

6
Lej



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA

"FLOTACION Y DEPRESION SELECTIVA DE
ESFALERITA EN EL SISTEMA KEX-CuSO4-
ZnSO4-NaCN-ZnS"

T E S I S

QUE PARA OPTAR POR EL TITULO DE:
INGENIERO QUIMICO METALURGICO
P R E S E N T A
JUAN MANUEL SALGADO LOPEZ



MEXICO, D.F.



278648

1999

EXAMENES PROFESIONALES
FACULTAD DE QUIMICA

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

JURADO ASIGNADO:

PRESIDENTE
VOCAL
SECRETARIO
1er. SUPLENTE
2do. SUPLENTE

Prof. Leopoldo Rodríguez Reyes.
Prof. Joan Genescá Llogueras
Prof. Antonio Huerta Cerdán.
Prof. Carlos Rodríguez Rivera.
Prof. Faustino Juárez Sánchez.

SITIO DONDE SE DESARROLLO EL TEMA:

Laboratorio de procesos de Separación y concentración, Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Facultad de Química, Edificio "D", U.N.A.M., México D.F.

ASESOR DEL TEMA:



M. en C. Antonio Huerta Cerdán

SUSTENTANTE:



JUAN MANUEL SALGADO LÓPEZ.

DEDICATORIAS

A MIS PADRES:

JUAN MANUEL SALGADO CAZARES.
MATHA LETICIA LÓPEZ LÓPEZ.

Por todo el amor, apoyo, cariño, paciencia, confianza, cuidados de hoy y siempre, por haberme dado la vida, por estar conmigo en los malos y buenos momentos con palabras de aliento de ternura, por darme todo lo que soy y seré, por mostrarme el buen camino cuando necesite de los consejos de ellos, y todo aquello que es imposible de definir con palabras.

A MI ABUELITO:

JUAN SALGADO ORTIZ.

Por todo el apoyo, amor, cariño, confianza, cuidados hoy y siempre, los consejos, los consuelos, por mostrarme siempre el camino correcto, y por estar siempre a mi lado cuando lo necesite, por ser parte tan necesaria de mi vida siempre.

A MI HERMANA:

AVA REBECA SALGADO LÓPEZ.

Por todo el cariño de hermana que siempre me has brindado, por escucharme cuando lo he necesitado, por todo el tiempo y sueños compartidos conmigo.

A MIS TIOS ABUELOS:

JOSEFINA, MARÍA DE JESÚS, MIGUEL, JOSÉ y esposa, FRANCISCO y esposa, SALGADO ORTIZ.

Por el apoyo y cariño que de todos ellos he recibido a lo largo de mi vida.

A MIS TIOS SALGADO:

Alejandro, Armando, Irma, Estela, Bertha, Francisco Javier, Gloria Beatriz, Hugo Eusebio, José Alfredo, Jorge, Alma, Oscar, Laura, Francisco Raymundo, Cesar, Alfredo, Lucia, Alfonso, Fernando, Ángel, Victor, Elvira, Susana, Carlos, José Luis, Ignacio.

Por las palabras de aliento y el cariño recibidos a lo largo de toda mi vida, Pero en especial de mis tíos los hermanos de mi padre.

A MI TIO SERGIO HERNÁNDEZ L. Y FAMILIA:

Por el apoyo y todo el cariño que me han brindado.

A MIS TIOS LÓPEZ DE MEXICALI:

Cecilia, Lorena, Guadalupe, Patricia, Mónica, Verónica, Cristóbal, y Eustolia.

Por el cariño recibido siempre a pesar de la distancia.

A MI PADRINO DE MEXICALI:

ROGELIO VALENZUELA Y FAMILIA.

Porque a pesar de la distancia están conmigo y yo con ellos.

A MIS PRIMOS SALGADO:

Hugo, Armando, Silvia Reyna, Luis Gabriel, Francisco Alejandro, Eduardo Jorge, Nayeli, Mario Alberto, Felipe, y los demás primos que están lejos y pudiera olvidar en este momento.

Por todo el cariño de primos, los juegos, y demás cosas compartidas.

A MIS PRIMOS LÓPEZ DE MEXICALI:

Octavio, Ernesto, Cristian, Cecilia, Roberto, Carolina, Iván, Jesús, Karina, Daniela, Oswaldo, Gustavo, Alondra, Estefania, Karla, Fernanda, Kimberly.
Por que a pesar de estar lejos de mi yo siempre los recuerdo con mucho cariño, y estoy seguro que ellos también me recuerdan de la misma manera.

A:

FIDEL SALGADO OTIZ.
HELENA SALGADO ORTIZ.
FRANCISCO LÓPEZ LÓPEZ.
ROMÁN MENDEZ SALGADO
BERNARDO JESÚS PARADA LÓPEZ.
JAVIER LÓPEZ LÓPEZ
BIANEY HERNÁNDEZ.
MAGDALENA GONZALES.

Donde quiera que estén se que me están cuidando, y se que si vivieran se sentirían orgullosos de mi. A su memoria con todo mi cariño.

A MI ASESOR:

M en C. Antonio Huerta Cerdán.

Por su amistad, por el tiempo dedicado ala realización de este trabajo y a mi persona, y por ser una persona tan fina y el ejemplo de un buen maestro.

AL PROFESOR GUSTAVO GARDUÑO:

Por su amistad, confianza y apoyo cuando lo necesite, por que nunca cambie su manera de pensar y ser, por yo considerar es uno de los ejemplos de buen maestro que encontré en la licenciatura.

A MIS MAESTROS:

A todos los maestros que de alguna manera han contribuido a este fin, desde la primaria, secundaria, el C.C.H. y la carrera técnica en el C.E.T.M.A., a los de la Licenciatura en la U.N.A.M.

AL Dr. FRANCISCO ESPARZA:

Por mostrarme el camino que un buen metalúrgico de estado sólido debe seguir.

A M.R.B.D:

Por brindarme su amistad y que a pesar de la separación, sin él mi vida en la Facultad de Química no hubiera sido tan buena como lo que fue.

A M.H.C.:

Por todo lo que me has brindado.

A F.M.T:

Por el apoyo brindado.

A T.M.T.E.:

Por las palabras de aliento en un momento que las necesité, y a pesar del corto tiempo de conocernos entablamos una bonita amistad,! Gracias en cualquier lugar del país que estés!

A Juan Gil:

Por la amistad brindada.

A MIS AMIGOS:

A todos mis amigos y amigas que he conocido a lo largo de este tiempo y tengo miedo de olvidarme de cualquiera de ellos, por lo que no nombro a ninguno en específico, pero sí nombré donde los fui conociendo: Escuela Primaria "Saturnino Herrán", Escuela Secundaria "República de Chile", Colegio de Ciencias y Humanidades plantel oriente, Centro de Estudios Tecnológicos Mexicano Alemán, Facultad de Química de la U.N.A.M., Departamento de Ingeniería Metalúrgica de la U.N.A.M., Curso Acero 2000 en el I.T.E.S.M.; Mexicana de Cobre unidad "La caridad" Nacoziari, Sonora; Centro Universitario Cultural A.C. ; A todos ellos con cariño, y agradecimiento por su amistad.

A MIS COMPAÑEROS DE MAESTRÍA: Octavio Reyes y Oscar Becerra. gracias por la amistad brindada

A MI TUTOR: Dr. DAVID HERNANDEZ SILVA: Gracias por el apoyo brindado en los momentos difíciles

A LA UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MÉXICO:

A mi alma matter, la cual donde quiera que yo este y sin importar el tiempo que pase, siempre me sentiré orgulloso y agradecido de pertenecer a ella, en especial a la grandiosa Facultad de Química.

AGRADECIMIENTOS:

AL PROFESOR ANTONIO HUERTA CERDAN

Por el tiempo y paciencia dedicadas a mi, sin lo cual este trabajo de tesis no hubiese podido llevarse a cabo.

AL SEÑOR GABRIEL NIETO:

Por que sin su ayuda y tiempo brindados este trabajo de tesis no se hubiese realizado.

AL LABORATORIO DE ANÁLISIS VIA HUMEDA (ABSORCIÓN ÁTOMICA)

Al profesor Ciro Márquez y colaboradores del laboratorio, ya que sin su ayuda brindada, este trabajo de tesis no hubiese podido llevarse a cabo.

A MI JURADO:

Por la amabilidad de su tiempo para revisar este trabajo de tesis y el tiempo para mi examen profesional.

A EL Dr. JORGE PÉREZ DEL I.P.N.

Por la ayuda brindada .

A TODOS ELLOS QUE ME BRINDARON SU AYUDA PARA LA REALIZACIÓN DE ESTE TRABAJO DE TESIS.

SI LA CIENCIA NO ESTA UNIDA A LA ALEGRÍA DEL CONOCIMIENTO, A LA UTILIDAD DEL CONOCIMIENTO ¿ QUÉ NOS IMPORTA LA CIENCIA ENTONCES?

F. Nietzsche. Opiniones y sentencias diversas.

LA EDUCACIÓN DEBE , EN LA MEDIDA DE SUS FUERZAS, OBLIGAR A LA VIRTUD, CONFORME LA NATURALEZA DEL ALUMNO, PERO DE MANERA QUE LA VIRTUD MISMA, SIENDO LA ATMÓSFERA APACIBLE Y ESTIVAL DEL ALMA, HAGA EN ELLA SU PROPIA OBRA Y LE AÑADA LA MADUREZ Y LA DULZURA.

F. Nietzsche. Opiniones y sentencias diversas

EL CONOCIMIENTO ES LA MANO DERECHA DEL HOMBRE, LA EXPERIENCIA ES LA MANO IZQUIERDA, Y EL HOMBRE NECESITA AMBAS MANOS PARA HACER UN BUEN TRABAJO.

Leonardo Da Vinci.

LA ALEGRÍA DE LA INVESTIGACIÓN, EL JÚBILO POR EL CONOCIMIENTO ADQUIRIDO, EL TRABAJO EN EQUIPO PARA EL AVANCE DE LA CIENCIA, SOSTÉN DE LA TECNOLOGÍA HUMANA, ESO... ESO ES METALÚRGIA.

Dr. Francisco Esparza.

SERÍA MUY POCO EL ATRACTIVO LO QUE NOS OFRECE EL CONOCIMIENTO SI NO HUBIERA QUE VENCER TANTOS OBSTÁCULOS Y TANTO PUDOR, PARA ALCANZARLO.

F. Nietzsche. Más allá del bien y del mal.

CONSEGUIR UN IDEAL, ES SUPERARLO AL MISMO TIEMPO.

F. Nietzsche. Más allá del bien y del mal.

TÚ NO PUEDES INCULCAR CÁRACTER Y VALOR, QUITÁNDOLE AL HOMBRE SU INICIATIVA Y SU INDEPENDENCIA.
TÚ NO PUEDES AYUDAR A LOS HOMBRES PERMANENTEMENTE, HACIENDO POR ELLOS LO QUE ELLOS PUEDEN, Y DEBEN HACER POR ELLOS MISMOS.

Abraham Lincoln.

NO ES LA INTENSIDAD, SI NO LA DURACIÓN DE UN GRAN SENTIMIENTO LO QUE HACE DE SU POSEEDOR UN HOMBRE SUPERIOR.

F. Nietzsche. Más allá del bien y del mal.

INDICE

Resumen	1
CAPITULO I	
1.1 Introducción	2
1.2 Objetivos	5
CAPITULO II	
2.1 Definición de flotación	6
2.2 Historia de la flotación	6
2.3 Principios de flotación	8
2.4 Colectores	12
2.5 Espumantes	14
2.6 Estudios sobre el mineral de esfalerita.	14
2.7 Activación por cobre	15
2.8 Productos de activación	16
2.9 El sistema esfalerita-CuSO ₄ -Xantato-oxígeno en condiciones de flotación	17
2.10 Desactivación por cianuro	20
2.11 Efecto de la adición de sales de zinc.	22
2.12 Depresión	23
2.13 Mecanismos depresores	24
2.14 Agentes acondicionantes	26
2.15 pH	27
2.16 Reguladores	28
2.17 Tamaño de la partícula	29
CAPITULO III	
3.1 Definición de maquinaria de flotación	30
3.2 Transporte de las partículas a la intercara de separación	31
3.3 Flotación aceite – solución	33

3.4 Concentradores superficie – líquido	34
3.5 Flotación por espuma	36
3.6 Equipos de flotación	38
3.7 Máquinas y pruebas de flotación de laboratorio	40
3.8 Pruebas de planta piloto	47
3.9 Circuitos básicos de flotación	48
3.10 Practicas en plantas de flotación	50
3.11 Reactivos y acondicionamiento	54
3.12 Flotación de las menas de plomo – zinc	57
3.13 Avances en flotación por espuma	59
CAPITULO IV	
Desarrollo experimental	60
CAPITULO V	
Resultados	67
CAPITULO VI	
Análisis de resultados	91
CAPITULO VII	
Conclusiones	102
CAPITULO VIII	
Recomendaciones para trabajos posteriores	104
CAPITULO IX	
Bibliografía	105
Apéndice A	107
Apéndice B	108
Apéndice C	112
Apéndice D	113
Apéndice E	116
Apéndice F	123

RESUMEN

México es un país que cuenta con grandes yacimientos minerales, basta recordar que es el primer productor de plata a nivel mundial, el tercer productor de cobre a nivel mundial, el quinto productor de plomo a nivel mundial y el séptimo productor de zinc a nivel mundial. Esto nos demuestra la importancia que debe tener el estudio y la investigación en la minería. En las plantas de beneficio de minerales en el país pocas veces se realizan trabajos para optimización de procesos, ya que el beneficio de minerales es aún considerado un arte en vez de una ciencia. Las investigaciones que se han realizado en el área del beneficio de minerales pocas veces han sido extrapolados a nivel industrial. Este trabajo pretende extrapolar resultados obtenidos en pruebas electroquímicas del sistema $ZnS-CuSO_4$ -XANTATO ETÍLICO DE POTASIO- $NaCN-ZnSO_4$ a pruebas de flotación por lotes de laboratorio metalúrgico.

