.4% NaCl.
200 Muestra.	69.40% Na ₂ SO ₄ .	13.19% Na ₂ SO ₄ .
0.5 Kg./Ton. Reactivo.		
1 g. Sosa Cáustica.		
3a. Flotación.	45 g.	143 g.
800 ml. Salmuera.	29.66% NaCl.	92.28% NaCl.
200 g. Muestra.		
10.5 Kg./Ton. Reactivo.	67.46% Na ₂ SO ₄ .	6.93% Na ₂ SO ₄ .
4a. Flotación.	96 g.	280 g.
1600 ml. Salmuera.	28.7% NaCl.	90.3% NaCl.
400 g. Muestra.		
0.5 Kg./Ton. Reactivo	68.7% Na ₂ SO ₄ .	8.52% Na ₂ SO ₄ .
5a. Flotación.	32 g.	140 g.
800 ml. Salmuera.	16.3% NaCl.	96.56% NaCl.
200 g. Colas de la 4a. Flo	83.32% Na ₂ SO ₄ .	3.2% Na ₂ SO ₄ .
ración.		
0.5 Kg./Ton. Reactivo.		

CAPITULO III

ANTEPROYECTO DE UNA PLANTA PARA LA CONCENTRACION DE CLORURO DE SODIO

1.—MATERIA PRIMA

Estudio de sus fuentes de aprovisionamiento.

Existen repartidas en toda la República Mexicana numerosas regiones saliníferas, cuyos productos principales son el cloruro de sodio, carbonatos y bicarbonatos de sodio, así como también sulfato de sodio.

En el norte de nuestro país, se encuentran salinas productoras de cloruro y sulfato de sodio. Muchas de ellas de bastante importancia industrial, por ejemplo las de Viesca en el Estado de Coahuila, las de "Molino del Rey" en el mismo estado, juntamente con las de "La Mu-la" y "La Leche". En el Estado de Chihuahua se encuentran varias lagunas saladas de importancia, como la de "Palomas" en el ex-Distrito de Jiménez, así como otras de menor importancia (19).

Todas estas salinas son explotadas de manera rudimentaria, con procedimientos que datan desde la época de la Conquista, usándose exclusivamente la evaporación solar para su concentración, ya que casi todas ellas se encuentran localizadas en regiones desérticas, donde la precipitación pluvial es escasa y en donde predomina durante gran parte del año una temperatura media ambiente superior a los 30 grados centígrados a la sombra y superior a los 40 grados C. al sol.

La composición de las salmueras que se extraen de estas salinas varía mucho de una región a otra; pero en general una composición media sería la siguiente:

Sulfato de Sodio
Cloruro de Sodio

65 a 75 g./l.
57 a 62 g./l.

En las regiones saliníferas, los explotadores perforan pozos de pequeña profundidad y llenan con esta salmuera los estanques construidos en el mismo terreno en donde se localizan los pozos. Estos estanques quedan impermeabilizados en su fondo por una capa de arcilla, parecida a la bentonita.

En otras localidades (Viesca, Coah.) en la región salinífera se cavaban estos mismos estanques, que tienen una dimensión aproximada de 100 a 200 mts. de largo por 25 a 30 de ancho y una profundidad de 3 a 4 metros del borde de tierra que se forma en su derredor hasta el fondo. Estos estanques están frecuentemente divididos transversalmente por bordes de tierra, formando lo que podríamos llamar Evaporadores solares de dos, tres o cuatro pasos, en los que la salmuera va concentrándose progresivamente dejando cristalizado en el fondo una gruesa costra de sulfato de sodio, impurificado con cloruro. La salmuera parcialmente liberada del sulfato, pasa luego a los otros "pasos" del evaporador solar, en donde se cristaliza el cloruro de sodio el cual queda impurificado por una cantidad considerable de sulfato de sodio. Se produce de esta manera una sal que no puede usarse en la alimentación; usándose en la industria y en la alimentación del ganado, pero en algunos usos industriales el sulfato es un inconveniente y al ganado el alto contenido de sulfato lo enferma.

Los estanques se llenan parcialmente 20 a 100 cms., aprovechando la escasa precipitación pluvial o bien se aprovecha para llenarlos las corrientes subterráneas de salmuera, haciendo para esto una ligera excavación en todo el fondo de los estanques, para quitar la capa impermeable de arcilla, se llenan en un tiempo que varía de 12 a 48 horas, periodo que se llama de "regeneración".

Mediante este proceso que viene a ser una verdadera cristalización fraccionada, se obtiene un producto al que se le denomina en las localidades "hueso" y que viene a ser un cloruro de sodio mezclado con cantidades de consideración y variables de sulfato de sodio.

El sulfato de sodio que queda cristalizado en el fondo de los primeros pasos de estos estanques, forma una capa gruesa y dura, constituida por cristales unidos entre sí, formando una sola masa. Para extraerlos se procede a separar el agua madre vaciando el estanque, pasando a los subsiguientes pasos del evaporador solar y estando cons-

tituida principalmente por cloruro de sodio. El sulfato de calcio que también se encuentra presente precipita en largos cristales aciculares que sobrenadan en la superficie por constituirse en agregados cristalinos de forma esponjosa y poca densidad, los que son retirados por los explotadores en forma de "espuma" antes de que se precipiten en el fondo.

El sulfato que se cristaliza se extrae y se lleva en esta forma al mercado, o bien sufre una purificación rudimentaria mediante lavados con agua potable y previa molienda se ensaca.

La capacidad de producción de estas salinas se estima en un promedio de 3000 toneladas de sal anualmente, de las cuales corresponden a "Salinas of Mexico, S. A." 1400 toneladas, y a A. H. Córtese 800, las restantes 800 toneladas corresponden a diversos productores en pequeño. (18). No obstante que estos datos de producción corresponden al año de 1938, no deben de estar muy lejos de la capacidad de producción actual, pues los métodos de explotación son aún los mismos y desde esa fecha a la actualidad no ha sido instalada en ese lugar ninguna maquinaria para incrementar la producción.

Partiendo de esta base, realizaremos el cálculo del equipo del Anteproyecto, con la ventaja de poder aumentar la capacidad de la Planta que se diseñe con sólo duplicar el equipo en donde sea necesario, sin tener que hacer modificaciones básicas al proceso general.

"2.—MOLIENDA".

Los cristales de la sal obtenida de estas salinas tienen la forma de cubos, cuyos lados tienen una dimensión aproximada de $1/4"$ a $1/2"$ —(6.3 a 12.7 m.m.) formando a veces agregados cristalinos que son deleznales; por lo cual es necesario y suficiente, hacer pasar la sal antes de entrar al molino por una quebradora. Lo más indicado en este caso es el uso de un molino de martillos pequeño, el cual no será necesario que funcione durante todo el tiempo que trabaje la planta, sino únicamente cuando se reciba materia prima, proveniente de las salinas.

Con objeto de no disminuir la capacidad del molino de martillos y de no gastar potencia inútilmente, antes de caer la carga al molino de martillos, deberá pasar ésta por una criba, para que deje pasar aquellas partículas que ya tienen un tamaño adecuado para entrar a la molienda final. Sirviendo de esta manera el molino de martillos única-

mente para romper los agregados de sal que llegan a formarse cuando se expone la sal en grano a la humedad, aún cuando ésta no es higroscópica, en ausencia de sales de magnesio.

El molino de martillos que se escoge para esta molienda preliminar es el Molino de Martillos móviles tipo Jeffrey (28) en su tipo A, que es el adaptado para la molienda de sustancias de poca dureza, el cual, trabajando con producto cuya dureza es semejante a la del yeso, como es el caso de la halita, que tiene una capacidad de 1 a 1.5 ton./ hora, siendo su tamaño el de 15" x 18", suministrando un producto final de 1/8" a 1/4".

La potencia utilizada por este molino es de 7 Hp.

El producto que sale del molino de martillos pasa a un conductor de banda, juntándose allí con el material que logró pasar la criba colocada antes de este molino y es elevado a una tolva.

La capacidad de la tolva deberá ser cuando menos tal, que asegure el suministro de material durante un día completo, es decir, será de 20 toneladas cuando menos.

De esta tolva se alimenta el molino de molienda fina mediante un regulador colocado en el fondo de la misma, siendo llevado a éste mediante otra banda conductora.

3. - "MOLIENDA FINA".

La molienda que ha dado buenos resultados para la flotación de esta clase de sustancias es la de 48 mallas por pulgada (2), molienda a la cual quedan liberadas las partículas de cloruro y sulfato de sodio.

Una molienda más fina no sólo es innecesaria sino que dificulta la separación por flotación de esta clase de sustancias.

Para producir un producto uniformemente molido es recomendable utilizar un molino rotatorio de barras, que son los adecuados para cuando se requiere la característica mencionada, existiendo además la circunstancia de que la finura que estos molinos pueden dar al material, está dentro de la que se desea, ésto es, puede producir cómodamente una molienda de 48 mallas.

Se escogió esta clase de molinos porque son los que resultan más económicos en operación continua, demandando un mantenimiento menor.

La molienda puede efectuarse en estos molinos en seco o en húmedo. La molienda en seco tiene la desventaja de producir mucho polvi-

llo, de producir un desgaste mayor de las barras y de una disminución de la capacidad del molino por la dificultad para eliminar los finos rápidamente.

La molienda húmeda, en cambio, tiene la ventaja de no producir polvo, de que el desgaste de barras y cubierta interior del molino es menor y de dar una mayor capacidad, debido a la eliminación que hace de los finos el agua que circula.

En las industrias químicas la molienda en húmedo no ha tenido mucho uso; siendo en cambio muy usada en el tratamiento de minerales. No obstante que no se empleaba anteriormente la molienda en húmedo para materiales solubles, en este caso y siendo que el medio líquido que se emplea para la molienda y para la flotación es una solución saturada de sales por tratar, si se puede emplear perfectamente este tipo de molienda, ya que las sales se comportan enteramente como si fueran un mineral insoluble al estar en solución saturada de las mismas.

El tipo de molino de barras escogido para esta molienda es el Denver que tiene por dimensiones: diámetro 3' (0.91 mt.); longitud: 5' (1.25 mt.) y que en el manejo de un material blando como la halita da una capacidad de 15 a 30 toneladas por 24 Hrs., siendo movido por un motor de 14 Hp.

La carga de este molino es de 2040 Kgs. de barras y gira a 28 RPM.

Este molino tiene una capacidad hasta de 24 toneladas en 24 horas, cuando se muele mineral de dureza media, al tomar un producto de 1/2" y reducirlo a una malla de 65. Como en nuestro caso la dureza del material es poca, la capacidad quedará aumentada.

La finura del producto dado por el molino, puede regularse de varias maneras, con el objeto de tener la molienda deseada:

- 1.—Aumentar o disminuir la alimentación al molino. Si se aumenta, la finura disminuye, puesto que el material permanece sujeto menos tiempo a la acción de las barras.
- 2.—Aumentar o disminuir el tamaño del producto que se alimenta.
- 3.—Aumentar el peso total de barras.
- 4.—Cambiar el diámetro de las barras que se usan.
- 5.—Cambiar la pendiente del molino.
- 6.—Aumentar o disminuir el diámetro de las perforaciones de la boca de descarga, en los molinos que tienen en este lugar una malla o placa con perforaciones.
- 7.—Variar la velocidad de rotación, dentro de ciertos límites.

Con todas estas variantes se puede tener la molienda al grado deseado y ajustar la capacidad del molino.

El material antes de entrar al molino se mezcla con una porción de salmuera proveniente de un asentador colocado posteriormente a la flotación como se verá más adelante. La densidad de la pulpa se mantendrá en una relación de 1:4, es decir, 1 parte de sal por 4 de salmuera, relación que fue la que dió buen resultado en el laboratorio.

La alimentación del molino se hace de manera automática, el material por moler cae dentro de un caja en donde se mezcla con la salmuera y de allí es levantado por el cucharón de que está provisto y que gira con éste. A su paso por el molino es reducido al tamaño deseado y se descarga por la boca opuesta.

Como la excesiva molienda no es de desearse, es preciso que el material permanezca dentro del molino únicamente el tiempo necesario para reducirlo en una parte a la finura deseada.

4. — "CLASIFICACION"

Al salir del molino pasa por una criba rotatoria (trommel), cuyo eje coincide con el del molino y colocada sobre el mismo molino, la cual tiene una malla de 48. Los finos (-48 mallas) pasan a la sección de flotación y los gruesos (+ 48 mallas) son devueltos por gravedad a la caja de donde se alimenta el molino. Esto puede hacerse por estar colocada la descarga del molino a un nivel más alto que la caja en donde el material es levantado por el cucharón.

Esta clase de clasificación es la que ha dado mejores resultados cuando se trata de tener una molienda uniforme de estos materiales.

Cálculo del clasificador.

Para el cálculo del clasificador, que como ya se indicó es del tipo de criba rotatoria, se emplea la información que da Taggart (28) quien fija para la clasificación de materiales en húmedo el dato de 1 tonelada por pie cuadrado y por milímetro de apertura de la rejilla o tela que se use.

Bajo la base de que se ha partido para calcular la planta piloto, de 20 toneladas en 24 horas, y sabiendo que la malla del No. 48 tiene una abertura de 0.295 mm. se puede calcular el área del clasificador utilizando el dato mencionado:

20

$$A \text{ en pies}^2 = \frac{20}{1 \times 0.295} = 71.1 \text{ pies cuadrados.}$$

fiando un diámetro de 4 pies, la longitud que deberá tener el clasificador será:

$$L = \frac{A \text{ tot.}}{\pi \times D}$$

$$L = \frac{71.1}{3.14 \times 4} = 5.6 \text{ pies.}$$

es decir, el clasificador deberá tener, con un diámetro de 1.20 mts. una longitud de 1.70 mts.

En este tipo de clasificación, las variables que se tienen en su construcción son las siguientes: (28).

Velocidad de rotación, pendiente del eje de rotación, abertura de la malla, por ciento de gruesos en la alimentación, cantidad alimentada por unidad de tiempo, diámetro y longitud.

La velocidad de rotación afecta la capacidad y la eficiencia. La capacidad de la criba aumenta con la velocidad de rotación hasta el límite en que las partículas empiezan a ser mantenidas pegadas a las paredes de la criba por la fuerza centrífuga. La velocidad que se acostumbra dar varía entre 10 y 22 RPM. Por supuesto, que la velocidad de rotación óptima para este caso particular habrá que determinarla durante la operación.

La pendiente de la criba afecta la velocidad del paso del material al recorrerla y para un tonelaje dado, queda determinado el grueso de la capa sobre la malla. Esto a su vez afecta la eficiencia; entre más delgada sea la capa, mayor será la oportunidad del material para pasar a través de una abertura. El aumento de la pendiente aumenta la capacidad hasta el punto en el cual la velocidad de descenso de las partículas es demasiado grande para mejorar la eficiencia. Holbrook y Frazer (28) señalan una inclinación de 5 grados.

Diámetro.—El diámetro de una criba rotatoria determina el grueso de la capa sobre la malla. Entre mayor sea el diámetro más delgada será la capa. Se aconseja no usar cribas rotatorias de un diámetro menor

a 3 pies, por dificultades para cambiar las mallas en diámetros menores.

Longitud.—El aumento de la longitud resulta en una mejor separación de los finos.

5.—"FLOTACION".

Una vez que el material ha sido molido y ha pasado por el clasificador para tener así una molienda uniforme, se pasará éste a la sección de flotación.

Por las pruebas efectuadas en el laboratorio se vió que una segunda flotación de las colas (cloruro de sodio) era ventajosa para lograr una mejor separación entre el sulfato y el cloruro, sacando así un producto más puro.

Por lo tanto, será conveniente hacer pasar primero el material por una celda de flotación donde se hace una separación preliminar, y de la cual pasarán las colas a una segunda flotación en una serie de celdas en las que sufrirá una refinación, eliminando casi por completo el sulfato que se encuentre presente con el cloruro.

El uso de una celda de flotación preliminar, es conveniente también, porque así se eliminará parte del material que habrá de tratarse en el resto del circuito.

Los concentrados que se extraen tanto de la flotación preliminar como de la flotación secundaria, estarán constituidos principalmente por sulfato de sodio, el cual puede aprovecharse posteriormente, si es preciso sometiéndolos a un lavado, filtrado y secado para obtener un producto más o menos puro.

La segunda sección de flotación estará constituida por una serie de celdas, haciendo la alimentación a la primera de ellas y pasando las colas a la segunda, de ésta a una tercera y así sucesivamente.

Los concentrados de cada una de estas celdas van a juntarse con los de la flotación primaria y de allí pueden procesarse.

Las colas resultantes de la última celda de la segunda sección vendrán acompañadas por una gran cantidad de agua madre, por lo que será conveniente antes de someterlas a una filtración pasarlas por un espesador Dorr, devolviendo el agua madre clarificada al circuito, sirviendo para preparar la suspensión antes de entrar al molino.

Las colas ya con solo una poca cantidad de agua madre, suficiente para darles todavía fluidez, pasarán a un filtro rotatorio y de allí al secador rotatorio para obtener así el producto final.

Cálculo de la capacidad de las celdas

Para el cálculo de las celdas de flotación se utilizan las tablas que los fabricantes de ellas suministran. (8).

Para la capacidad que se desea de 20 toneladas en 24 horas, la casa Denver recomienda la máquina No. 50 que tiene una capacidad de 10.35 toneladas siendo de un tamaño de 24" x 24" x 30" y utilizando un motor de 1 1/2 HP.