En las plantas de beneficio mexicanas se procesan una gran variedad de minerales, entre ellos la esfalerita, que es el principal mineral del zinc cuya fórmula teórica es ZnS .

En los últimos años se han utilizado pruebas de carácter electroquímico con el fin de estudiar más científicamente la flotación por espuma, esta técnica no ha sido muy difundida en México y América Latina, ya que la técnica nació en Francia y es relativamente nueva. Estas técnicas tienen la desventajas de arrojar resultados que tipo teórico y se tienen que extrapolar mediante pruebas de flotación por lotes de laboratorio metalúrgico (Ref3). Este trabajo tiene por objetivo principal el validar mediante pruebas de flotación por lotes de laboratorio metalúrgico concentraciones dadas de $CuSO_4$ como activador, $ZnSO_4$ como depresor, $NaCN$ como depresor, xantato etílico de potasio(KEX) como colector. Para ello se utilizaron las concentraciones siguientes: KEX 1E-4M, 5E-3, 5E-4; $CuSO_4$ 0 M, 5E-4M, 8E-4 M; $ZnSO_4$ 4E-6 M, 1E-5 M, 2E-5 M, $NaCN$ 5E-6 M, 1E-5 M, 2E-5 M; mezcla $ZnSO_4 / NaCN$ 5E-6M/4E-6M, 1E-5M/1E-5m, 2E-5/2E-5.

Los resultados de este trabajo se pueden resumir de la siguiente manera: El mejor activador es el $CuSO_4$ a una concentración de 5E-4 M. La concentración óptima de colector xantato etílico de potasio (KEX) es 5E-4 M, y la mezcla 2E-5M $NaCN/2E-5M ZnSO_4$. El acondicionamiento no simultaneo es mejor que el simultaneo, y el tiempo óptimo de flotación es de 60 segundos.

La esfalerita es un mineral muy refractario por lo que su análisis por vía húmeda es complicado, principalmente en la etapa de disolución de las partículas, por lo que en este trabajo se proporciona una técnica de disolución para futuros estudios de mineral de zinc, que también puede practicarse en laboratorios metalúrgicos industriales que cuenten con equipo de análisis vía húmeda como es la técnica de absorción atómica.

En el apéndice B se describe la técnica para disolución de la esfalerita para su posterior análisis vía húmeda. La cual puede ser utilizada para futuros trabajos sobre el estudio de este mineral de zinc y se requiera de realizar análisis químicos por absorción atómica.

En el apéndice E se proporciona una pequeña guía para la seguridad en el laboratorio, además de una lista de reactivos químicos y su manejo en el laboratorio.

CAPITULO I.

INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS.

1.1 Introducción

Todos los materiales inorgánicos que se emplean para mantener nuestra civilización, se derivan en alguna forma de la corteza terrestre, la delgada costra de material silíceo que cubre nuestro planeta hasta una profundidad de alrededor de 13 Km. Los diversos elementos que forman esta corteza no están distribuidos de manera homogénea, existen más bien como una mezcla de minerales, cada uno de los cuales tiene sólo unos cuantos elementos importantes en su estructura. Otras irregularidades adicionales de la distribución las generan los procesos geológicos y el intemperismo, los cuales dan lugar a que se formen algunos yacimientos minerales en algunas áreas determinadas. Un yacimiento se describe como un cuerpo o un depósito mineral cuando es suficientemente grande para ser explotado económicamente.

En la actualidad, prácticamente no hay ningún mineral que tal como se le extrae de la mina sea adecuado para su conversión a un producto final; requiere de preparación, y a la preparación de los minerales por medios físicos se le define como procesamiento de minerales. Un concepto más amplio de procesamiento de minerales abarca los métodos químicos de tratamiento, y por tanto se extiende al campo de la metalurgia extractiva para llegar a la producción de metales comercialmente puro (Ref. 4).

Con demasiada frecuencia, se presenta al procesamiento de minerales como un arte y no como una ciencia. Desafortunadamente hay todavía considerables lagunas en este conocimiento, y tal vez de mayor importancia es el hecho de que existe una diferencia apreciable entre poseer el conocimiento y ser capaz de aplicarlo. Esto se vuelve más obvio en el llamado modelado de las operaciones mineras que se puso de moda en las décadas de 1960 y 1970. Si bien estos estudios han conducido a enormes adelantos en nuestra capacidad de analizar las operaciones del procesamiento de minerales, la mayor parte de este trabajo se apoya en coeficientes empíricos. Por supuesto, gradualmente debe cambiarse esta situación, y eventualmente podrán correlacionarse los coeficientes empíricos por parámetros con bases teóricas o sustituirse por estos (Ref.5), pero hasta que tal cosa ocurra, muy buena parte del material puede ser todavía útil. Por otro lado, en la actualidad se han realizando estudios donde los procesos de concentración se aplican en la recuperación de otros materiales no metálicos tales como los polímeros (Ref.6).

Aunque una cierta calidad mínima del producto es siempre una restricción que afecta a la producción de una material, los factores económicos determinan la restricción final (si bien en determinadas situaciones los factores políticos pueden ser más importantes). Si un mineral no puede comercializarse sin procesarse, la operación de procesamiento no estará justificada si el producto no tiene un precio de venta más alto que todos los costos inherentes a su producción. Estos costos comprenden los de extracción, procesamiento, transporte y venta, así como los relacionados con el cumplimiento de los reglamentos de control ambiental (Ref.6).

Sobre estas bases, resulta posible reconocer un cierto número de situaciones en las que puede justificarse el procesamiento de minerales. Para controlar el tamaño de partículas. El control del tamaño puede efectuarse simplemente para facilitar el manejo del mineral (por ejemplo, la trituración del mineral en una mina subterránea) o para hacer que el producto sea adecuado para su venta (Ref.1).

Para obtener un producto de tamaño y composición regulares. Toda operación metalúrgica, pero la de fundición en particular, puede realizarse con mucho mayor eficacia si el material que se alimenta al proceso es de composición y tamaño regulares. Un ejemplo clásico es la obtención de regímenes óptimos de producción de arrabio en los altos hornos mediante una afimentación de mineral peletizado.

Para exponer o liberar elementos constitutivos para procesamiento subsecuente. La exposición y liberación se logran mediante la reducción del tamaño. En el procesamiento subsecuente de lixiviación es suficiente la exposición de los valores, pero cuando los minerales tienen que ser separados por procesos físicos, es un prerequisite tener un grado adecuado de liberación de los diferentes minerales entre sí (Ref. 2).

Para controlar la composición. Es necesario eliminar (al menos en forma parcial) elementos o compuestos constitutivos que pueden ocasionar que el mineral sea difícil de procesar químicamente o que den lugar a la obtención de un producto final inadecuado. Los ejemplos respectivos son la reducción del contenido de hierro en los minerales de plomo y zinc para evitar problemas durante la fusión y la separación del hierro de la arena sílica para manufactura de vidrio, debido a que aún en pequeñas cantidades el hierro le da color al vidrio.

La situación más típica es la eliminación de la gran masa de minerales de desecho que contiene un mena explotable, para formar un concentrado; éste de un volumen considerablemente menor que el material que contiene tanto el material de desecho (ganga) como el mineral de valor (mena).

En general, la producción de un concentrado es la fase más compleja y difícil del procesamiento de minerales, en vista de que en ella intervienen la liberación, el control de tamaño y el control de la composición.

Indudablemente la flotación es la técnica de concentración de minerales más usada en la actualidad para minerales que posteriormente serán utilizados en la elaboración de una gran número de herramientas y utensilios de uso común en nuestra vida diaria y que permiten facilitar el trabajo del hombre. La flotación es un proceso selectivo que se utiliza para realizar separaciones específicas de minerales complejos. En un principio se utilizó para separar sulfuros de cobre, plomo y zinc, y hoy en día se tratan minerales oxidados y minerales no metálicos (Ref. 3, 9).

La flotación por espuma es el método de concentración de minerales sólidos en un relativamente Estado finamente dividido es recomendable un tamaño entre 10 - 100 micrones (aproximadamente entre malla 180 a malla 250). Es esencial para este método de concentración el agua en la cual el efecto de la gravedad específica de un mineral decrece debido al efecto de las burbujas.

Es esencial entender la serie de pasos para la flotación (1) moler la mena en agua a un tamaño máximo de 53 micrones, (2) dilución de la pulpa a una consistencia de 15 a 35 % de sólidos en peso (en México lo más común es de 20 % sólidos en peso, por lo que se eligió este porcentaje de sólidos en este trabajo) (3) adición a la pulpa de una pequeña cantidad de agentes inorgánicos acondicionantes, los cuales tienen un determinado número de funciones a realizar. (4) Adición del agente colector el cual tendrá la función de adherir la partícula a la burbuja de aire (5) Adición del agente espumante (6) Aereación por agitación o por inyección de aire a través de un fondo poroso (7) separación de las partículas por el transporte hacia la espuma desde el seno de la pulpa líquida que contiene partículas inertes que no fueron acondicionadas por el colector.

Los concentrados valiosos de la flotación por espuma pueden ser ya sea el producto de la espuma que se recoge en la parte superior o bien el producto del subflujo. En general para el caso de minerales sulfurados tales como los de plomo, níquel, cobre, zinc, molibdeno, plata, y además del oro nativo (Ref. 9): los productos valiosos se recolectan en la espuma, mientras los productos indeseables, como la sílice en grado elevado aparecerán en el subflujo.

México ocupa el séptimo lugar a nivel mundial en la producción de zinc, por lo que se considera uno de los grandes productores de este metal, pero como se dijo antes aún no existe un control adecuado de los parámetros de control del proceso de flotación, esto debido a que se considera al procesamiento de minerales más un arte que una ciencia.

Se han realizado diferentes tipos de estudios, con el objeto de conocer mecanismos de reacción que a partir de los cuales se han sentado las bases del conocimiento de las interacciones mineral - colector, sin embargo estos estudios no han sido aplicados en forma directa, sino que se relacionan al proceso de manera indirecta, por medio de relaciones químicas equivalentes, logrando un comportamiento análogo de las partículas en el proceso real determinando el efecto de estas variables.

Sin embargo los estudios que tienen más práctica en la industria son las conocidas pruebas de flotación. Para desarrollar un circuito de flotación para una mena específica, se deben emprender pruebas preliminares de laboratorio para determinar la selección de los reactivos y el tamaño de la planta para una producción dada, así como también el diagrama de flujo y los datos relacionados. Las pruebas de flotación también se llevan a cabo para mejorar los procedimientos y para el desarrollo de nuevos reactivos. Por lo que las pruebas de flotación por lotes (batch) son comúnmente utilizadas en la industria de hay la importancia de llevar a cabo este tipo de experimentación en el estudio del sistema $ZnS - XANTATO\ ETÍLICO\ DE\ POTASIO\ (KEX) - CuSO_4$.

El sistema $ZnS - CuSO_4 - KEX$ (mineral - activador - colector) ya ha sido estudiado recientemente por medio de una técnica electroquímica llamada dielectricidad (Ref. 12) pero ha faltado extrapolar esos resultados a una prueba de flotación de tipo industrial para corroborar los resultados en una forma más de tipo industrial en condiciones lo más reales posibles.

Así mismo el sistema $ZnS - NaCN - ZnSO_4$ (mineral - depresor - depresor) ha sido estudiado también por medio de la técnica de dielectricidad (Ref. 13) pero los resultados deben ser extrapolados a una prueba de flotación por lote (batch) de tipo industrial , de tal manera que el los resultados puedan ser extrapolados a una planta piloto; la depresión de esfalerita ha sido estudiada para extrapolar los datos al sistema mineralógico esfalerita - galena, y en este estudio se tratará de estudiar el comportamiento de la esfalerita en condiciones puramente depresoras sin la interacción de la galena.

1. 2 OBJETIVOS

- Conocer el comportamiento de la esfalerita en una prueba de flotación de tipo industrial bajo condiciones de flotación conocidas y controladas.
- Conocer el comportamiento de la esfalerita en una prueba de flotación de tipo industrial bajo condiciones de depresión conocidas y controladas.
- Extrapolar resultados de condiciones óptimas de flotación obtenidos anteriormente de estudios de dielectricidad en trabajos anteriores.
- Extrapolar resultados de condiciones óptimas de depresión obtenidos en trabajos anteriores.
- Sentar las bases de un trabajo de pruebas de flotación y depresión de esfalerita para que futuros trabajos puedan ser guiados de la manera y técnica que este lo fue (tanto para la parte de flotación como la parte de análisis por absorción atómica).
- Obtener resultados que puedan ser aplicables satisfactoriamente en una planta de concentración de zinc.
- Obtener resultados de depresión de esfalerita que puedan ser provechosos en una planta de beneficio de minerales de plomo - zinc.
- Tener una fuente de información de tipo industrial muy básica.

CAPITULO II

FLOTACIÓN.

2.1 Definición de flotación.

El término "flotación" se refiere al proceso de concentración metalúrgica mediante el cual partículas sólidas de diferentes minerales, previamente liberados y contenidas dentro de una masa líquida, pueden ser separados por efecto de la acción química de reactivos específicos y por la formación de burbujas de aire u otro gas.

Descripción del proceso.

En el proceso de flotación, el mineral finamente molido (mineral comercial y ganga sin valor) es agitado en el seno de la masa de agua a la que se burbujea un gas, generalmente aire. Se adicionan también reactivos, constituidos por sustancias químicas, los cuales por efectos fisicoquímicos, provocan la adhesión de las partículas de mineral, a la película superficial que forman las burbujas de aire producidas en gran cantidad transportando partículas minerales adsorbidas a la superficie donde son recuperadas a una manera de espuma conocida en términos metalúrgicos como "concentrado". La ganga sin valor económico no se adsorbe a la burbujas y es descargada como relave, al final del banco de flotación.