Para el cálculo de la sección secundaria de flotación tomaremos como base las mismas 20 toneladas, no obstante que realmente a esta sección sólo pasarán unas 16 toneladas debido a la flotación preliminar. Pero de esta manera se dará una elasticidad mayor a la capacidad de la planta y en caso de interrupción por descompostura o cualquier otra razón, de la celda primaria, se podrá alimentar directamente a la sección secundaria de flotación, sin detener la operación de la planta.

La dilución que se va a utilizar en la flotación es de: 4 de líquido por una de sólido, es decir una dilución de 25%. Con este dato y con el de la densidad aparente de la pulpa que se encontró en el laboratorio de ser de 1.3 g/l., se encuentra en las tablas suministradas por los fabricantes de las celdas de flotación un factor de 96, cuando se utilizan celdas No. 12 (22" x 22" x 50") Denver "Sub-A", las que tienen un volumen por celda de 10 pies cúbicos. Estas celdas trabajan en serie y el tiempo total de flotación se completa al salir el producto de la última celda.

Con el dato de la capacidad que se desea de 20 toneladas, y sabiendo que el tiempo de flotación encontrado en el laboratorio fue de 18 minutos, se puede calcular el número de celdas según la fórmula:

Toneladas por 24 Hrs. x Tiempo de trat. en mín. / Factor encontrado en las tablas

$$\frac{20 \times 18}{96} = 3.7, \text{ es decir } 4 \text{ celdas.}$$

La manera como operan es la siguiente:

En una celda en operación del tipo que se ha escogido, pueden distinguirse 3 zonas:

1.-Zona de Agitación. La pulpa del material fluye por gravedad al interior de cada celda a través del tubo de alimentación que está en

la parte inferior y cae directamente en la parte superior del impelente. A medida que la alimentación cae sobre el impelente, es arrojada por la fuerza centrífuga hacia los lados. Esta acción causa también una succión positiva de aire a través del tubo concéntrico a la flecha del impelente. De esta manera se crean burbujas y la pulpa se difunde íntimamente con burbujas extremadamente pequeñas, las que soportan el mayor número de partículas.

2.—*Zona de Separación.* Una vez que las burbujas han escogido el material por flotar y empiezan a irse a la superficie con su carga, la agitación y los remolinos que se forman deberán cesar para no reventar las burbujas dejando caer su carga, desperdiciando la energía ya utilizada.

En estas celdas Denver "Sub-A" se logra esta zona de reposo mediante el uso de paletas que sirven de mamparas, en las que las burbujas cargadas por el material por flotar se separan del material por deprimir, subiendo hasta la superficie sin dejar caer su carga, formando la espuma.

3.—*Zona de Concentración.* A medida que las burbujas cargadas del material por flotar son llevadas al nivel de la pulpa, salen fuera de la celda a través del labio de derrame por la acción de nuevas burbujas que se van formando. Esta eliminación de la espuma se hace rápidamente mediante paletas que ayudan al derrame.

La espuma cargada con el sulfato de sodio se lleva a tanques de asentamiento y luego a filtros.

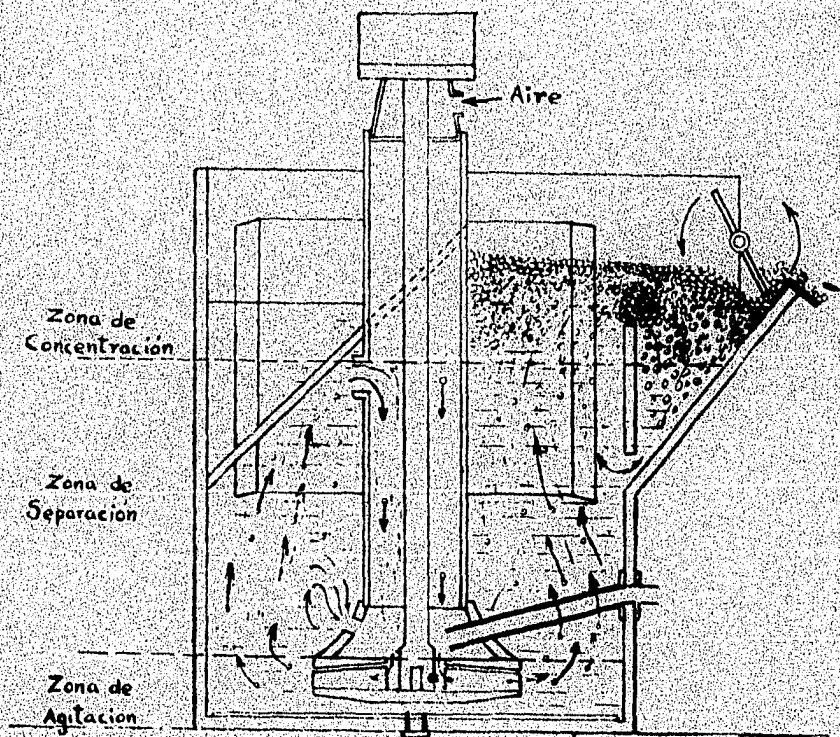
Las colas de la última celda son conducidas mediante tuberías o canales al tanque de asentamiento.

6.—"ESPESAMIENTO"

Con el objeto de eliminar una gran cantidad del agua madre que acompaña a las colas extraídas de las celdas de flotación, deberán someterse éstas a un espesamiento, antes de pasar al filtro, con lo cual se obtiene una capacidad incrementada del filtro a bajo costo.

El tipo de espesador que conviene utilizar para el caso es el Dorr, el cual lleva a cabo todos los fines que se persiguen.

Espesamiento es un proceso por el cual una suspensión relativamente diluida es concentrada y convertida a una suspensión espesa, esto es: una que contiene un bajo por ciento de humedad, mediante la eliminación de líquido que esté libre de sólidos. A este proceso se le denomina también asentamiento.



ESCUELA NACIONAL DE CIENCIAS QUIMICAS.

CELDA DE FLOTACION
DENVER "SUB A"

Jorge Guiza Lámbarri

Tesis Profesional

1950



QUIMICA

Toda suspensión consiste inicialmente de partículas sólidas individuales separadas de otras partículas sólidas por una capa de líquido.

Si la suspensión se deja reposar, las partículas granulares se asientan lentamente bajo la influencia de la gravedad, y a una velocidad determinada para cada clase de sólido en suspensión y medio disensor; velocidad que puede calcularse mediante la ecuación de Stokes, (28) que expresada matemáticamente para el caso de partículas esféricas toma la forma siguiente:

$$u = \frac{g \cdot D^2 \cdot (ds - d)}{18 \cdot n}$$

en la que u representa la velocidad final; D el diámetro de la esfera; g la aceleración debida a la gravedad, es decir: 981 cms. por seg². ds densidad del material de la esfera; d densidad del fluido; n coeficiente de viscosidad a el fluido. El factor 18 deberá usarse cuando se expresan todas las unidades en el sistema c. g. s.

Las partículas finas no llegan a veces a asentarse, o bien se asientan a una velocidad tan lenta que no se obtiene ningún beneficio práctico al tratar de asentarlas en espesadores. El término viscosidad, en la ecuación de Stokes, es relativamente muy grande para estas partículas y efectos moleculares tales como movimientos Brownianos y repulsión eléctrica entre las partículas pueden contrarrestar efectivamente cualquier tendencia de un movimiento hacia abajo por la acción de la gravedad.

Las partículas que se depositan por sedimentación lo hacen más rápidamente cuando la suspensión está más diluida, debido a que las partículas en una suspensión diluida están más espaciadas y los efectos de sus cargas eléctricas sobre las partículas vecinas son menores. La dilución también disminuye la viscosidad y la densidad de la suspensión, y estos cambios ayudan de una manera semejante al asentamiento, como puede verse por la ecuación de Stokes.

No puede utilizarse en este caso esa ventaja ya que la dilución de la pulpa queda fijada por la dilución que se usa en la flotación.

Cuando se desea facilitar el asentamiento de una suspensión coloidal resulta provechosa la adición de un electrolito, por este motivo el hecho de que el medio suspensor consista de una solución de cloruro de sodio y sulfato de sodio, se aumenta la velocidad de asentamiento de las

partículas pequeñas y el tiempo de consolidación o subsidencia queda disminuido, abreviando el tiempo empleado en el proceso.

Los Espesadores son tanques de tal capacidad que el tiempo requerido para llenarlos a la velocidad de flujo de la corriente de suspensión que va a ser espesada, es suficiente para permitir que la superficie superior de la materia sólida se asiente a una distancia de seguridad debajo del nivel de derrame y la capa inferior de sólidos asentados, se consolide hasta la consistencia deseada. Los espesadores están provistos de un vertedor de derrame y una o más descargas inferiores para extraer los sólidos asentados uniformemente. Se construyen de tipo continuo o intermitente.

El tipo de espesador escogido es el Dott, el cual consiste de un tanque relativamente poco profundo, de una gran área horizontal con un fondo ligeramente cónico. Tiene además un canal periférico en donde descarga el agua que derrama. Tiene también un mecanismo de movimiento lento, el cual lleva brazos que sirven como rastrillos cerca del fondo, mediante la revolución de estos rastrillos, los sólidos asentados se mueven hacia el centro, en donde está colocada la descarga de fondo. Los sólidos asentados pueden descargarse por la acción de la gravedad únicamente o bien son manejados por una bomba de diafragma colocada ligeramente arriba del nivel de derrame. Los tanques se fabrican de madera, lámina de acero o concreto, en casos relativamente raros son meramente cavidades circulares cavadas en el propio terreno.

Estos espesadores están provistos de un eje central rodeado de un tubo por el cual se hace la alimentación. El mecanismo que mueve los brazos en los que están colocados los rastrillos está provisto de un sistema de alarma, por medio del cual, en el caso de una excesiva resistencia debida a los sólidos asentados, como por ejemplo después de una interrupción de la operación, una aguja que indica la resistencia hace sonar una alarma. El remedio para este caso es el levantar los brazos, con lo cual la resistencia se disminuye, para este objeto los brazos están provistos de un dispositivo que permite levantarlos en sus extremos.

Cálculo del asentador.

Para el cálculo del área necesaria del asentador se utiliza una fórmula empírica, que relaciona las velocidades de asentamiento de las partículas, con sus densidades, la densidad del medio dispersor y las diferentes diluciones, con el área. Esta fórmula es la siguiente: (24).

$$A = \frac{1.33 (F - D)}{R \times \text{gr. esp.}}$$

en la que:

A representa el área en pies cuadrados por tonelada de sólidos secos por 24 horas.

R Velocidad de asentamiento en pies por hora de una pulpa alimentada y de una dilución *F*.

F Relación de pesos de líquido a sólido para la velocidad *R*.

D Relación de pesos de líquidos a sólidos en la descarga.

La relación de pesos de líquido a sólido es de 4:1, es decir $F = 4$.

El valor de *R* se determinó experimentalmente en el laboratorio midiendo la velocidad de asentamiento con la suspensión en una probeta, habiendo encontrado un valor de 3ft./hr. El producto final se va a extraer con un 50 por ciento humedad, es decir, $D = 1$.

El peso específico de la salmuera se encontró en el laboratorio como ya se mencionó previamente, es de 1.241.

$$A = \frac{1.33 (4 - 1)}{3 \times 1.241} = 1.07 \text{ pies}^2/\text{ton. sólidos secos} \times 24 \text{ horas.}$$

Como la capacidad a que se va a diseñar es de 20 toneladas por 24 horas, el área resultará;

$$1.07 \times 20 = 21.4 \text{ pies cuadrados.}$$

El diámetro expresado en pies será:

$$D = \sqrt{\frac{21.4}{0.785}} = 5.22 \text{ pies.}$$

o sean:

$$D = 1.60 \text{ mts.}$$

El volumen necesario para el tanque de espesamiento depende directamente del período de detención requerido para que el lodo alcance la densidad deseada y puede determinarse también por la siguiente fórmula empírica: (24).

$$V = \frac{4T (G - P_{\text{esp.}})}{3G (S - P_{\text{esp.}})}$$

en la que:

V representa el volumen en pies cúbicos requerido para el espesamiento por tonelada de sólidos por 24 horas.

S = Densidad media de la pulpa espesada durante el periodo de compresión que se encontró en las pruebas del laboratorio de ser igual a 1.712.

P — esp. Densidad de la solución clara = 1.241.

G peso específico de los sólidos en la pulpa = 2.163.

T periodo de subsidencia, es decir tiempo necesario para tener la pulpa que va a extraerse a la densidad deseada. El valor de T encontrado en el laboratorio, poniendo la suspensión en una probeta y midiendo el tiempo necesario para que adquiriera la densidad necesaria, fue de 3 horas.

$$V = \frac{4 \times 3 (2.163 - 1.241)}{3 \times 2.163 (1.712 - 1.241)}$$

$$V = 3.62 \text{ pies}^3/\text{ton.}$$

$$V = 3.62 \times 20 = 72.40 \text{ pies}^3$$

es decir:

$$V = 2.05 \text{ m}^3$$

Las dimensiones del tanque serán por tanto:

Area = 21.4 pies cuadrados ó 1.988 m. cuadrados

si el tanque se hace circular resulta el *diámetro* de 1.60 m.

La *altura* del tanque será:

$$h = \frac{2.05}{1.988} = 1.03 \text{ m.}$$

Los sólidos espesados pasarán luego a la sección siguiente en donde serán sometidos a una filtración para quitarles el resto de agua madre que llevan y recibir un lavado con agua potable.

La suspensión de cloruro de sodio en la salmuera saturada del mismo, saldrá del espesador con una concentración de sólidos del 30%, esta agua madre habrá que eliminarla mediante una filtración antes de someter el producto a un secado final.

No obstante la elevada concentración de sólidos con que sale la suspensión del espesador, todavía tiene la suficiente fluidez para poder ser manejada mediante una bomba de diafragma, la cual se coloca a una altura ligeramente superior al nivel del líquido del espesador, fluyendo luego por gravedad a un filtro.

Son muchas las clases de filtros que se pueden emplear en este caso para separar los sólidos del agua madre, pudiéndose utilizar un filtro prensa, de hojas como el Moore, Sweetland o Kelly, etc., pero todos éstos tienen el defecto de no hacer la operación continua y dada la gran proporción de sólidos con relación al volumen de líquido por filtrar, requieren mucha mano de obra para descargarlos una vez que ha llegado la torta a su máximo espesor y para volverlos a poner en condiciones de filtrar nuevamente. También podría utilizarse una centrifuga para separar el sólido del líquido; pero ésta adolece también del mismo defecto a que se hace mención, es decir, el de no hacer la operación continua. Por lo tanto, la mejor solución será utilizar un filtro continuo, por ejemplo un filtro rotatorio como el tipo Oliver o Denver o bien un filtro rotatorio de discos.

Dada la sencillez que resulta en el manejo de un filtro tipo Oliver, por la facilidad de descarga y la efectividad de su operación, parece ser éste el más adecuado para el problema que nos ocupa.

Efectivamente, en casi todas las operaciones metalúrgicas en las que se quiere separar un concentrado del agua que lo acompaña, por lo general, se hace uso de estos filtros. Dado que la suspensión en cuestión es enteramente similar a un concentrado metalúrgico y puede ser tratado como tal, resulta que el filtro más conveniente es el del tipo escogido.

Selección del tamaño del filtro.

El tamaño adecuado del filtro se seleccionó llevando a cabo unas pruebas en el laboratorio.

Para que una prueba del laboratorio pueda representar fielmente el resultado que se obtendrá en la instalación, conviene reproducir lo

más posible las condiciones en que se va a trabajar finalmente. Por esta razón se llevaron a cabo las pruebas que aconseja la Oliver Filter Co. y que consisten en utilizar una superficie filtrante de área conocida hecha como sigue:

A una pieza de madera de $3/4''$ de grueso, de forma circular y de 17.2 cm. de diámetro (equivalente a un área de 0.25 pies cuadrados), se le hizo un orificio en el centro, de modo de que se pudiera adaptar un tubo de $3/8''$.

A una de las caras de este disco de madera, se le clavaron tirillas también de madera, paralelas entre sí y de $1/4''$ de ancho por $1/2''$ de alto, espaciadas $3/4''$, teniendo cuidado que los extremos de estas tirillas sólo lleguen alternadamente al borde externo, de manera de dejar un paso continuo desde el centro donde está el tubo a todos los espacios que dejan las tirillas entre sí.

Un disco de tela de alambre, del mismo diámetro que el disco de madera se cortó para servir de base a la superficie filtrante.

Una banda de fierro de $1/8''$ (3.2 m.m.) de grueso por $3''$ de ancho se soldó para formar un aro cuyo diámetro interior fuese ligeramente más grande que el del disco. Se cortó un pedazo de lona para servir como superficie filtrante, lo suficientemente grande para cubrir el disco de madera.

Se colocó el disco de tela de alambre sobre la superficie del disco que lleva las tiras de madera, encima se puso la lona filtrante y forzando hacia abajo se introdujo el aro de fierro, dejando así una superficie de filtración tensa.

El tubo de $3/8''$ colocado en la parte posterior se conectó al frasco para recibir el filtrado y estando provisto éste de un tapón con tres perforaciones una de ellas se conectó como queda dicho, la segunda a un manómetro de mercurio y la tercera a la bomba de vacío.

Procedimiento seguido para hacer las pruebas.

Se preparó una suspensión de la sal a la molienda final de 48 mallas por pulgada usando como líquido suspensor una solución saturada de la misma sal, poniendo partes iguales en peso de sal y solución, es decir al 50 por ciento, que es como saldrá del espesador.