El peso o gravedad específica de los minerales no es un factor negativo determinante en la flotación. esto significa que los minerales flotados son usualmente dos o tres veces más pesados que la ganga, y que algunos de los minerales, como por ejemplo el plomo es separado de la esfalerita. el silice y otros minerales por medio de flotación por espuma.

2.2 Historia de la flotación.

Históricamente hablando, se ha aceptado que Alcide Froment en 1903 descubrió y aplicó lo que actualmente se conoce como "flotación por burbujas". En general, la investigación de Froment consistió en agregar un ácido débil a una pulpa compuesta de agua y mineral finamente molido, el ácido, por acción química, formaba burbujas de gas, las cuales entraban en contacto con el mineral sulfurado y transportaban las pequeñas partículas de mineral a la superficie por efecto de flotación. Con estos experimentos, Froment probó la certeza de sus teorías.

Desde entonces, la tecnología ha probado que no todas las burbujas actúan de la misma manera cuando trabajan en la recuperación de las partículas minerales, por ejemplo se ha demostrado que con partículas pequeñas las burbujas grandes no son tan eficientes como las burbujas pequeñas cuidadosamente controladas. Esto se debe a que es el área superficial de las burbujas y no las dimensiones de ellas, la que determina la cantidad de mineral que puede ser arrastrado hasta la superficie del líquido.

La patente más antigua que puede ser considerada en relación al proceso de flotación, fue otorgada al metalurgista inglés William Haynes en 1860. Este hombre fue el primero en descubrir los diferentes grados de mojabilidad de los minerales y aprovechando esta característica ,desarrolló el proceso de "flotación aceitosa" basándose en el principio de inmiscibilidad agua - aceite.

En 1886, Carrie Evenson adiciona ácido sulfúrico a la pulpa mineral para obtener un pH más alto, logrando con esto una mejor acción de los aceites sobre las partículas .

Posteriormente, Cattermole experimenta adicionando diferentes tipos de aceites , ácidos y álcalis logrando obtener mejoras en los procesos anteriores. El primer proceso con uso masivo industrial, fue la versión de Potter en 1901 , aplicando a la recuperación de zinc a partir de colas con contenidos de 20% de zinc acumuladas en una planta de beneficio australiana donde trato 6 millones de toneladas , con recuperaciones tan bajas que en la actualidad parecerían ridículas . Elmore del Reino Unido, en 1904 crea la flotación por espuma, introduciendo aire dentro de la pulpa para obtener burbujas .En 1906, Sulman ,Picard y Ballot logran la creación de burbujas por medio de agitación violenta. Con este proceso aplicado en pulpas ácidas y con aceites no selectivos como colectores, se proporcionó un método muy económico para la concentración de minerales sulfurosos durante el periodo 1906 a 1925, resultando, inaplicable a minerales complejos tales como Cu-Fe, Pb-Zn-Fe, Cu-Pb-Zn-Fe, Cu-Zn-Fe, y Cu-Ni-Fe.

McIntoch , metalurgista de Denver , Colorado Fue el primero en empezar a flotar los sulfuros de cobre utilizando todas las experiencias de sus antecesores, siendo también el precursor de los métodos de flotación en México .Lyster en 1912, experimenta la flotación en medios alcalinos, descubriendo así la "flotación diferencial"

En 1913, Owen introduce el aire por el fondo de las celdas , y Bradford utiliza por primera vez un reactivo : El sulfato de cobre (CuSO_4) , como activante de la esfalerita (sulfuro de Zinc) .Actualmente , este reactivo es conocido como “ el activante universal”.

Perkins y Sayre en 1971 , comienzan a experimentar con reactivos solubles no-espumantes de origen orgánico (componentes básicos de los reactivos modernos) , para la modificación selectiva de las superficies de los minerales por flotar. Sheridan y Griswold en 1922 descubren el uso específico del cianuro como depresor e pirita y esfalerita en presencia de galena.

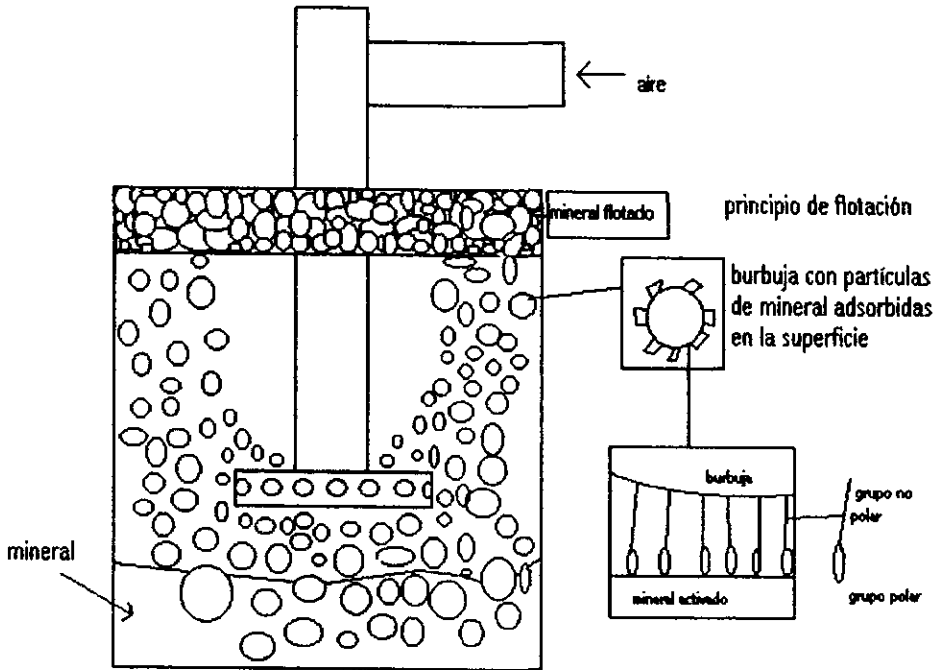
Los procesos modernos de flotación , usualmente se considera que empezaron en 1923 cuando Keller y Lewis descubrieron el uso de los xantatos como colectores minerales y Whitworth al año siguiente introduce los aerofloats.

El proceso de flotación constituye hoy en día el más eficiente, más difundido y complejo de todos los métodos de concentración utilizado en las plantas de beneficio.

2.3 Principios de la Flotación.

La teoría de la flotación en espuma es un problema complejo y no se comprende por completo. La concentración (beneficio) de los minerales es el tratamiento de los minerales provenientes de las minas para producir uno o varios concentrados valiosos separándolos de los residuos que se componen de desechos o minerales no valiosos Tal es el caso de la esfalerita de la cual se obtiene el zinc, sin embargo, para el procesamiento de este mineral se requiere del uso de sustancias llamadas colectores o tensoactivos cuya función es la de facilitar su separación; fundamentalmente para el caso de los sulfuros metálicos son del tipo xantatos, que son derivados hidrocarbonados que dan a la partícula de mineral un comportamiento hidrofóbico , con lo cual se provoca que dichas partículas se tornen ávidas de aire y repelen al agua. Con agitación vigorosa y buena aireación en presencia de un espumante se logra la formación de una espuma estable .

figura 2.1 celda de flotación por espuma



La flotación por espuma aprovecha las diferentes propiedades fisicoquímicas de la superficie de las partículas minerales.

Después del tratamiento con reactivos, las diferentes propiedades superficiales de los minerales que contiene la pulpa de flotación se manifiesta haciendo posible la flotación; una burbuja de aire se debe unir a una partícula de mineral y elevarla hasta la superficie del agua. El proceso se aplica únicamente a partículas relativamente finas (10-100 μm), ya que si son demasiado grandes, la adhesión entre la partícula y la burbuja no soporta el peso y la burbuja dejará caer su carga.

En la concentración por flotación, el mineral normalmente se transfiere a la espuma o fracción flotante, dejando en la pulpa o en las colas la ganga. Esta es la llamada flotación directa opuesta a la flotación inversa, en la cual la ganga es separada de la mena, en la fracción flotada.

Las burbujas de aire solamente se adhieren a la partículas minerales si estas desplazan el agua de la superficie mineral, lo que sucede únicamente si el mineral repele en cierta medida al agua, esto es si su comportamiento es hidrofóbico. Una vez que las partículas de aire alcanzan la superficie, pueden continuar sosteniendo la partícula de mineral solo si forman una espuma estable; de otro modo revientan y cae la partícula de mineral. Para alcanzar estas condiciones, es necesario usar numerosos reactivos químicos conocidos como reactivos de flotación.

La actividad de una superficie mineral en relación a los reactivos de flotación en el agua depende de las fuerzas que operan sobre esta superficie. En la figura 1.2 se muestran las fuerzas que tienden a separar una partícula y una burbuja.

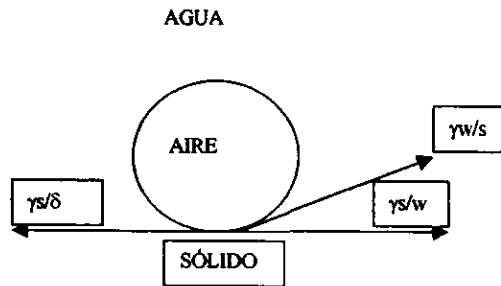


Fig.2.2 Ángulo de contacto entre burbuja y partícula en medio acuoso.

Las fuerzas de tensión conducen al desarrollo de un ángulo entre la superficie mineral y la superficie de la burbuja. En equilibrio:

$$\gamma_s/a = \gamma_s/w + \gamma_w/a \cos \theta$$

donde :

$\gamma s/a$: Energía de superficie entre el sólido y el aire.

$\gamma s/w$ = Energía de superficie entre el agua y el sólido

$\gamma w/a$ = Energía de superficie entre el aire y el agua

θ = Ángulo de contacto entre la superficie mineral y la burbuja.

La fuerza necesaria para romper la interfase partícula – burbuja se denomina trabajo de adhesión, $W s/a$ y es igual al trabajo necesario para separar la interfases sólido – aire y produce las interfases separadas aire-agua y sólido-agua , es decir :

$$W s/a = \gamma w/a + \gamma s/w - \gamma s/a$$

Como resultado de la combinación de las dos ecuaciones se obtiene :

$$W s/a = \gamma w/a(1 - \cos\theta)$$

A medida que se incrementa el ángulo de contacto (θ), mayor será el trabajo de adhesión entre la partícula y la burbuja ; además el sistema es más elástico entre las fuerzas de rompimiento.

Por consiguiente, la flotabilidad de un mineral aumenta con el ángulo de contacto y se dice que los minerales con alto ángulo de contacto y se dice que los minerales con lato ángulo de contacto son aerofílicos , es decir tienen mayor afinidad por el agua (mojabilidad alta) .La mayor parte de los minerales en estado natural no son repelentes al agua y por lo tanto es conveniente adicionar los reactivos de flotación a la pulpa. Los reactivos más importantes son los colectores, los cuales son adsorbidos (de manera física mediante las atracciones electrostáticas o de manera química mediante una reacción) sobre la superficie de los minerales convirtiéndolos en hidrofóbicos (areofílicos), facilitando su adhesión a la burbuja. Los espumantes ayudan a mantener una espuma lo suficientemente estable para evitar que las burbujas cargadas con mineral se revienten y dejen caer el concentrado .

Los reguladores se usan para controlar el proceso de flotación, activando o deprimiendo la adherencia de las partículas minerales a las burbujas de aire y también se utilizan para controlar el pH del sistema.

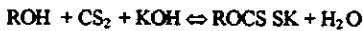
2.4 Colectores

Todos los minerales se clasifican en tipos no polares o polares, según sus características superficiales. Las superficies de los minerales no polares se identifican por enlaces moleculares relativamente débiles. Los minerales están compuestos de moléculas covalentes que se mantienen juntas por fuerzas de Van der Waals; las superficies no polares no se unen tan fácilmente a los dipolos del agua y por consiguiente son hidrofóbicos. Los minerales de este tipo como el grafito, azufre, molibdenita, diamante, carbón y el talco, tienen alta flotabilidad natural con ángulos de contacto entre 60 y 90 grados. Aunque es posible el flotar a estos minerales sin ayuda de agentes químicos.

Para flotar los minerales se les debe impartir cierta calidad hidrofóbica. Para lograrlo se les agregan surfactantes a la pulpa, conocidos como colectores, observando un tiempo de adsorción, denominado periodo de acondicionamiento. Los colectores son compuestos químicos que tornan a los minerales seleccionados, repelentes al agua por la adsorción de moléculas o iones sobre la superficie del mineral, reduciendo la estabilidad de la capa hidratada que separa la superficie del mineral de la burbuja de aire, hasta un nivel tal que la adhesión de la partícula a la burbuja de aire puede hacerse por contacto. Las moléculas de colector pueden ser compuestos ionizados que son prácticamente insolubles y tornan repelente al agua del mineral cubriendo la superficie de éste con una delgada capa.

Los colectores más utilizados para la flotación de la esfalerita son los xantatos que se clasifican en ionizados, del tipo aniónico con un grupo oxidrilo en su cadena.

Como todos los colectores aniónicos, mientras mayor es la longitud de la cadena hidrocarbonada, tanto más poderosa será la repulsión al agua que se produzca; pero no obstante la solubilidad disminuye, estos colectores se utilizan generalmente de cadena corta en virtud de la ventaja que representa ser más selectivos. Los xantatos se preparan haciendo reaccionar un hidróxido alcalino, un alcohol y un disulfato de carbón:



Donde R es el grupo hidrocarburo que normalmente contiene desde uno hasta seis átomos de carbono. Los xantatos que más se usan son los étilico, isopropílico, isobutílico y amílico, así como en menor grado el hékilico. El xantato étilico de potasio (KEX) es típico y tiene la siguiente estructura:

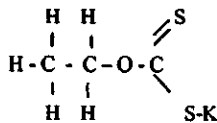


Fig.2.3 estructura del xantato étilico de potasio (KEX).