Se agitó de manera de tener uniformidad en la suspensión y manteniendo la agitación constante se metió el filtro boca abajo abriendo luego el vacío, se tomaron diferentes tiempos hasta ver cuál era el es-

pesor más conveniente de la torta, procurando que fuese éste el máximo. Después de tener una torta de espesor adecuado se sacó el filtro y se mantuvo boca arriba durante un tiempo igual al que se empleó en formar la torta con objeto de escurrirlo y secarlo. Se desconectó la manguera de vacío conectando en su lugar una manguera con aire a presión sacando así la torta formada. Se pesó la torta formada y se puso a secar a la estufa durante 3 a 4 horas para pesarla seca y tener así su humedad.

Desde luego se notó que el tiempo de filtración necesario para formar la torta fue muy reducido, debido a el tamaño relativamente grande de las partículas del material, obteniéndose en unos cuantos segundos una torta de espesor conveniente.

De las pruebas hechas se escogió la que dió el espesor de la torta adecuada. Los datos que se obtuvieron fueron los siguientes:

Superficie de filtración 0.25 pies cuadrados.

Tiempo de filtración = 1/2 minuto.

Volumen del Filtrado = 740 ml.

Espesor de la torta = 1 3/4" (4.45 cm.).

Peso de la torta húmeda = (2.157 Kg.) 4.75 lbs.

Peso de la torta seca = (1.724 Kg.) 3.80 lbs.

Humedad = 20%.

Con estos datos se puede ya calcular el área filtrante necesaria para la capacidad de 20 toneladas diarias de material seco.

En la prueba se obtuvo 1/2 min. para formar la torta y 1/2 min. para secarla, suponiendo que el filtro se va a emplear sumergido en un 40%, otro 40% de la superficie total servirá para el secado, quedando 20 por ciento para el soplado y desprendimiento de la torta. Pudiéndose emplear parte del tiempo empleado en el secado en hacer un lavado con agua para quitar del agua madre que todavía le queda y que aún trae pequeñas cantidades de sulfato de sodio.

El tiempo necesario para dar una revolución completa el filtro será en total de 1 min. 15 seg., es decir 1.25 min.

Un punto cualquiera de la superficie de filtración hará el siguiente recorrido: 40% del tiempo total sumergido en la suspensión, (1/2 min.) 40% sometido al secado mediante el vacío (1/2 min.) y el 20% restante 1/4 min. con aire a presión para desprender la torta formada.

Si el filtro de un área igual a 1/4 de un pie cuadrado filtró en 1/2 minuto (1.700 Kgs.) 3.80 lbs. en un área igual a 1 pie cuadrado filtrará cuatro veces lo obtenido, es decir:

$$3.8 \times 4 = 15 \text{ lbs./pie cuadrado.}$$

Es decir, que en 1.25 min. se obtuvieron 15 lbs./pie cuadrado en una hora se obtendrán:

$$\frac{60 \times 15}{1.25} = 720 \text{ lbs./hrs. x pie cuadrado.}$$

en 24 horas:

$$720 \times 24 = 17280 \text{ lbs./24 Hrs. x pie cuadrado.}$$

como se requiere filtrar 20 toneladas en 24 horas la superficie del filtro deberá ser:

$$\frac{2200 \times 20}{1728} = 25.4 \text{ pies cuadrados.}$$

2.35 m cuadrados

El filtro escogido es el de 4' diám. x 3' ancho, que tiene una superficie de filtración de 37 1/2 pies cuadrados (3.48 m. cuadrados) con lo cual se tiene bastante margen de seguridad en la capacidad y el cual está provisto de un agitador de paletas y requiere para su rotación un motor de 1 H. P. El equipo de vacío de que viene provisto, necesita para su trabajo 4 H. P. Este filtro es de la Casa Denver.

Elasticidad de la capacidad.

Los factores que influyen la capacidad de un filtro del tipo descrito son los siguientes: diámetro del tambor, grado de submergencia, tamaño de las partículas alimentadas, por ciento de sólidos en la alimentación, reactivos que se encuentren presentes, clase y condición del medio filtrante, temperatura de la pulpa, homogeneidad de la pulpa en el tanque, vacío, soplado, viscosidad del medio dispersor y uniformidad de las condiciones.

Haciendo un análisis para ver de cuáles de estos factores podemos utilizar en caso de que sea necesario variar la capacidad: El diámetro del tambor queda fijado al determinar el área del filtro requerido.

El grado de submergencia, si se disminuye, la torta queda más delgada, y más seca; pero disminuye también la capacidad. Si se aumenta,

aumenta el espesor de la torta, aumentando también la capacidad; pero la torta resulta más húmeda.

El tamaño de las partículas alimentadas, ya queda fijado por las condiciones de tamaño necesarias para la flotación.

El porcentaje de sólidos en la alimentación, deberá ser lo más alto posible, ésto se podrá lograr dejando que la pulpa adquiera un espesamiento mayor en el tanque asentador, con lo cual se tiene una capacidad elevada en el filtro y una torta más seca. El límite del porcentaje de sólidos que puede contener la pulpa quedará fijado por la fluidez que tenga la pulpa, para poder ser manejada por la bomba de diafragma que precede al filtro y para poder mantener una suspensión uniforme en el tanque de agitación del filtro.

Es importante tener en cuenta que es alrededor de cinco veces más barato, por tonelada de sólidos, el espesar una pulpa en un asentador Dorr que en un filtro; por lo tanto entre mayor sea el espesamiento anterior al filtro, más barata será la operación en total. Se tiene también la ventaja de que con la pulpa más espesa se puede emplear un grado de sumergencia menor que con la pulpa diluida, con lo cual se tiene un mayor tiempo para secado.

El medio filtrante deberá ser de tejido lo suficientemente cerrado para sostener las primeras porciones del material y formar así lo que constituye propiamente la pared filtrante. Su resistencia deberá ser suficiente para no romperse cualquiera que sea el vacío que se le aplique. Es de desearse que todo el material sea mantenido en la superficie, puesto que el material que penetra en el tejido del filtro no se cae al quitar la torta con lo cual se disminuye gradualmente la porosidad del material filtrante. Lo más usado es la lona hecha de algodón.

Al aumentar la temperatura de la pulpa, se disminuye la viscosidad del líquido, aumentando así la velocidad de filtración. En el caso que nos ocupa, el calentamiento de la pulpa no sería aconsejable, puesto que al calentar la suspensión se aumentaría la solubilidad de las sales disueltas, dando como resultado que se sobresaturaría la solución al enfriarse, produciendo cristalizaciones posteriormente, lo que ocasionaría trastornos en la operación.

La homogeneidad de la pulpa es aconsejable, para así trabajar el filtro a su capacidad máxima y formar una torta de espesor uniforme que al secarse por el vacío, producirá una humedad también uniforme de la torta. Esta uniformidad se obtiene mediante una agitación eficiente. La agitación mecánica es preferible a la agitación por aire, ya que

ésta tiende a formar puntos en donde la torta es más delgada, además de que la potencia consumida es mayor que la necesaria para la agitación mecánica.

El vacío depende de la porosidad de la lona y de la torta. En este tipo de material en suspensión, el vacío que se necesita es relativamente muy poco dado el tamaño de las partículas y la no compresibilidad de las mismas.

La presión de aire para desprender la torta, deberá mantenerse lo más baja posible, usualmente la presión es de 7 a 15 lb./sq.in.

La torta que se desprende de la lona filtrante es retirada del filtro mediante la ayuda de una cuchilla aunque si el filtro se opera correctamente, ésta sirve únicamente como lámina divergente.

La sal que se saca del filtro todavía tiene una humedad de 20% por lo cual es necesario quitarle este resto de humedad, si el producto se va a dar por terminado con la pureza que se indicó en las pruebas, resultando una sal Industrial bastante pura.

O bien puede considerarse el producto extraído del filtro como materia prima para la elaboración de sal para mesa, elaboración que se simplifica grandemente por haber separado el gran porcentaje de impurezas con que venía mezclado el cloruro de sodio y bastando una cristalización sencilla para obtener una sal con el tamaño de los cristales y con la pureza necesarias para hacerla de mesa, simplificando grandemente la refinación de la sal.

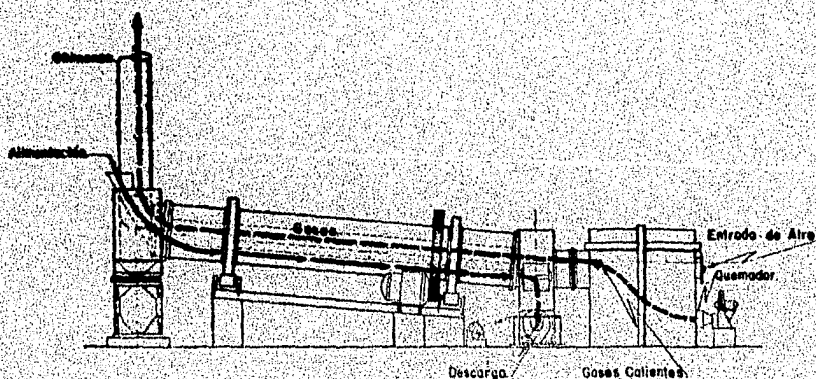
En el problema propuesto se va a producir la sal Industrial seca, para lo cual el producto del filtro habrá de someterse a un secado con gases de combustión, saliendo teóricamente la sal sin ninguna humedad.

"SECADO"

La sal que proviene del filtro y conteniendo todavía un 20% de humedad, será conveniente someterla a un secado final, para quitarle el resto de agua que todavía lleva.

Como va a producirse una sal industrial y dado que la temperatura de fusión del cloruro de sodio es de 804°C., este secado puede hacerse con gases de combustión y para que la operación sea continua, puede llevarse acabo en un secador rotatorio con calentamiento por gases de combustión.

La operación del secador rotatorio en detalle es la siguiente:



ESCUELA NACIONAL DE CIENCIAS QUIMICAS.
SECADOR ROTATORIO.

Tesis Profesional
1950. Jorge Guiza L.



El material que sale del filtro, se alimenta mediante una banda transportadora o mediante un elevador de cangilones a la tolva del secador rotatorio, de donde cae al interior de éste, siendo movido en contracorriente con los gases calientes provenientes del hogar, por la misma rotación del secador y gracias a la ayuda de las aletas que se proyectan en el interior del secador, siendo el material levantado y dejado caer a través de la corriente de gases calientes, avanzando hasta el extremo opuesto, coadyuvando en ésto la acción de la gravedad, por tener el secador cierta inclinación.

En el extremo final se abre la descarga del secador, cayendo el producto a un conductor de gusano, que lo conduce a la tolva de llenar sacos.

El combustible que conviene utilizar es el líquido, el cual se pulveriza mediante la acción de un atomizador mecánico, el cual, una vez iniciada la combustión, arde en el interior de un horno de paredes de ladrillo refractario, usándose para la combustión un exceso de aire conveniente para conseguir una temperatura de los gases de 1000°F (538°C), exceso que se calcula más adelante. Al mantener un exceso del aire necesario para la combustión no sólo se logra obtener la temperatura deseada, sino que la combustión se hace completa y prácticamente no hay residuos de combustión que contaminen el producto por secar.

Los gases calientes, constituidos principalmente por nitrógeno, oxígeno, bióxido de carbono y vapor de agua sobrecalentado, salen del horno de ladrillo refractario y entran al secador rotatorio, en donde encuentran al material, secándolo por completo, saliendo luego por la chimenea.

La corriente de los gases de combustión se establece gracias al tiro natural de la chimenea y a la acción de un ventilador colocado en el horno de combustión.

La desventaja que tiene este tipo de secadores es que hay una pérdida de calor con el material que sale ya seco; puesto que antes de salir se encuentra con los gases calientes que van entrando al secador, sufriendo una elevación de su temperatura.

Cálculo del exceso de aire necesario para obtener una temperatura de los gases de combustión de 538°C.

La composición media del combustible que se va a usar es la siguiente:

C. ————— 85%
H₂ ————— 13%
S ————— 2%
Poder Calorífico 10,250 Cal./Kg.

Cálculo de la cantidad de aire necesaria:

Las reacciones que se verifican en la combustión son las siguientes:



BASE 100 Kg. de combustible

			Oxígeno requerido.
Carbono	85 Kg. ó 85		
	$\frac{\quad}{12}$	= 7.09 Kg.—Mol.	7.09 Kg. Mol.

Hidrógeno	13 Kg. ó 13		
	$\frac{\quad}{2.016}$	= 6.45 Kg.—Mol.	3.225Kg. Mol.

Azufre	2 Kg. ó 2		
	$\frac{\quad}{32}$	= 0.063Kg.—Mol.	0.063Kg. Mol.

Total de oxígeno requerido		10.378Kg. Mol.
----------------------------	--	----------------

Aire Requerido: 10.378		
$\frac{\quad}{0.21}$	=	49.4 Kg. Mol.

Nota: Para calcular el exceso de aire necesario para obtener la temperatura deseada de 538°C, de los gases de combustión se hicieron varias suposiciones de exceso de aire, aquí únicamente se reproduce el cálculo que dio la temperatura deseada y que fue usando un 400% de exceso de aire.

Base 100 Kg. de Combustion.

Características del aire usado: Temp. bulbo seco = 30°C. Humedad Relativa 25%.

Aire necesario = 49.4 Kg.-mol.

Usando un 400% de exceso de aire:

	$49.4 \times 5 = 247.0$ Kg.-mol.	
N ₂ introducido:	247×0.79	195.00 Kg.-mol.
N ₂ O con el aire	247×0.011	2.720 „
H ₂ O del combustible		3.225 „
Total de H ₂ O		5.945 Kg.-mol.
Oxígeno introducido:	247×0.21	51.800 Kg.-mol.
Oxígeno consumido:		10.378 „
Oxígeno usado en exceso:		41.422 Kg.-mol.

Entalpías de los productos de combustión:

CO₂:

$$H = 7.09 [6.85 (T-303) + \frac{0.008533}{2} (T^2 - 303^2) - \frac{2.475}{3} (10^{-6}) (T^3 - 303^3)]$$

$$N_2: H = 195 [6.3 (T-303) + \frac{0.00182}{2} (T^2 - 303^2) - \frac{0.345}{3} (10^{-6}) (T^3 - 303^3)]$$

$$O_2: H = 41.42 [6.13 (T-303) + \frac{0.00299}{2} (T^2 - 303^2) - \frac{0.806}{3} (10^{-6}) (T^3 - 303^3)]$$

$$H_2O: H = 5.95 [6.89 (T-303) + \frac{0.00328}{2} (T^2 - 303^2) - \frac{0.843}{3} (10^{-6}) (T^3 - 303^3)]$$

Simplificando:

$$CO_2: H = 48.5 (T-303) + 0.0302 (T^2 - 303^2) - 5.84 (10^{-6}) (T^3 - 303^3)$$

$$N_2: H = 1230.0 (T-303) + 0.1775 (T^2 - 303^2) - 22.40 (10^{-6}) (T^3 - 303^3)$$

$$O_2: H = 253.8 (T-303) + 0.0618 (T^2 - 303^2) - 11.30 (10^{-6}) (T^3 - 303^3)$$

$$H_2O: H = 41.0 (T-303) + 0.0098 (T^2 - 303^2) - 0.68 (10^{-6}) (T^3 - 303^3)$$

$$H = 1573.3 (T-303) + 0.2793 (T^2 - 303^2) - 40.22 (10^{-6}) (T^3 - 303^3)$$

Efectuando las operaciones indicadas:

$$H = 1573.3 - 480,000 + 0.2793 T^2 - 25.620 - 40.22 (10^{-6}) T^3 + 1175$$

$$H = 1573.3T + 0.2793 T^2 - 40.22 (10^{-6}) T^3 - 504,445$$

Entalpia de los reactivos:

Aire:

$$247 \times 6.95 \times 12 \quad 20,600 \text{ Cal.}$$

Humedad del aire:

$$H = 2.720 \times 8 \times 21.5 + 10,450 - 18 (9.5) \quad 28,412 \text{ „}$$

Poder Calorifico del combustible: 10,250 Cal./Kg.

$$10,250 \times 100 \quad 1,025,000 \text{ „}$$

$$\text{Total} \quad 1,074,012 \text{ Cal.}$$

Suponiendo que por radiación y por conducción de las paredes del horno se pierde un 10% de el calor que entra con los reactivos, o sean:

$$107,401 \text{ Cal.}$$

La entalpia de los reactivos se disminuirá en esta cantidad:

$$966,611 \text{ Cal.}$$

Como $H = H_p - H_r = 0$
 $H_p = H_r$

Por lo tanto:

$$1,573.3T + 0.2793T^2 - 40.22 (10^{-6}) T^3 - 504,445 = 966,611 \text{ Cal.}$$

de donde:

$$1,573.3T + 0.2793T^2 - 40.22 (10^{-6}) T^3 = 1,471,056 \text{ Calorias.}$$

Resolviendo esta ecuación gráficamente resulta:

$$T = 827^\circ\text{K o sea: } t = 554^\circ\text{C.}$$

Como esta temperatura queda dentro de los limites de exactitud con que están calculados los calores especificos molares de los gases, será considerada bastante aproximada a la temperatura de 538°C que se busca.

Con este exceso de aire de 400% la composición de los gases de combustión será la siguiente:

$$\text{CO}_2 \dots\dots\dots 7.09 \text{ Kg.mol.}$$

$$\text{N}_2 \dots\dots\dots 195.0 \text{ Kg.mol.}$$

$$\text{O}_2 \dots\dots\dots 41.42 \text{ Kg.mol.}$$

Total 243.51 Kg.mol de gases secos.