La reacción entre los minerales sulfurados y los colectores es compleja se asume que los xantatos se adsorben sobre la superficie de los minerales sulfurados debido a las fuerzas químicas entre el grupo polar y la superficie resultando xantatos insolubles del mineral fuertemente hidrófobicos. Se considera que la reacción del xantato con los productos de la oxidación de la superficie de sulfuro a través de un proceso de intercambio iónico es el mayor mecanismo de adsorción para la flotación de sulfuros. Sin embargo, un alto grado de oxidación superficial, acompañado por la formación de sulfatos que reaccionan rápidamente con los xantatos, impide la flotación puesto que los xantatos metálicos formados escaman al mineral.

2.5 Espumantes.

Cuando las superficies minerales se vuelven hidróbicas por el uso del colector, la estabilidad de la adhesión de la burbuja depende en gran parte de la eficiencia del espumante. El comportamiento ideal del espumante ocurre totalmente en la fase líquida y no influye sobre el estado de la superficie del mineral. Sin embargo, en la práctica hay una interacción entre el espumante, el mineral y otros reactivos y la selección de un espumante apropiado para una mena en particular solamente se puede hacer después de un arduo trabajo de pruebas.

En la flotación de minerales sulfurados es práctica común emplear al menos dos espumantes y más de un colector. Los espumantes en muchos aspectos son similares químicamente a los colectores iónicos y en realidad muchos de los colectores, como los oleatos son espumantes poderosos para usarlos como espumantes eficientes, ya que la espuma que producen es demasiado estable para permitir el transporte eficiente a otro procesamiento. El aumento de espuma sobre la superficie de los espesadores y el espumado excesivo en las celdas de flotación, son problemas que se presentan en muchas plantas del procesamiento de minerales.

Un buen espumante debe tener un poder colector despreciable y también producir una espuma que sea sólo bastante estable para facilitar la transferencia de mineral flotado desde la superficie de la celda hasta el colector.

2.6 Estudios sobre el mineral de esfalerita

Mineral	esfalerita	covelita
Formula	ZnS	CuS
Sist.cristalino	cúbico	hexagonal
Ctes. Reticulares	a=5.43	a=3.804,c=16.43
Líneas de difracción	3.123 (100)	2.813 (100)
	1.912 (51)	1.896 (75)
	1.633 (30)	3.148 (30)
Cte. Óptica	N=2.369	$\omega = 1.43$

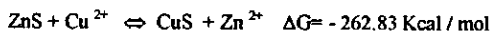
Dureza	3.5 – 4	1.5 – 2
Densidad	3.9 - .1	4.68
Clivaje	perfecto {011}	perfecto (001)
Pto. Solubilidad	$1 \cdot 10^{-20}$	$8.5 \cdot 10^{-45}$
Radio atómico	1.38 (Zn)	1.28(Cu)

Nota: Para mayor información sobre la esfalerita ver apéndice A

2.7 Activación por cobre

La reacción que ocurre entre los sulfuros de zinc minerales (wurtizita o esfalerita) y el ión cúprico (Cu^{2+}) no es la única que puede activar a los minerales sulfurados. Un número de cationes de metales pesados son también efectivos en la activación, Wark y Wark encontraron que solo los metales que fueran menos solubles que el sulfuro de zinc eran activantes efectivos, existen dos excepciones a esta regla Ti^+ y el Sn^+ . La falla en la activación de la esfalerita por el ión Sn^+ puede ser explicado por el hecho que el ión estaño formará hidróxido a bajos valores de pH preferentemente.

Es claro que la fuerza motriz de la reacción de activación es la diferencia de energías libres de los sulfuros metálicos. Esto es consistente con la ampliamente aceptada idea de que todas las reacciones envueltas en la activación es de intercambio iónico. Por ejemplo para el Cu:



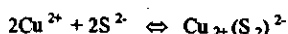
Gaudin encontró que la relación entre la cantidad de zinc liberada en la solución y la cantidad de cobre reaccionado con la superficie del mineral es de 0.8 a 0.96. Bushell y Pomianowski encontraron la cantidad de cobre absorbido por la esfalerita decrece con la cantidad de hierro en la muestra. Ellos sugirieron que el hierro existente en la celda cristalina reacciona formando hidróxido férrico el cual es el causante de la inhibición de la reacción del ión cúprico.

2.8 Productos de la reacción de activación.

Ha existido un número de intentos por identificar los productos de la reacción de activación. Cooke reaccionó esfalerita con una solución de cloruro de cobre a una temperatura de 100 grados celcius durante 50 días y obtuvo una película azul, la cual fue analizada por la técnica de rayos x mostrando ser covelita, sin embargo Sato analizó esta capa por medio de espectrometro de difracción electrónico, obteniendo patrones de difracción muy difusos como para concluir positivamente que el cobre formado es de naturaleza covelítica.

Allison y Finkelstein sugieren que el cobre presente en la superficie de la esfalerita puede encontrar d como combinación de estas dos formas una superficie de covelita y sulfuro cúprico proveniente del simple intercambio iónico, en proporciones que pueden variar con la extensión de la reacción.

El sulfuro cúprico resultante es una forma inestable y tendrá una fuerte tendencia de reducir el Cu^{2+} a Cu^{1+} de la siguiente manera:



Esta reacción requiere que los iones sulfuro se encuentren rearrglados dentro de la celda cristalina, que es aparentemente requerido para estabilizar este compuesto. Este rearrreglo será más grande y tendrá ciertamente una apreciable energía de activación. Así pues, esta postulado que la activación procede vía reacción hasta que el número de capas de $\text{Cu}^{2+} \text{S}^{2-}$ en la superficie sea suficiente para permitir el rearrreglo de la estructura cristalina. y por lo tanto la reacción arriba mencionada se llevó a cabo.

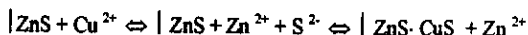
Esto se debe a la incompatibilidad de las estructuras de la covelita y la esfalerita, pero es posible que exista una intercara desordenada exista conteniendo cobre divalente que permanece entre las dos capas.

Es claro que toda la reacción (al menos en medios ácidos y soluciones neutrales.) Es efectivamente un intercambio de iones, además que es conocido que la reacción toma lugar en dos etapas; la primera mucho más rápida que la segunda.

En la primera etapa dos mecanismos alternativos pueden ser mencionados, primeramente la adsorción seguida por un intercambio de iones y la desorción:



en segundo lugar, la disolución seguida por una nucleación y precipitación superficial:



Es muy claro que durante la segunda etapa de la reacción es en la cual el progreso del intercambio es inhibido por la acumulación del producto. Wada asumió que la velocidad es determinada por la difusión de cobre a través de la capa sulfuro de cobre hacia la intercara con el sulfuro de zinc. Pero es muy probable que la transición entre la primera etapa y la segunda de la reacción es ocasionado por el cambio de la estructura de la capa superficial sulfuro de cobre ($Cu^{2+} S^{2-}$) a covelita.

2.9 El sistema esfalerita - $CuSO_4$ -xantato - oxígeno en las condiciones de flotación.

Las características de flotación de la esfalerita han tenido un gran interés de estudio como se ha visto anteriormente, en ausencia y presencia de activadores. Algunos investigadores han estudiado la flotación con xantato etílico y xantato amílico en ausencia de activadores. Los diferentes resultados obtenidos, son debido a las características de oxidación que presenta la esfalerita, las cuales deben presentarse para que ésta pueda flotar, en el caso cuando no existe presencia de algún activador. Cuando la esfalerita presenta características refractarias. Cuando la esfalerita presenta características refractarias a la oxidación, solo una cantidad limitada de Zn^{2+} será factible para la formación de multicapas de xantato de zinc en la superficie.

En este caso, la adsorción que presenta la esfalerita es similar a cuando aparecen los xantatos en la galena y en la calcocita, los cuales se adsorben en dos capas. La primera etapa involucra una quimiadsorción de una capa inicial de xantato (1:1); y la segunda etapa aparentemente involucra la formación y adsorción de precipitados de zinc en el seno de la superficie de la esfalerita.

Plaksin y Anfimova realizaron estudios a cerca de este sistema y llegaron a la conclusión de que existe adsorción, y se puede detectar de dos formas , el xantato se débilmente adsorbido y removido con facilidad, mediante un lavado con agua ; poco tiempo después el xantato adsorbido es disuelto con piridina.

Shvedov y Andreeva observaron que bajo las condiciones de flotación existe la formación de cuatro a cinco monocapas de colector adsorbido en la superficie del mineral.

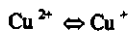
Algunos estudios adicionales muestran la presencia de una fase separada de la esfalerita, esto después de estar en contacto con el xantato, estos resultados se obtuvieron mediante datos electrocinéticos de la esfalerita en contacto con el xantato hexílico, se encuentran entre los resultados obtenidos para la esfalerita sin reactivo alguno y esfalerita en presencia de xantato hexílico de zinc.

Estudios realizados por Gaudin, Fuerstenau y Turkanis muestran que la esfalerita puede ser flotada con colectores sulfidril (por ejemplo xantatos) , pero se obtienen resultados satisfactorios si resulta necesario el uso de xantatos con grupos no polares largos y al usar grandes cantidades de reactivo. Las sales solubles en agua de metales pesados (cobre , plata , plomo , etc.) activan satisfactoriamente a la esfalerita.

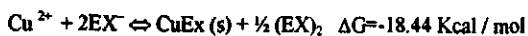
A una alta cantidad de xantato adsorbido en la esfalerita sin activar, este no ataca en forma eficiente el mineral; después del proceso de activación, el xantato reaccionará de una manera más eficiente con los cationes del cobre, que han reemplazado a los cationes del zinc.

El compuesto xantato - cobre que se ha logrado formar, resulta ser más resistente a la reacción de disolución del agua, si se compara con el compuesto que se forma con el zinc (zinc - xantato); Además el xantato atacará más fácilmente al mineral en un medio acuoso. Se ha establecido que la velocidad de activación de la esfalerita por los iones , se incrementa grandemente cuando la temperatura de la pulpa se incrementa, y bajo condiciones normales, esta velocidad no es considerable.

Para el sistema ZnS – CuSO₄ – KEX en estudio, en el ion cúprico se presenta la oxidación del xantato a dixantógeno, por los iones Cu²⁺, esto provocado por la reducción de:



El xantato cuproso, es muy soluble y se forma por precipitación. El precipitado es coloreado (amarillo canario) en un sistema de xantato – cobre y su formación esta dado por la siguiente reacción:

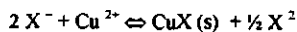
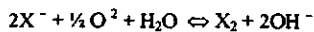


Donde:

EX⁻ = xantato etílico (EX)₂ = dixantato dietílico

Aunque el xantato cúprico formado inicialmente en el sistema, no es una especie estable y su existencia es solo temporánea.

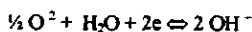
Además de la oxidación producida por los iones cúpricos, el xantato puede ser también oxidado a dímero, o por la presencia de oxígeno disuelta en la solución. Las reacciones de oxidación son:



Aunque la oxidación del xantato por el oxígeno disuelto es termodinámicamente favorable, pero su cinética es lenta. Como resultado de la formación del dixantógeno, se puede asumir que no ocurre un apreciable incremento en los sistemas de flotación. sin embargo, cabe mencionar que esta oxidación electroquímica del xantato por el oxígeno, puede ocurrir en una superficie sólida apropiada, como es el caso de la pirita, donde esta reacción puede llevarse a cabo.

Con los iones Cu^{2+} , esta reacción cinéticamente es rápida y la oxidación completa del xantato se da a pH menor a 10, debido a que a pH cercanos o mayores a 11, ésta reacción de oxidación no es favorable.

La reacción de reducción es la siguiente:

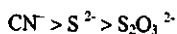


El 80% del xantato es oxidado después de dos minutos de reacción en presencia de cobre 2 más y es importante hacer notar que el dixantógeno no es estable a pH cercano a 10.5. El ion xantato es la especie estable bajo estas condiciones.

2.10 Desactivación por cianuro.

El termino desactivación será usado estrictamente para referirse al proceso por el cual pequeñas cantidades de iones de cobre adsorbidos son removidos de la superficie del mineral.

De los agentes de flotación solamente el cianuro ha sido mostrado que actúa como desactivador. La propylen diamina y la etilen diamina son también conocidas para remover el cobre desde la superficie de la esfalerita pero son significativamente menos efectivos que el cianuro. El sulfuro, sulfito, y tiosulfato son usados para prevenir la activación, pero no se conoce que tan efectivos son como desactivadores. El siguiente orden de efectividad en la desactivación, es decir para reducir la adsorción de los xantatos en la marmatita ha sido propuesto por Finkelstein y Allison del instituto para la metalurgia de Johannesburg, en Sudafrica.



Para que el reactivo sea efectivo en la desactivación o dicho en otras palabras en la prevención de la activación, el agente debe ser capaz de competir por el ion cobre con el ion sulfuro de la red cristalina.

La siguiente tabla de logaritmos de la solubilidad β_n y producto de solubilidad (K_{so}) para reacciones entre el cobre y un cierto número de ligandos a $T = 25$ grados celcius.

	K_{so}	β_1	β_2	β_3	β_4	β_5
Cu(I)						
S^{2-}	-48.14	-	-	-	-	-
CN^-	-19.49	-	24	29.3	30.8	-
$\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$	-	10.35	12.3	13.7	-	-
OH^-	-14.7	-	-	-	-	-
Cu(II)						
S^{2-}	-35.4	-	-	-	-	-
OH^-	-19.9	6.0	13.18	14.4	14.56	$\beta_{22}=17.43$
NH_3	-	4.0	7.33	10.06	12.02	-
EN^*	-	10.48	19.55	-	-	-
PEN^*	-	10.56	19.64	-	-	-

la tabla anterior fue tomada de la referencia 5 de la bibliografía.

Gaudin y Renbinder propusieron que la desactivación de la esfalerita por el cianuro es debido a la disolución del cobre como complejo de cianuro. Wark y Cox utilizaron su elegante método del ángulo de contacto para comprobar este mecanismo y desacreditar el alternativo, el cual dice que el cianuro actúa directamente en la superficie de esfalerita.

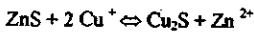
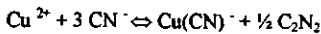
2.11 Efecto de la adición de sales de zinc.

Gaudin y Stewart efectuaron estudios de adición de iones de zinc en la solución de cianuro que está en contacto con la esfalerita. Los investigadores llegaron a conclusiones diametralmente opuestas.

El primero encontró que tanto la velocidad de reacción, así como la extensión de la reacción a la cual del 10 al 20% de cobre adsorbido ha sido removido, se incrementaba con la adición de iones de zinc en la solución de cianuro. El efecto fue explicado por el siguiente equilibrio:



La desactivación requiere que la reacción proceda hacia la izquierda. Esto es justo como la acción del cianuro para promover la desactivación es reduciendo la concentración de iones cúpricos en solución, este caso debido al incremento en la concentración de iones de zinc. Estos investigadores compararon los resultados de la determinación experimental de las concentraciones de cobre y de zinc en la solución en contacto con la esfalerita asumiendo que la reacción anterior estaba conjunta con :



La segunda investigación mostró que la adición de zinc reduce la velocidad de desactivación de la esfalerita por la solución de cianuro. Los efectos varían regularmente con el aumento de la concentración de iones de zinc, y la relación de los dos agentes adicionados y la alcalinidad de la solución.

Debido al frecuente uso de mezclas de cianuro y sulfato de zinc es de importancia las razones de discrepancia entre estos dos estudios.

Las técnicas experimentales y condiciones utilizadas son similares, las discrepancias surgen con los tratamientos preliminares que se les dieron a las muestras de esfalerita, Gaudin las trató con peróxido de

hidrogeno , mientras que Stewart las trató con cianuro de sodio como vía de remover los productos de de la oxidación y los iones de cobre desde la superficie , con esto se observa que el tratamiento de Gaudin permite que el zinc y el cobre en solución este disponible para su tratamiento.

2.12 Depresión.

Los depresores han sido definidos como substancias las cuales modifican la superficie de la partícula mineral de tal manera que pueda ser mojada por el agua (Modificar químicamente el ángulo de contacto para que sea mayor a 90 grados) esta definición fue hecha por Finkelstein y Allison.

Los comunes depresores inorgánicos para sulfuros son los iones OH^- , CN^- , y HS^- , puede decirse que estos agentes previenen que el mineral reaccione con el colector.

Las acciones depresoras dependen criticamente de :

- 1.- La naturaleza de la superficie del mineral (si es fuertemente hidrofílico o naturalmente flotable)
- 2.-La naturaleza del colector (Si la especie depresora compete con el colector en la superficie o si el colector es preadsorbido en la superficie).
- 3.- El ambiente que existe en la pulpa (pH, potencial redox., la presencia de agentes activantes)

Algunos depresores , particularmente los orgánicos tales como los pegamentos, producen de acuerdo a las condiciones de trabajo , una débil o fuerte acción depresora.

En los años recientes (Finkelstein y Allison 1976) considerables avances han ocurrido para un mejor entendimiento del mecanismo de depresión , esto debido a la aplicación de la electroquímica en los estudios de flotación de sulfuros.

En 1938, Rehbindler encontró que el sulfato de zinc puro no deprime esfalerita activada. Malinovsky mostró que la depresión toma lugar solo en valores de pH muy elevados, lo cual fue confirmado por Livshitz e Idelson. Estudios posteriores demostraron que el hidróxido de zinc comienza a precipitar al mismo valor de pH que la depresión comienza.

En 1950 investigadores en las propiedades depresoras de agentes químicos concluyeron que la efectividad de las especies cianuradas se incrementa de acuerdo al siguiente orden:



Además la interacción de la superficie con tales agentes resulta en la prevención de la reacción con el xantato. Sugieren que complejos de iones solubles toman parte en la reacción, y que el $\text{Zn}(\text{CN})_2$ debe primero disolverse en forma de $\text{Zn}(\text{CN})_3^-$ o $\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}$.

2.13 Mecanismos depresores.

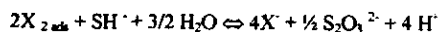
Adsorción competitiva con las especies colectoras

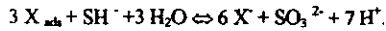
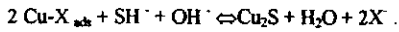
Barsky (1934) utilizó los resultados experimentales de Wark y Cox para indicar que el ion (OH^-) puede competir con los iones xantato (X^-) por los mismos sitios de adsorción en los minerales sulfurados ($[\text{X}^-] / [\text{OH}^-] = \text{constante}$).

Desadsorción o lixiviación de capas de colector previamente adsorbidas.

En flotaciones de cobre – molibdeno típicas, el concentrado es primero recuperado y después los minerales de cobre son deprimidos selectivamente, esto con el fin de producir concentrados separados de cobre y molibdeno. Para alcanzar esto, los depresores tales como el ion (CN^-) y el ion (HS^-) desplazan la película de colector de la superficie de mineral, también el calor es utilizado para destruir el colector. Una vez que las superficies de los minerales están limpias, la hidrofobosidad natural de la molibdenita permite separarla de los minerales de azufre.

Las reacciones propuestas para el ion hidrosulfuro





El depresor cianuro se cree lixivia químicamente las superficies de mineral de acuerdo a las siguientes reacciones :



El ion cianuro puede algunas veces formar complejos metálicos hidrofílicos los cuales permanecen adsorbidos en la superficie.

Formación depósitos hidrofílicos o precipitados.

La depresión selectiva de la esfalerita en concentrados cobre – zinc, es muchas veces llevadas a cabo con mezclas de sulfato de zinc más cianuro en la presencia de alcalis como Na_2CO_3 y / o $\text{Ca}(\text{OH})_2$

Finkelstein y Allison en 1976 construyeron curvas típicas de las posibles especies presentes en la solución tales como depósitos hidrofílicos de $\text{Zn}(\text{CN})_2$, $\text{Zn}(\text{OH})_2$, ZnCO_3 , similares a los precipitados en el seno de la solución, en la superficie del mineral., lo que causa la depresión del mineral.

Los agentes oxidantes atacan selectivamente la red cristalina del mineral para producir óxidos hidrofílicos o productos de reacción hidrofílicos. Estos agentes oxidantes generalmente requieren de altos valores de pH para facilitar la oxidación de la red cristalina para reducir la oportunidad de formación de azufre elemental o productos de la oxidación del hidróxido que sean hidrofílicos, a la vez que el proceso puede desplazar o prevenir la adsorción de las especies colectoras, por agentes oxidantes podemos mencionar el hipoclorito, el peróxido de hidrogeno, etc.

2.14 Agentes acondicionantes.

Los ácidos son normalmente adicionados con el propósito de controlar la concentración del ion hidrogeno, con excepción del ácido fluorídico todos los demás ácidos pueden utilizarse. industrialmente se emplea al ácido sulfúrico debido a su bajo precio comercial este tienen la propiedad de deprimir al cuarzo y otros silicatos en la flotación por represión de la ionización del ácido silícico en la superficie de la partícula por efecto la ley de acción de masas , este previene la activación por iones metálicos y la adsorción de colector, esto también reprime la ionización de los colectores grasos decreciendo la disponibilidad del ion colector.

El ion cianuro , como cianuro d sodio o de potasio , es usado comercialmente para deprimir a la esfalerita , los sulfuros de hierro, y la arsenopirita en presencia de ácido sulfúrico , además tiene efectos depresores en minerales de cobre como la estibinita, y enargita; pero no tiene efecto alguno sobre la galena,calcocita.

La efectividad de los cianuros alcalinos como una fuente de ion cianuro es incrementada conforme se incrementa el valor pH.

pH	6	7	7.5	8	8.5	9	9.5	10	11	12	13
[CN ⁻]	0.025	0.079	0.25	0.78	2.4	6.9	17	32	44	52	53.1

En el caso particular de la esfalerita que ha sido activada por cobre y contiene hierro. en presencia de xantatos, se requiere adicionar mucho más cianuro que el requerido para acomplejar el sulfato de cobre, esto es que la esfalerita no se deprime con una libra por tonelada de pulpa, lo más recomendable es adicionar el cianuro durante la molienda , ya que además de los factores antes mencionados se requiere de tiempo para acomplejar el cobre.

2.15 pH

Ciertos minerales tales como el cuarzo, los fosfatos metálicos de la tierra, y la esfalerita consumen iones ya sea OH^- ó iones H^+ esto de acuerdo a los que predomine en la solución. Pero primero veamos lo que es el pH.

En muchas ocasiones es conveniente expresar las concentraciones molares pequeñas en forma exponencial. Para ello, Sørensen propuso que estas concentraciones, así como los valores pequeños de constantes de equilibrio, se expresarán en términos del logaritmo base 10 con la letra p.

Con este sistema se llegó al uso de las notaciones pH y pOH para representar las concentraciones molares del ion hidrógeno y el ion oxhidrilo, respectivamente. El pH y el pOH se definen como sigue:

$$\text{pH} = -\log [\text{H}^+] \quad \text{esto es } [\text{H}^+] = 10^{-\text{pH}}$$

$$\text{pOH} = -\log [\text{OH}^-] \quad \text{esto es } [\text{OH}^-] = 10^{-\text{pOH}}$$

La expresión del producto iónico de agua, basada en el concepto de Sørensen es:

$$\text{pK}_w = \text{pH} + \text{pOH} = 14$$

Esto quiere decir que, para el agua pura o una solución neutra la ecuación anterior indica que:

$$\text{pH} = \text{pOH} = 7$$

A menos que se indique lo contrario, los valores de pH o del pOH por lo general se dan a 25 grados celcius y con solo dos cifras decimales.

La relación entre las concentraciones de iones oxhidrilo o hidrógeno y la alcalinidad o acidez de una solución acuosa a 25 grados celcius es como sigue :

Solución alcalina: $\text{pH} > 7.00 > \text{pOH}$

Solución neutra: $\text{pH} = 7 = \text{pOH}$

Solución ácida: $\text{pH} < 7.00 < \text{pOH}$.

Se comprenderá que el valor numérico del producto iónico no cambia por la adición de ácido o una base. Solamente se alteran la concentraciones molares de iones hidrógeno y oxhidrilo, pero su producto continuará siendo igual a K_w .

Los modificadores de pH más comunes en el uso industrial son :

Cal:	CaO
Carbonato de sodio:	CaCO ₃
Sosa cáustica:	NaOH
Ácido sulfúrico:	H ₂ SO ₄
Ácido clorhídrico:	HCl

2.16 Reguladores

En muchas operaciones químicas y metalúrgicas (la flotación por ejemplo) es necesario lograr un determinado pH y mantenerlo a un cierto nivel. A una solución que resiste los cambios de pH se le llama solución reguladora. La acción reguladora de una solución se logra añadiendo un reactivo (o una mezcla de reactivo) .Estos reactivos se añaden en forma de solución, existen dos tipos de soluciones reguladas que se diferencian por la acción reguladora Las del primer tipo resisten los cambios de pH provocados por las variaciones de concentración , generalmente diluciones .

Las del segundo tipo no solo son indiferentes a las variaciones de concentración, sino que también se oponen a los cambios de pH causados por la adición de ácidos o bases, en este último caso el grado de resistencia constituye la capacidad reguladora, que se expresa como el número de moles de base fuerte que debe añadirse o extraerse (por adición de un ácido) de 1 litro de agua destilada, para que el pH varíe una unidad.

2.17 Tamaño de partícula

Se ha establecido que en la mayoría de los casos, la separación por flotación es más útil cuando los tamaños de partícula están en el intervalo de aproximadamente: 0.1 a 0.02 mm (100 a 20 μm); Los límites de tamaño óptimo pueden variar ligeramente para casos individuales.

Para ciertos casos la flotabilidad de partículas grandes tienen las siguientes ventajas:

- a) Se incrementa la productividad en los sectores de molienda, espesamiento, filtración y secado.
- b) Los concentrados de partículas más grandes son apropiados para procesos posteriores.

También es importante evitar los efectos adversos de flotación de partículas finas junto con partículas gruesas ya que esto ocasiona que:

- a) Las partículas muy finas forman lamas.
- b) Existen problemas en la selectividad de una mezcla de minerales.
- c) Alto consumo de reactivos.

CAPÍTULO III.

PROCESOS INDUSTRIALES Y DE LABORATORIO METALÚRGICO.

3.1 Definición de maquinaria de flotación.

La maquinaria de flotación es comúnmente clasificada en base a una mezcla de los nombres de los inventores, y slogans de departamentos de ventas de las empresas fabricantes de ellas.

Una máquina de flotación es un aparato para llevar a cabo el proceso de flotación. Legalmente existen muchos tipos pero científicamente la operación unitaria llamada flotación es la separación de partículas en una intercara entre dos fluidos, En la cual uno al menos debe ser líquido. Las funciones de la máquina de flotación son:

- 1.- Producir la intercara de separación.
- 2.- Transportar las partículas hacia la intercara para separarse.
- 3.- Seleccionar las partículas deseadas y expulsarlas fuera de la máquina de flotación por diferentes medios.

El tipo de intercara empleada y la manera en la cual la máquina estas tres funciones la caracterizan.

Una clasificación de los tipos conocidos de las operaciones de flotación es mostrada en la tabla 3.1.