Humedad de los gases: 5.945 Kg.mol.

La composición por ciento de los gases secos será:

$$\text{CO}_2 = \frac{7.09 \times 100}{243.51} = 2.90\%$$

$$\text{N}_2 = \frac{195 \times 100}{243.51} = 80.10\%$$

$$\text{O}_2 = \frac{41.42 \times 100}{243.51} = 17.00\%$$

Nótese que el contenido de azufre en el combustible no se tomó en cuenta en el cálculo de la Temperatura de los gases ni en la composición final de los mismos, por ser relativamente pequeña la cantidad y no afectar considerablemente los cálculos.

Selección del secador adecuado para secar el cloruro de Sodio.

Como ya se dijo, el tipo escogido es el de un secador rotatorio, utilizando como fuente de calor gases de combustión.

Para hacer la elección del tamaño adecuado del secador y dada la imposibilidad de poder disponer de un horno rotatorio de laboratorio para poder hacer experiencias y así determinar el tiempo de secado y llegar a obtener las dimensiones del mismo, hubo necesidad de echar mano de las recomendaciones y tablas de los fabricantes de este tipo de secador aplicado al caso concreto. Se han tomado los datos proporcionados por la casa Denver para hacer esta selección.

DATOS:

Capacidad: 1000 Kg /hr.
(Producto húmedo).

Humedad inicial del material por secar: 20%.

Humedad final del material: 0.1%.

Temperatura de entrada de los gases calientes: (1000°F): 538°C.

Temperatura final de los gases: 150°C.

Composición de los gases: CO₂ — 2.9%, O₂: 17.0%; N₂: 80.1%

Temperatura de salida del producto: 100°C.

Temperatura ambiente media: 30°C.

Presión atmosférica media: 670 mm.

Humedad relativa media ambiente: 25%.

La casa Denver, en su boletín D4-B1, aconseja para el secado de un material como el que nos ocupa, con un calor específico de 0.21,

para una humedad inicial del producto de 20% y una humedad final de 0.1% y suponiendo una eficiencia térmica del 50% un secador rotatorio de 3 x 20 pies (0.92 x 6.10 mts.) el cual gira a una velocidad de 7.3 R. P. M.

La capacidad máxima de este secador es de 28 toneladas en 24 horas; pero por ser equipo estandar será el que tenemos que elegir, por ser el que más se aproxima a nuestras necesidades.

Cálculo de la cantidad de combustible necesaria.

El calor necesario para secar el producto es:

A.—Calor necesario para calentar el material de 30°C a 100°C.

B.—1.—Calor necesario para calentar el agua a 98°C.

2.—Calor necesario para convertir el agua a vapor a 98°C.

3.—Calor necesario para calentar el vapor de agua de 98°C a 150°C.

A.—

El calor específico del cloruro de sodio es de 0.21.

El calor necesario para calentar el material será:

$$1000 \times 0.801 \times 0.21 \times 70 = 11,760 \text{ Cal./Hr.}$$

B.—

1.—Cantidad de calor necesaria para calentar el agua de 30°C a 98°C.

$$199 \times 66 \times 1 = 13,120 \text{ Cal./Hr.}$$

2.—Calor necesario para evaporar el agua a 98°C.

El calor latente de evaporación a 98°C es 540 Cal.

$$199 \times 540 = 107,660.$$

3.—Calor necesario para calentar el vapor de 98°C a 150°C.:

La capacidad calorífica molar media entre estas temperaturas del vapor de agua es de 8.2; por lo tanto el calor específico

$$8.2$$

$$\text{será } \frac{8.2}{18} = 0.46$$

$$18$$

$$199 \times 0.46 \times 52 = 4,730 \text{ Cal./Hr.}$$

Sumado: $11,760 + 13,120 + 107,660 + 4,730 = 137,210 \text{ Cal./hr}$ necesarias para secar el material.

Despreciando las pérdidas por radiación se requerirán:

$$137,210 \times 100$$

$$\frac{\quad}{\quad} = 56.9 \text{ Kg.-mol de gases secos/hr.}$$

$$241,320$$

$$\text{ó } \frac{56.9 \times 102.44}{100} = 58.25 \text{ Kg.-mol de gases húmedos/hr.}$$

La cantidad de agua evaporada será:

$$\frac{1000 \times 0.199}{18} = 11.05 \text{ Kg.-mol.}$$

Haciendo un total de:

$$56 + 11.05 = 69.8 \text{ Kg.-mol de gases.}$$

Estos gases salen a una temperatura de 150°C y a la presión de 670 mm. de mercurio; el volumen que ocuparán será:

$$69.8 \times 22.4 \times \frac{423}{273} \times \frac{760}{670} = 2725 \text{ m}^3/\text{hr.}$$

Cálculo de la cantidad necesaria de combustible.

La cantidad necesaria de combustible estará dada por la suma de las calorías necesarias para secar el material más las calorías que se pierden con los gases que salen por la chimenea, dividida la suma entre el poder calorífico del combustible:

Calorías que salen con los gases por la chimenea:

Cantidad de gases: 56.9 Kg.-mol.	Composición:	CO ₂	2.9%
		O ₂	17.0%
		N ₂	80.1%

Humedad 2.44 Kg.-mol/100 Kg.-mol de gas.

$$\text{CO}_2 = \frac{56.9 \times 2.9}{100} = 1.65 \text{ Kg.-mol.}$$

$$\text{O}_2 = \frac{56.9 \times 17.0}{100} = 9.65 \text{ Kg.-mol.}$$

$$\text{N}_2 = \frac{56.9 \times 80.1}{100} = 45.60 \text{ Kg.-mol.}$$

$$\text{H}_2\text{O} = \frac{56.9 \times 2.44}{100} = 1.38 \text{ Kg.-mol.}$$

El calor sensible total por mol de gas, tomando como base el punto de congelación del agua y a diferentes temperaturas se encuentra en gráficas, (20). Para calcular la cantidad de calor que corresponde a un cambio dado de temperaturas bastará con tomar la diferencia entre los calores sensibles a esas dos temperaturas.

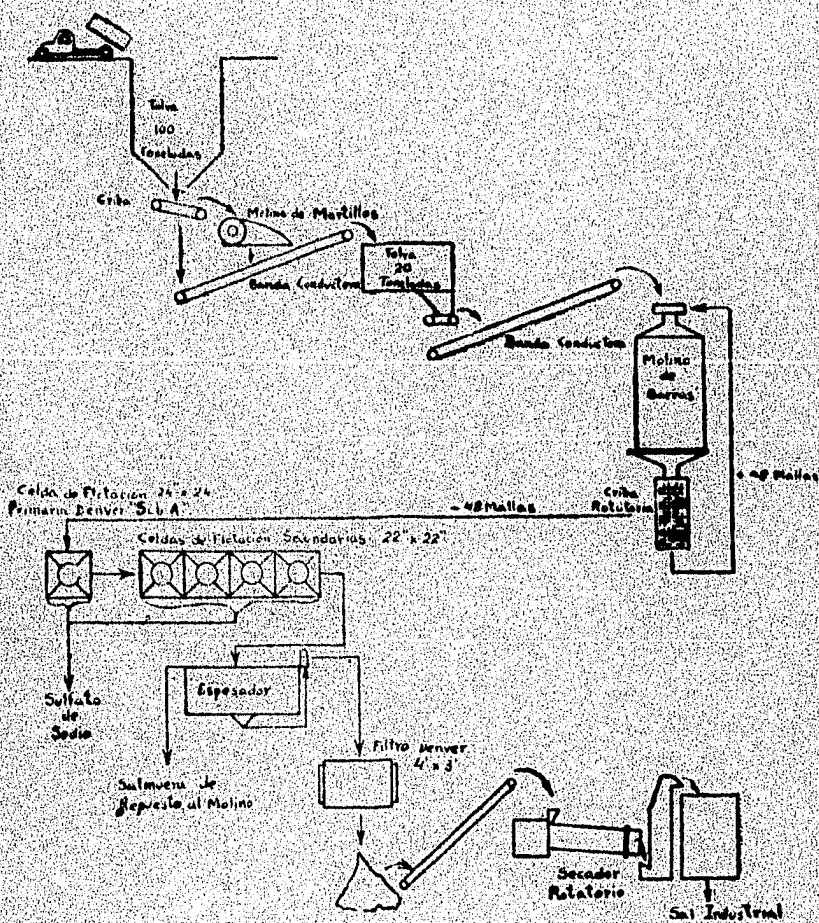
Gas	Moles	Calor sensible a 150°C	Calor sen- sible a 30°C	Diferencia	Calorías (Total)
CO ₂	1.65	1,390	270	1,120	1,850
O ₂	9.65	1,030	202	828	8,000
N ₂	45.60	1,030	202	828	37,800
H ₂ O	1.38	1,250	252	998	1,380
Total					49,030 Cal.
Calor necesario para el secado:				137,210 Cal./Hr.	
Calor perdido por la chimenea:				48,030	"
Total					186,240 Cal./Hr.