Intercaras. existen de dos tipos principales líquido- líquido y gas – líquido. En toda practica de flotación de menas el medio de suspensión, el cual forma una de las partes de la intercara , es esencialmente una solución acuosa saturada de mineral; la otra fase es cualquier líquido orgánico inmisible en agua o puede ser una gas generalmente aire ,en algunos casos se puede utilizar argón. en general puede ser cualquier líquido o gas inmisible en agua.

La intercara puede ser interna o externa con respecto a la fase suspendida al tiempo de selección .Si se trata de la intercara externa el proceso es de tipo pulpa - cuerpo; Si se trata de una intercara ala frontera es de tipo frontera, y si es totalmente externa se trata de una tipo columna – burbuja.

Las intercara de tipo frontera son utilizadas solo en procesos de flotación sin espuma, y las de tipo columnas - burbuja de flotación solo son utilizadas en procesos espumantes, pero las intercaras de tipo internas son utilizadas en ambos procesos.

La creación de la intercara es efectuada de dos maneras. Las intercaras frontera son inducidas a mediante el flujo e la pulpa a través de la máquina. La intercara burbuja – columna es creada por el cause de aire de pequeñas burbujas para elevarse a través del líquido, así pues las partículas con las características superficiales modificadas alcanzan la superficie, es necesario mantener alimentando el aire al líquido para mantener creandose nuevas burbujas y mantener a las que alcanzaron la superficie confinandose hacia los lados del recipiente. La intercara interna es creada por una fuerte agitación de la mezcla de dos fases y la introducción forzada de la una en la otra, o por precipitación un una fase desde la solución de la otra.

3.2.-Transporte de la partículas a la intercara de separación.

Es el paso en cual las diferencias entre muchas de la máquinas de flotación ocurre, excluyendo el proceso de captura de burbujas y el proceso de pulpa densa de la tabla anterior no existe aún el proceso que efectuó el contacto entre la burbuja de aire la partícula sólida y el colector en el interior de la fase suspendida (seno de la pulpa),Tal contacto solo es posible solo cuando la burbuja puede interactuar mecánicamente con la superficie de la partícula activada y con el colector adsorbido , como en la máquina captativa de burbujas, las partículas que hacen contacto con las gotas de aceite en las pulpa líquido – líquido tienen propiedades colectoras. En la precipitación preferencial ocurre que las burbujas de aire son transportada y adheridas al las partículas de mineral activadas y con colector adsorbido. Las partículas y burbujas adheridas por contacto en las máquinas columna – burbuja fluye en canales angostos directamente contiguos a la intercara de separación. En la flotación skin las partículas son traídas a la intercara gas – líquido mecánicamente.

Tabla 3.1 clasificación de los tipos de máquinas para flotación

INTERCARA	MÉTODO DE ADHESIÓN A LA SUPERFICIE	ESPUMANTE		NO ESPUMADO	
		Interna (pulpa-cuerpo)	Externa (burbuja-columna)	Interna (pulpa-cuerpo)	Externa (frontera)
Líquido-líquido	Contacto			Separación gravimétrica	
				Solución-aceite sólido boyante granulación	
				Separación mecánica - gravimétrica	
				Aceite - magneto	Superficie - lipido
Líquido - gas	Contacto		neumatica matostacionariomat móvil air lift air cascada bomba externa bomba interna subcreación (agitación moderada) aire autoalimentado aire extremo	Separación magnética	
				Burbuja - captada	Flotación skin (alimentada superiormente)
				Separación magnética-mecánica	
					Flotación skin (alimentación sumergida)
	Precipitación	Ebullición generación química reducción de presión vacío presión plus agitación violenta rotatorio revolvedor			
	Precipitación - contacto	Agitación - cascada agitación - neumática agitación subcreación		Separación gravimétrica - mecánica	

3.3.- Flotación aceite – solución.

En este tipo de procesos el aceite es usado como petróleo crudo de baja densidad, contaminado con ácido graso. El ángulo de contacto del aceite colector contra la superficie de mineral metálico es ordinariamente de 160 grados mientras que en el sílice es normalmente cero .

La flotación ocurre cuando el peso específico del sistema compuesto del sólido seleccionado y el aceite es menor que el de la pulpa. La cantidad de aceite teóricamente necesaria depende de las gravedades específicas del aceite, la pulpa y de la cantidad de sólido a separar.

El Proceso de flotación Elmore actualmente tiene molinos de arrastre y el proceso consiste en primero producir pulpa que fluya libremente mediante mezcla de mena pulverizada con agua en proporciones de 6 a 10 de agua por una de mena, adicionando una cantidad relativamente grande de aceite, el aceite vienen con una cantidad pequeña de ácido graso y una de ácido sulfúrico, se mezclan los ingredientes a través de hojas mezcladoras en una alimentación horizontal , para luego pasar a un spitzkasten El nivel de pulpa en el spitzkasten es mantenido tanto como el derrame de licor de pulpa esta mantenido. Bajo estas circunstancias la capa de aceite en la superficie del mineral de pulpa se encuentra en la superficie de la pulpa con un espesor de 1.5 pulgadas o menos. El mezclado se limita a un agitado violento pero no lo suficiente como para romper al aceite en globulos pequeños, el concentrado es lavado posteriormente con solventes , o centrifugación.

Proceso sólido bouyante.

Se adiciona aceite para incrementar la capacidad de flotación , pero el aceite se debe adicionar de tal manera que sean pequeñas masas de aceite de tal manera que tengan gran capacidad selectiva de las superficies.

Proceso de granulación.

Este término describe el fenómeno que puede ser observado cuando mineral finamente triturado, colector y activador, son mezclados juntos con una relativamente gran cantidad de aceite en la presencia de agua. Bajo tales circunstancias los minerales forman con el aceite una masa coherente, o masa consistente de la cual depende el tipo de aceite, la cantidad del aceite y el mineral , y el carácter del mezclado.

El mecanismo de la granulación comprende sucesivamente (a) selección del colector para el mineral a separar.(b)adherencia de la burbuja por medio de agitación violenta (c)aceitado de las burbujas con un aceite neutro modificado por un agente activante de la superficie, como resultado del cual las partículas levitaran atravesando la intercara aceite – agua (d) liberación de las burbujas, cuando el mineral cargado es lo suficientemente pesado (e) amontonar los aglomerados aceite – mineral por una lenta agitación por rotación.

Proceso murex.

El proceso murex es una combinación de la separación magnética con el fenómeno de aceitación diferencial común en la flotación con aceite. En este proceso el aceite es primero cargado con polvo de magnetita, después mezclado con la pulpa acuosa y la masa total es expuesta en forma de película delgada a los polos de un magneto , entonces las partículas de magnetita son atraídas al magneto, mientras las partículas de ganga pasan sin ningún efecto.

En Chuasthal material de 3 a 4 mm fue molido en un molino de guijarros hasta una pulpa fina con la mezcla antes mencionada de aceite y magnetita, el producto pasó a través de una malta con aberturas de 2 por 4 mm, después fue esparcida en una mesa winfley con un magneto en la parte de abajo, la galena fue separada de la barita por este medio.

3.4.- Concentradores superficie- lipido

El aparato usual comprende una superficie sólida , como por ejemplo una mesa winfley,una artesa inclinada, un cinturón móvil, cubierta con aceite espeso (lipido) o cera, encima del cual la pulpa acuosa se hace fluir .

El tipo de mineral seleccionado ,el cual debe ser colector – recubridor o convertirse en uno de ellos en contacto con la superficie , se adhiere a la superficie mientras el resto de las partículas pasa sin cambio.

Existen usos comerciales de este tipo de proceso, como por ejemplo el beneficio de menas de diamante.

Flotación skin.

Este es el término utilizado para describir la separación en la frontera libre de líquido. En la flotación el líquido es el agua y la superficie de selección es la frontera superior con la atmósfera. La fuerza del sistema empleado para seleccionar y transportar el material seleccionado es la tensión interfacial entre el agua y el aire. En la aplicación comercial la alimentación debe ser deslamada, acondicionada, y después transportada a la intercara aire - agua.

El proceso fue desarrollado para transportar la alimentación a la superficie seleccionada de cualquiera de las dos formas; desde arriba (top-feed) o desde la pulpa (submerged feed), para el caso de alimentación superior el material es expulsado a través de agua y removido por gravedad, para el caso de la alimentación sumergida (submerged feed) el material expulsado es removido mecánicamente.

Proceso de flotación película Debavay .

Este proceso fue utilizado en Australia, las colas de la concentración gravimétrica fueron trituradas, molidas hasta atravesar la abertura de 4 mm y deslamadas, después alimentadas a un tanque de mezclado y agitado por un tiempo considerable con una solución de ácido sulfúrico frío, la pulpa era de aproximadamente 20 % de sólidos, la solución fue decantada y el sólido asentado lavado dos veces con agua fresca y después fuertemente agitado con una solución de 0.02 % de cloruros, 2-3 lb. Por tonelada de mena, una mezcla de 1 parte de aceite de castor por 4 partes de keroseno de bajo grado.

La pulpa aceitosa fue alimentada a conos de separación. El concentrado flotado permaneció en la superficie mientras que la ganga fue descargada por el orificio del cono.

El molino Morning.

En este molino fueron flotadas de 175 a 200 libras de concentrado de zinc con una ley de 48 % de zinc por tubo durante 24 horas, presentando una recuperación de 85 %. tres toneladas de sólidos fueron pasados a través de cuatro tubos en serie, el tamaño de la alimentación fue de 9% > 40 μm y 11 % <200 μm .

Cabe mencionar que la flotación Skin no es practicada en el presente exceptuando pequeñas mineras de grafito.

3.5.-Flotación por espuma.

La flotación por espuma es el proceso más utilizado en las plantas de concentración en la actualidad, por lo tanto, es el más estudiado.

La flotación por espuma comprende dos tipos de procesos diferentes los cuales tienen en común solo el hecho que en ambos el concentrado es removido en forma de espuma, compuesta por gas, líquido y el sólido que es el mineral seleccionado. Los procesos difieren fundamentalmente en el lugar donde la selección es efectuada además del mecanismo de selección en sí. En base a la primera diferencia los procesos son clasificados como de tipo pulpa - cuerpo o de tipo burbuja - columna; en base al mecanismo son de tipo de contacto o de tipo precipitación.

Flotación por espuma pulpa - cuerpo.

Este proceso efectúa la selección en el cuerpo de la pulpa acondicionada por causa de burbujas de gas para precipitarse desde el seno de la fase líquida hacia la superficie del mineral previamente cubierta con colector, para adherirse a ella. La superficie de la partícula se convierte en parte de la burbuja y subir a la superficie de la fase líquida. La coalecencia de las burbujas cargadas, la cual se observa en agua que contienen agentes espumantes en cantidades operacionales para que pueda ocurrir rápida y frecuentemente, resultando en el incremento de la superficie cargada de la burbuja resultante, debido a la relación superficie - volumen.

El contacto por precipitación

El contacto por precipitación es inducido por calentamiento, reacción química, y reducción de presión, de hecho por cualquiera de estos medios de producción de burbujas de gas desde un líquido.

Flotación columna - burbuja

En la flotación por columna la selección se efectúa por el contacto gravimétrico presentado las partículas de la pulpa en la parte superior de la masa de las burbujas que suben (columna de burbujas). Las burbujas suben a través del cuerpo de la pulpa empujando las partículas seleccionadas fuera del cuerpo de la columna, para ser retirada por medios mecánicos de la parte superior de la columna.

Máquinas columna de burbujas.

Existen tres clases de máquinas de columna de burbujas

- 1.- neumática
- 2.- cascada
- 3.- subaeración

estas están caracterizadas debido al hecho que toda la concentración es llevada a cabo en la columna de burbujas, ellas utilizan grandes volúmenes de aire, Todas las máquinas consisten esencialmente en una cámara abierta en la parte superior a través de la pulpa fluye continuamente una interna o externa bomba de aire, medio por el cual se introduce aire en forma de pequeñas burbujas en un punto por debajo de la superficie del cuerpo de la pulpa, Un medio por el cual se proteja la columna de burbujas del excesivo choque y perturbación de la pulpa, y puertos separados de descarga de lo productos.

3.6 Equipos de flotación.

Dentro de los equipos comerciales más o menos comunes se encuentran los siguientes:

Equipos de flotación de celda (mecánicas)

- **Agitair** con un volumen de 0.008 a 18.4 m³, un diámetro de impulsor de 11.4 a 101.6 cm, una velocidad periférica 259 a 518 m/min, una capacidad de 1.3 a 3800 m³ / hr una potencia de 0.11 a 32.8 kW, un régimen de aereación de 0.057 a 15.6 m³ / min. Todas las celdas son de profundidad aproximadamente constante. Alta relación de área de espuma a volumen de celda, impulsor con postes. Con mamparas abundantes. Las celdas más grandes tienen cuatro impulsores. El aire se introduce a baja presión por la flecha del impulsor muy utilizadas para minerales y carbón.
- **Denver** con un volumen de 0.007 a 14.2 m³ un diámetro de impulsor de 11.4 a 83.8 cm, una velocidad periférica de 381 a 503 m / min, una potencia de 0.19 a 23.1 kW un régimen de aereación de 0.14 a 11.3 m³ / min. Se fabrica en diseño de celda a celda o de canaleta abierta. Impulsor del tipo turbina plana. El aire se introduce a baja presión por la flecha del impulsor (la de celda a celda puede ser por autoaereación). La recirculación se incrementa mediante un collarín, y esto mejora la suspensión de las partículas gruesas. Muy usada para minerales y carbón.
- **Krupp** con un volumen de 0.5 a 3.5 m³, un diámetro de impulsor de 38.1 a 71.9 cm, una velocidad periférica de 509 a 543 m / min, una capacidad de 3.2 a 21.6 m³/hr, una potencia de 1.6 a 10.5 kW, un régimen de aereación de 0.13 a 0.88 m³ / min .Celda de autoaereación impulsor de tipo turbina plana.se utiliza para minerales y carbón.
- **Outokumpu** con un volumen 2.7 a 16 m³ , un diámetro de impulsor de 37.8 a 75.9 cm , una velocidad periférica de 314 a 381 m / min , una capacidad de 36 a 1540 m³ / hr , una potencia de 5 a 22 kW, un régimen de Aereación de 1 a 20 m³ / min . Impulsor de turbina plana, curvo para dar dispersión uniforme de los sólidos gruesos en toda la celda. El aire se introduce a baja presión por la flecha del impulsor .Se utiliza para minerales.

- Sala con un volumen de 2.7 a 10.7 m³, un diámetro de impulsor de 77.1 cm, una velocidad periférica de 445 a 473 m / min, un capacidad de 12.7 38.1 m³ / min, una potencia de 4.7 a 24.6 kW, un régimen de aereación de 2.3 a 8 m³ / min. De poca profundidad, impulsor de turbina plana. El aire se introduce a baja presión a través del tubo vertical de recirculación y del anillo aereador hacia la periferia de las aspas del impulsor. Se utiliza para minerales.
- Wenco-Fagregren con un volumen 0.026 a 12 m³, un diámetro de impulsor de 8.9 a 66 cm, una velocidad periférica de 274 a 396 m / min, una capacidad de 0.19 a 106 m³ / hr, una potencia de 0.30 a 25.4 kW, un régimen de aereación 0.057 a 9.9 m³ / min. Impulsor situado a poca profundidad para permitir la autoaereación a través del tubo vertical de recirculación. Impulsor del tipo rotor turbina con dispersor circundante. En celdas muy grandes, el fondo falso de la celda da mejor circulación y suspensión de las partículas gruesas. Muy utilizado para minerales y carbón.

Equipos de flotación de tanque (mecánicas).

- Maxwell con un volumen 4.2 a 56.6 m³, un diámetro de impulsor de 45.7 a 107 cm, una velocidad periférica de 390 a 402 m/min, una capacidad de 32 a 422 m³ /hr, una potencia de 3.4 a 23.1 kW un régimen de aereación de 1.4 a 8.5 m³/min. Tanque cilíndrico con canaleta de espuma (anular) interna o externa. Impulsor puede ser de turbina (plana o inclinada) o de hélice (hacia abajo). Aereación por rociador de aire abajo del impulsor o por anillo de distribución de aire. Baja aereación y baja intensidad de potencia: no se utiliza mucho, se aplica solo a unos pocos minerales.
- Nagahn con un volumen de 0.045 a 8.1 m³, un diámetro de impulsor de 10.2 a 83.2 cm, una velocidad periférica de 351 a 823 m /min, una capacidad de 0.013 a 3.4 m³/hr, una potencia de 0.33 a 7.5 kW, un régimen de aereación de 0.16 a 4.2 m³ / min. Tanque cilíndrico con rastrillo de espuma hacia canaletas tanto interna como externa. El impulsor es de aspas curvas. Altas velocidades de aereación, mínima turbulencia de la pulpa. Se emplea para minerales finos y carbón; también se utiliza para partículas ultrafinas y en la flotación y en la flotación iónica y de precipitación.

Equipo neumático de columna.

- De columna con un volumen de 2.55 a 40.1 m³, no lleva impulsor, una capacidad de 14 a 230 m³ / hr, una potencia de 3.7 22.4 kW, un régimen de aereación 0.28 a 4.5 m³ /min. Columna de sección transversal

cuadrada de 3.7 metros de altura. Las unidades grandes están divididas interiormente en cuatro unidades más pequeñas. Puede tener alimentación de agua de lavado en la parte superior de la columna de espuma.

Agitación suave por contracorriente de aire contra el flujo de la pulpa. Uso potencial para minerales y carbón

Equipo neumático de tanque o celda.

- Ciclocelda (cyclo-cell) con un volumen de 6.8 a 22.6 m³, no lleva impulsor. La pulpa se bombea tangencialmente a través de la cámara de vórtice para producir dispersión de aire en la descarga. No hay mamparas en la celda. Se utiliza para minerales y carbón
- Davcra con un volumen de 5.4 a 34 m³, no lleva impulsor. La pulpa se bombea tangencialmente a la boquilla externa; luego se descarga a la celda para dar agitación. El aire se inyecta en el vórtice dentro de la boquilla para lograr una mezcla uniforme. Hay una mampara en la celda para evitar el corto circuito hacia las colas. Se utiliza en minerales y carbón.
- Flotaire con un volumen de 12 a 42 m³, no lleva impulsor, un régimen de aereación aspirado. Tanque cilíndrico con canaleta exterior. El múltiple de agua que va alrededor del tanque va conectado a aspiradores. El agua y el aire se introducen por la placa de distribución situada en el fondo del tanque. La alimentación se introduce debajo de la espuma, en la parte superior del tanque. Flujo a contracorriente en tanque de 4.6 m de altura. Adecuada para partículas gruesas. Se introdujo para usarse con carbón y minerales.

3.7 Máquinas y pruebas de flotación de laboratorio.

En el diseño inicial de un proceso se requieren pruebas de flotación para una determinada mena en el laboratorio, así como también para mejorar el proceso durante la vida de la planta y para optimizar continuamente el proceso al ocurrir cambios de ley o la mineralogía del mineral.

Es indispensable que las pruebas se lleven a cabo sobre una mena que sea representativa de la tratada en la planta comercial. Las muestras para las pruebas deben ser representativas no solo en la composición química, sino también en la composición mineralógica y de grado de disseminación. Por consiguiente se debe hacer un examen mineralógico de los núcleos de perforación u otras muestras individuales antes de seleccionar la

muestra representativa. Las muestras de núcleos de perforación compuestos son ideales para probar si la perforación en el depósito es amplia, generalmente los núcleos contienen mena de puntos ampliamente distribuidos en área y profundidad. Los cuerpos minerales son variables y una muestra representativa no se aplica igualmente bien a todas partes del cuerpo mineral. Por lo tanto, ésta se usa para el desarrollo del procedimiento general de flotación. Para establecer las condiciones óptimas en cada caso y proporcionar datos de diseño sobre la escala total de la variación de la mena, se deben realizar pruebas adicionales sobre muestras tomadas de varias áreas y profundidades.

Una vez que se han seleccionado las muestras representativas de la mena, es necesario prepararlas para la prueba de flotación, lo que implica la disminución de tamaño de partícula óptimo. La trituración se lleva a cabo con cuidado para evitar la contaminación accidental de la muestra con grasa, aceite u otros materiales que previamente se hayan triturado. Aun en una planta industrial, una pequeña cantidad de grasa o aceite perturba temporalmente al circuito de flotación. Las muestras normalmente se pasan por pequeñas trituradoras de quijada o de cono hasta de alrededor de 0.5 cm y después hasta en rodillos de trituración en circuito cerrado con una criba.

El almacenamiento de las muestras trituradas es importante, puesto que se debe evitar la oxidación de las superficies, especialmente en las menas sulfuradas. Los sulfuros se deben ensayar tan pronto como sea posible después de obtener la muestra; las muestras de mena sulfurada se embarcan en tambores sellados en un estado tan grueso que como sea posible. Las muestras se deben de triturar conforme sea necesario durante el trabajo de pruebas, aunque una solución mejor es triturar todas las muestras y almacenarlas en una atmósfera inerte.

La molienda de las muestras en húmeda siempre se debe realizar inmediatamente antes de la prueba de flotación para evitar la oxidación de las superficies minerales liberadas. La molienda de laboratorio, utilizando molinos de bolas, produce una alimentación de flotación con una distribución más amplia del tamaño que se obtiene en la molienda continua en circuito cerrado; para minimizar esto se usa el molino de barras intermitente que dará partículas con una distribución de tamaño que se aproxima mucho a la que se obtiene en los circuitos cerrados de molinos de bolas. Sin embargo, realmente la verdadera simulación nunca se alcanza, ya que la

sobremolienda de los minerales de alta gravedad específica, que es una característica de la molienda de circuito cerrado, se evita con el molino de barras intermitente.

Un mineral denso como la galena se muele más fino en un circuito cerrado que el pronosticado por las pruebas intermitentes y las pérdidas debidas a la producción de partículas ultrafinas son importantes. Algunos minerales tales como la esfalerita y la pirita, se deprimen mejor en los tamaños más gruesos que se producen en la molienda intermitente, pero resulta más difícil deprimirlos en los tamaños más finos resultantes de la molienda en circuito cerrado. Los pronósticos de las pruebas de laboratorio mejoran si la recuperación de mineral de las pruebas intermitentes se expresa en función del tamaño del mineral más que en el tamaño del producto total. Entonces se determina el producto óptimo de mineral y el tamaño total que se estima para usar la malla que proporcione una molienda óptima. Este método supone que la misma finura del mineral valioso dará los mismos resultados de flotación tanto en circuito cerrado como en la molienda intermitente, sin considerar las diferencias de distribuciones de tamaño de los otros minerales.

El tamaño óptimo de la molienda no depende solamente del tamaño de liberación, sino también de su flotabilidad. El examen inicial de la mena es indispensable para determinar el grado de liberación en términos de tamaño de partícula, para estimar la finura de la molienda. El trabajo de prueba se lleva a cabo sobre determinados tamaños de molienda junto con las pruebas de flotación para determinar la malla óptima de molienda. En ciertos casos, se requiere de sobremoler la mena, para que las partículas sean bastante pequeñas y que las burbujas de aire las pueda levantar. Si el mineral flota rápidamente se puede utilizar una molienda gruesa, el concentrado subsecuente requiere una molienda posterior para liberar aun más el mineral de la ganga, antes de llevar a cabo una flotación adicional para lograr un concentrado de alto grado.

Con frecuencia las pruebas de flotabilidad inicial se efectúan sobre las partículas liberadas de mineral, como un medio de evaluar una gama apropiada de colectores. Un método útil de laboratorio es el de la medición del ángulo de contacto, en el que una superficie de mineral lisa y limpia se coloca en agua destilada y una burbuja de aire se presiona hacia abajo desde el extremo de un tubo capilar encima de ésta. Si después de un corto tiempo no es visible la adhesión al apartar la burbuja, se supone que la superficie de la partícula está

limpia y luego se añade colector. Ahora si la superficie mineral se convierte en hidrofóbica, el resultado será la adherencia de la burbuja a la superficie del mineral. El ángulo de contacto que se produce a través de la fase de agua es una medida de la flotabilidad de la partícula. Este método tiene muchas desventajas, ya que es extremadamente difícil obtener una superficie realmente representativa del mineral de tamaño necesario (al menos de 0.5 cm^2). El mineral no puede ser representativo de la superficie naturalmente liberada después del pulido intenso necesario para producir una superficie plana completamente limpia.

El método es estático, mientras que la flotación real es dinámica, ya que las partículas que se adhieren después del choque con la burbuja se elevan dentro de la pulpa.

En el método de captación por burbujas, se muelen y clasifican por tamaño pequeñas cantidades de mineral, se colocan en un tazón de agua destilada que contiene los reactivos de prueba y se presionan por una burbuja de aire que se mantiene en el extremo cóncavo de una barra de vidrio. Entonces la burbuja cargada se extrae de la solución y los granos que se adhieren se cuentan con microscopio.

En la técnica del tubo Hallimond prevalecen las condiciones dinámicas, similares a las de una celda de flotación comercial. Las partículas de mineral se mantienen sobre un soporte de vidrio sinterizado dentro de un tubo que contiene agua destilada y el colector bajo prueba. Las burbujas de aire se introducen a través del tubo de vidrio sinterizado, estas elevan cualquier partícula hidrofóbica de mineral; las burbujas revientan en la superficie del agua, permitiendo que las partículas caigan dentro del tubo selector. Cuando se trata una pequeña muestra pesada de mineral, el peso colectado en el tubo se relaciona con la flotabilidad.

La mayor parte de las pruebas de flotación se llevan a cabo en celdas de flotación por lotes, normalmente con muestras de 500 g, 1 kg, 62 kg, de mena. Las celdas reciben agitación mecánica, la velocidad de rotación del impulsor es variable y simula los modelos a gran escala comercialmente disponible. La introducción de aire a la celda se hace en general a través del ducto que rodea a la flecha del impulsor. La acción del impulsor jala el aire hacia abajo por el ducto y el volumen se controla mediante una válvula y por la velocidad del impulsor. El impulsor divide la corriente de aire en burbujas finas, luego éstas se elevan a través de

la pulpa hasta la superficie, donde cualquier partícula levantada se extrae en forma de espuma mineralizada. La espuma se capta a intervalos establecidos y es posible relacionar la recuperación de metal con el tiempo de concentración y la gráfica resultante se puede usar para determinar el tamaño de planta que se necesita.

Figura tubo de Hallimond

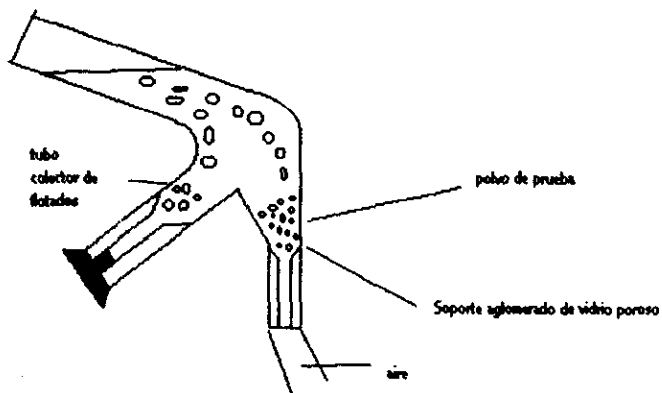


FIGURA 3.1 Tubo de hallimond

El tubo de Hallimond tiene la ventaja de que en la prueba llevada a cabo dentro de el prevalecen las condiciones dinámicas.