Puesto que el combustible que se va a usar tiene un poder calorífico de 10,250 Cal./Kg., se necesitarán:

$$\frac{186,240}{10,250} = 18.2 \text{ Kg. de combustible.}$$

Si se considera una pérdida de calor de un 5% por radiación y convección, se consumirán aproximadamente:

19 Kg. de combustible/Hr.



ESCUELA NACIONAL DE CIENCIAS QUIMICAS.
DIAGRAMA DE FLUJO

1950.

Jorge Guiza L.

Tesis Profesional



CAPITULO IV

CONCLUSIONES

La concentración del cloruro de sodio por flotación suministra un método apropiado para la obtención de una sal industrial de bastante pureza, utilizable en todos aquellos procesos en que el sulfato de sodio es una impureza objeccionable.

Siendo que la mayor parte de las salinas que se encuentran en la parte norte de nuestra República producen una sal cuya impureza principal es el sulfato de sodio, es aconsejable la purificación de esta sal mediante la flotación.

En la fabricación de la sal de mesa se emplea actualmente para la purificación de la salmuera la cristalización del sulfato de sodio de la salmuera saturada, operación que se efectúa mediante la refrigeración de dicha salmuera, aprovechando la mayor solubilidad del cloruro de sodio que la solubilidad del sulfato, a temperaturas bajas.

El método estudiado de concentración del cloruro de sodio por flotación suministra un medio efectivo y rápido para la purificación de sal, la que una vez purificada por este proceso puede someterse a la cristalización en evaporadores de doble o triple efecto, como los usados actualmente, para obtener una sal cuya pureza puede alcanzar hasta el 99.5 ó más por ciento, pureza que para ser alcanzada con los métodos actuales de obtención requiere un esmerado y cuidadoso control, el cual sólo se tiene en casos excepcionales.

El sulfato de sodio que se obtiene como concentrado de esta flotación, también puede utilizarse, bastando con secarlo en un secador de tipo rotatorio como el calculado, es decir, con gases de combustión con

objeto de obtener un sulfato de sodio calcinado, que es de mucho uso en los procesos industriales.

Una conclusión muy importante que se saca del estudio es la posibilidad de la explotación de muchas de las salinas de nuestro país cuyos componentes son distintos a los de las salinas estudiadas, por ejemplo, podría estudiarse la posibilidad de la obtención de cloruro de potasio mediante la cristalización de las aguas madres de la obtención del cloruro de sodio, tal como se hace en el Lago Bonneville, que ya se mencionó. Una vez cristalizadas estas aguas madres podrían separarse por flotación.

Según Madinaveitia A. (21), la relación que existe entre las sales de sodio y las de potasio en las aguas madres de la fabricación de la sal

5.6

Polar en Salinas, S. L. P. es de ———. Y la relación de sales de sodio

1

12.2

a las de potasio en el Lago de Texcoco es de ———, de donde se dedu-

1

ce que sería muy conveniente el hacer un estudio detenido con miras a extraer las sales de potasio, que tanta falta hacen a nuestra agricultura, mediante la separación por flotación.

BIBLIOGRAFIA

- 1.—ANDERSON L. D.—"Process of concentrating Ores". Julio 7, 1936.
- 2.—ANDREEVA A. I. Y KUZIN, S. A.—"Flotation of Boric Acid and Borax from the products of treatment of the Indera Boracite". Jour. Appl. Chem (U.S.S.R.) 10 p.p. 845-852 (1937). Chem. Abs.
- 3.—BADGER W. L. AND BAKER E. M.—Inorganic Chemical Technology. Mc. Graw Hill Book Company Inc. New York, N. Y. (1936).
- 4.—BADGER W. L. AND MC. CABE W. L.—Elements of Chemical Engineering. Mc. Graw Hill Book Company Inc. New York, N. Y. (1936).
- 5.—COGHILL W. H. DE VANEY F. D.—"Concentration of the Potash ores of Carlsbad, New Mexico, by Ore-Dressing Methods". U. S. Bureau of Mines R. I. 3271. (Feb. 1935.)
- 6.—CRAMER T. M.—"Production of Potassium Chloride in New Mexico". U. S. Potash Company, Carlsbad, N. M.
- 7.—DENVER EQUIPMENT CO.—"Beneficiation of Bonneville Potash Deposits". Deco-Trefoil. Buul. No. M4-B29. Marzo 1946.
- 8.—DENVER EQUIPMENT CO.—"Denver. Sub-A. Flotation". Bull. No. F10-B29.
- 9.—DENVER EQUIPMENT CO.— Bulletin No. D4-B1.

- 10.—DE VANEY F. D. Y COOKE S. R. B.—"Flotation of Langbeinite from the Potash field of New Mexico and Texas". U. S. Bureau of Mines R. I. 3300. (Feb. 1936).
- 11.—EIGELES M. A.—"Separation of Sodium Fluoride from the melt by Flotation". Mineral Suirc. 9, No. 6 pp. 44-54. (1934). Chem. Abs.
- 12.—FLORES T.—"Posibilidades de la existencia y producción de sales Potásicas en la República Mexicana". Imprenta el Nigromante, Justo Sierra 23, México, D. F. (1944).
- 13.—GUREVICH E. A. Y ASNUS V. F.—Byull. Tsentral Nauch. Issledovatel Solyanoi Lab. No. 7 1-28 (1939). Chem. Abs.
Khim Referat Zhur "The Utilization of Sylvinitic waste Products obtained in the Solikamsk Plants" No. 8, 86. Chem. Abs.
- 14.—HOUGHEN O. A. & WATSON K. M.—Industrial Chemical Calculations. John Wiley and Sons Inc. (1936).
- 15.—I. G. FARBENINDUSTRIE A. G.—"Alkalimetal Nitrate Separation from Ammonium Chloride". British Patent 411,587. Junio 14, 1934.
- 16.—KUZIN, S. A.—"Applying the Flotation Method in the separation of salts into their components". Jour. Appl. Chem. (U. S. S. R.) 7, 1065-70 (1934). Chem. Abs.
- 17.—KUZIN, S. A.—Kalli (U. S. S. R.) 1937 No. 8 32-3. Khim Referat Zhur 1 No. 4-5 104 (1938). Chem. Abs.
- 18.—LARRALDE A.—"Explotación y Beneficio de Sales, Salinas y Salitreras". Informe sobre los depósitos de sulfato y cloruro de sodio localizados en Viesca, Coah. Secretaría de Economía Nacional. Depto. de Industria. Expediente 24/327-2 (1938).
- 19.—LOZANO GARCIA R.—"Estudio Técnico de la Industria de la Sal en México". Instituto de Geología, U. N. A. M. México (1946).
- 20.—LEWIS AND RADASCH.—Industrial Stoichiometry. Mc. Graw Hill Book Company, Inc. New York, N. Y. (1926).
- 21.—MADINAVEITIA A.—"El Yacimiento de Salmuera de Salinas, S. L. P." Boletín de la Asociación de Químicos de San Luis Potosí, Julio 30 de 1943. No. 5, pp. 2-8.

- 22.—NESSLER F.—"Separation of Mixtures of Alkali Metal Nitrates with Ammonium Chloride". U. S. Patent 1,967,897. Julio 24, 1934.
- 23.—OLIVER C. RALSTON.—"Flotation and Agglomerate Concentration of Nonmetallic Minerals". Bureau of Mines, R. I. 3397.
- 24.—PERRY J. H.—Chemical Engineer's Handbook, Mc. Graw Hill Book Company, New York, N. Y. (1941).
- 25.—PYE D. J.—"Separation of NaCl from Na₂SO₄ crystals by Flotation". (To the Dow Chemical, Co.). U. S. Patent 2,310,315. Feb. 9, 1943.
- 26.—ROGER'S.—Industrial Chemistry. D. Van Nostrand Company Inc. New York, N. Y. (1941).
- 27.—SCOTT W. W.—"Standard Methods of Chemical Analysis". D. Van Nostrand Company Inc. New York, N. Y. 2, 1935 (1947).
- 28.—TAGGART A. F.—Handbook of Ore Dressing. John Wiley & Sons Inc. pp. 533, etc. (1927).
- 29.—TURRENTINE J. W.—Potash in North America. Monograph Series No. 91. Reinhold Publishing Corporation, New York, N. Y. (1943).
- 30.—WALKER, LEWIS MC. ADAMS & GILLILAND.—Principles of Chemical Engineering. Mc. Graw Hill Book Company Inc. New York, N. Y. (1937).
- 31.—WEINIG A. J.—"Purification of ores containing mixed chlorides of Sodium and Potassium, U. S. Patent 2,222,330. Nov. 19, 1940.