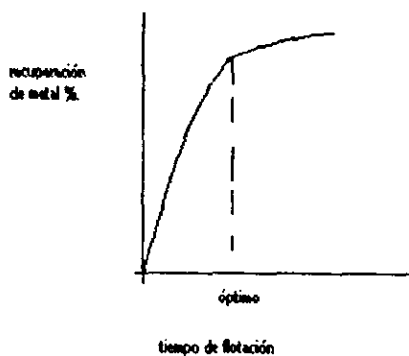


figura. Gráfica de flotación primaria en una prueba intermitente

Figura 3.2 Cinética de flotación primaria en una prueba batch.

En la practica las pruebas por lotes son medianamente claras, pero conviene observar algunos puntos experimentales.

1.- La agitación de la pulpa debe ser vigorosa para mantener todos los sólidos en suspensión, sin desmenuzar la columna de espuma mineralizada

2.- Con frecuencia el acondicionamiento de la pulpa con reactivos es necesario. Este es un período de la agitación que varía desde unos pocos segundos hasta 30 minutos, antes de la entrada de aire, lo que permite que las superficies de las partículas minerales reaccionen con los reactivos.

3.- Muy pequeñas cantidades de espumantes pueden tener marcados efectos y frecuentemente las adiciones del espumante por etapas son necesarias para controlar el volumen de espuma que debe ser entre 2 y 5 cm, ya que las espumas de poca profundidad tienen riesgo de perder pulpa dentro del depósito de concentrado. Algunas veces la reducción de la cantidad de aire se aprovecha para limitar la cantidad de espuma que se produce. Se debe estandarizar mediante pruebas comparativas para impedir la introducción de otra variable.

4.- Como un asunto de economía, las separaciones por flotación se llevan a cabo en una pulpa tan densa como sea posible, que mantenga una buena selectividad y condiciones de operación. Mientras más densa sea la pulpa, tanto menos volumen de celda se necesita en la planta industrial y también se utiliza menos reactivo puesto que la efectividad de la mayor parte de los reactivos estará en función de su concentración en la solución. La densidad de pulpa óptima es de gran importancia, ya que en general mientras más diluidas se encuentre la pulpa, tanto más limpia será la separación. La mayor parte de las flotaciones comerciales se halla en pulpas con peso de 25 a 40 % en sólidos, aunque pueden tener un mínimo de 8 % y un máximo de 55 %. Se debe tener en cuenta que las pruebas de flotación intermitente la densidad de la pulpa varía continuamente, de principio a fin, a medida que los sólidos se extraen con la espuma y se agrega agua para mantener el nivel de pulpa de la celda. Esta variación continua cambia la concentración de los reactivos así como el carácter de la espuma.

5.- Como el agua contiene sustancias químicas que pueden afectar la flotación, se debe usar agua de abastecimiento comercial más bien que agua destilada.

6.- Por lo general sólo se necesitan cantidades muy pequeñas de reactivos para las pruebas por lotes. Para controlar la exactitud las velocidades de adición, conviene diluirlos. Los reactivos solubles en agua se pueden como soluciones acuosas por pipeta y los reactivos líquidos insolubles por gotero graduado o aguja hipodérmica. Los sólidos se pueden emulsionar o disolver en solventes orgánicos teniendo cuidado que estos últimos no afecten la flotación.

7.- La mayor parte de las operaciones de flotación comercial incluyen al menos una etapa de limpieza, en la cual la espuma se flota de nuevo para aumentarle el grado y frecuentemente las colas más limpias se reciclan. Puesto que las colas más limpias no se reciclan en las pruebas por lotes, dichas pruebas no siempre simulan convenientemente la planta industrial.

Si la limpieza es crítica, conviene realizar el ciclo de pruebas. Estas pruebas de flotación de etapas múltiples diseñadas para medir el efecto de los materiales en circulación. Los principales objetivos del ciclo pruebas son determinar:

- a) El aumento en la recuperación que se obtiene por recirculación de las colas más limpias .
- b) La variación en los requerimientos de reactivos para compensar la carga circulante de los mismos.
- c) El efecto del aumento de lamas u otros indeseables que pueden interferir con la flotación.
- d) Problemas en el manejo de la espuma.

Normalmente se necesitan al menos seis ciclos antes de que el circuito alcance el equilibrio y se pueda hacer un balance completo de materiales sobre cada ciclo. Como los reactivos están en solución, es indispensable que tanto los líquidos como los sólidos se recirculen , así cualquier líquido que se usa para ajustar la densidad de la pulpa debe ser líquido del circuito obtenido de una decantación o etapa de filtración reciente.

Es muy laborioso llevar a cabo el ciclo de pruebas y muchas veces la prueba no tiene éxito en alcanzar la condición de estable .

3.8 Pruebas de plantas piloto.

Las pruebas de flotación de laboratorio proporcionan la base para el diseño de la planta industrial. Antes del desarrollo de la planta, frecuentemente se llevan a cabo pruebas piloto a escala para:

- 1.- Proporcionar los datos de la operación continua para el diseño, ya que las pruebas de laboratorio no simulan perfectamente las plantas industriales por ser procesos intermitentes.
- 2.- Preparar grandes muestras de concentrado para que las estudien las fundidoras u otros interesados para evaluar la posibilidad de castigos o bonificaciones por trazas de impurezas.
- 3.- Comparar costos con métodos de procesos alternativos.
- 4.- Demostrar la posibilidad del proceso a inversionistas no técnicos.
- 5.- Comparar el funcionamiento del equipo.

Los datos a escala del laboratorio y de la planta piloto, deben proporcionar las condiciones óptimas para la concentración de la mena y el efecto del cambio de las variables del proceso. Los datos más importantes que suministra el trabajo de pruebas incluyen:

- a) La malla de molienda óptima de la mena. Es el tamaño de partícula al cual se obtiene la recuperación más económica. Depende no solamente de la facilidad con que se muele la mena, sino también de la capacidad de flotación que tenga. Algunos minerales que flotan rápidamente pueden llegar más arriba del tamaño de liberación de las partículas minerales y el único límite superior en tamaño es aquel en que las burbujas no pueden elevarse físicamente hasta la superficie. El límite de tamaño inferior para la flotación, en el cual se presentan problemas de oxidación y otros efectos superficiales, es alrededor de 5 μm .
- b) La cantidad de reactivos necesaria e importante y la localización de los puntos de adición.
- c) La densidad de la pulpa es importante en la determinación del tamaño y el número de las celdas de flotación.
- d) El tiempo de flotación. Los datos experimentales indican el tiempo necesario para efectuar la separación de los concentrados y las colas. Este tiempo depende del tamaño de la partícula y de los reactivos que se usan y es necesario para determinar la capacidad de la planta.
- e) La temperatura de la pulpa, modifica las velocidades de reacción. Sin embargo, para la mayor parte de las separaciones, el agua se usa a temperatura ambiente.

- f) La extensión de la unidad de la mena. Las variaciones en dureza, facilidad de molienda, contenido mineral y capacidad de flotación se deben investigar para así adoptar las variaciones en el diseño.
- g) Las cualidades de corrosión y erosión de la pulpa. Son importantes en la determinación de los materiales que se usan para construir la planta.
- h) El tipo de circuito. Se pueden usar muchos tipos diferentes de circuito y las pruebas de laboratorio proporcionan los datos para el diseño más conveniente del circuito.

3.9 Circuitos básicos de flotación.

La flotación industrial es un proceso continuo, en el que las celdas están arregladas en serie formando un banco (Fig. 3.3).

La pulpa que entra a la primera celda del banco cede algo de su mineral valioso en forma de espuma mineralizada; el derrame de esta celda pasa a la siguiente celda donde se extrae más espuma mineralizada y así sigue hacia abajo del banco, hasta que las colas estériles derraman en la última celda en el banco. La altura de la columna de espuma para cada celda se determina ajustando la altura del vertedero de derrame de las colas: la diferencia en la altura entre está y el labio de derrame de la celda determina la profundidad de la espuma. La alimentación nueva que entra a la primera celda de un banco, mantiene alta la columna de espuma en alguna de las primeras celdas, puesto que hay abundancia de partículas minerales hidrofóbicas para conservarla. El nivel de la pulpa se eleva de celda a celda a medida que la pulpa se agota de partículas flotables, elevando progresivamente la altura de la compuerta de las colas de la celda. Algunas de las últimas celdas en el banco contienen espumas de grado relativamente bajo, que comprenden partículas débilmente acrofilicas. Estas son las llamadas barrederas o depuradores que normalmente comprenden partículas de los medios las que muchas veces se recirculan hasta la cabeza del sistema. Las celdas barrederas, que tienen sus vertederos o compuertas de colas elevadas de manera que la pulpa siempre esté derramando por el labio de la celda. Esta práctica, que se se usa para extraer todo el material que casi no flota se conoce como "trabajando con fuerzas las celdas" y asegura una máxima recuperación del banco de celdas. Sin embargo, deberán evitarse las cargas circulantes excesivas ya que la alimentación primaria se puede diluir y se reduce el tiempo de flotación. El diagrama de flujo para este sistema básico se muestra en la figura siguiente y opera sólo cuando la ganga es relativamente no flotable y ello requiere un control extremadamente cuidadoso para producir un grado uniforme de concentrado si hay algunas fluctuaciones en las presiones. Un sistema preferible es diluir el concentrado de alguna de las primeras celdas de

banco, conocido como concentrado de flotación primaria y reflotarlo en las celdas limpiadoras, donde los vertedores se mantienen bajos para conservar una espuma profunda y producir un concentrado de lato grado (figura 3.4).

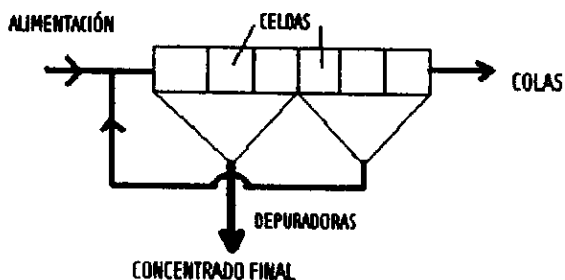


FIGURA 3.3

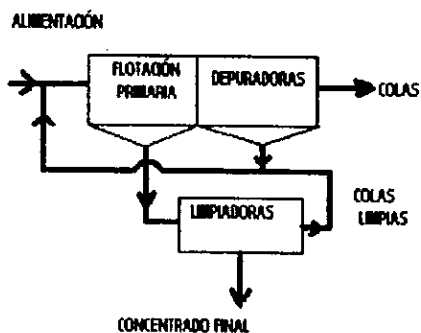


FIGURA 3.4 Sistema de flotación primaria - depuradora - limpiadora

En este sistema de flotación primaria -depuradores - limpiadores las celdas limpiadoras reciben una alimentación de grado comparativamente alto, mientras que la sección de depuración se puede trabajar con un exceso de aire para obtener una recuperación máxima.

Las colas de las celdas limpiadoras que generalmente contienen partículas aerofílicas de mineral normalmente se reciclan a las celdas de flotación primaria y a las depuradoras. Este tipo de circuito, además de ser útil para las menas que necesitan la cantidad máxima de aereación al final del banco para producir

un recuperación provechosa, muchas veces se emplea cuando la ganga tiende a flotar y es difícil separarla del mineral. En tales casos será necesario utilizar uno o más bancos de celdas que limpien de nuevo.

El agua de dilución que se usa para bajar la densidad de la pulpa en los bancos limpiadores pasa a las celdas de flotación primaria y diluye la pulpa primaria, por lo que esta contiene una menor cantidad de agua a medida que esta deja la sección de molienda para que la dilución de las colas más limpias ayuden a alcanzar la relación correcta de pulpa en las celdas de flotación primaria (figura 3.5).

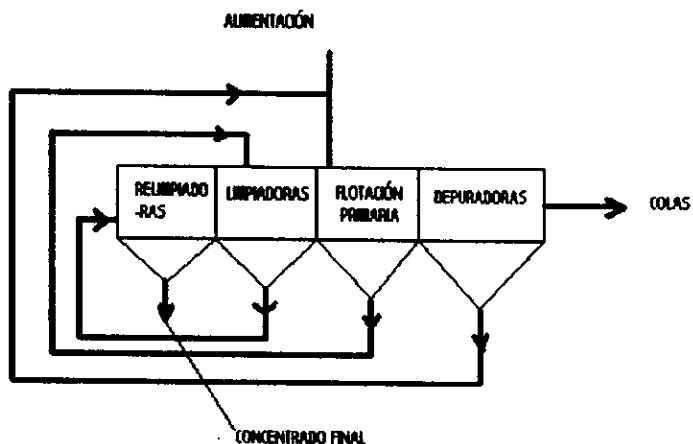


Figura 3.5 Circuito que emplea flotación relimpiadora.

3.10 Practica en la planta de flotación.

Es inevitable que haya cambios en el carácter de la mena que se está alimentando a un circuito de flotación. Por consiguiente se debe tener un medio disponible para la observación y ajuste de tales cambios. La variación en la estructura cristalina y el intercambio tienen un efecto importante sobre la alimentación y malla de molienda óptima. El cambio en la proporción de los minerales asociados es muy común y se controla con facilidad mezclando la mena antes y después de que la trituración haya terminado. Cuando la alimentación es de alto grado será relativamente fácil producir una espuma altamente mineralizada y un concentrado de alto grado:

cuando la alimentación es de bajo grado es más fácil producir una espuma altamente mineralizada y un concentrado de alto grado; cuando la alimentación es de alto grado es más difícil mantener una espuma estable y será necesario cambiar una de las celdas de limpieza final a una sección de más bajo grado si las celdas y canales tienen flexibilidad apropiada.

La fluctuación en la naturaleza y proporción de los minerales en la mena que viene de la mina invariablemente se presentan cuando las menas se obtienen de más de un lugar y las variaciones que se observan se acentúan por la oxidación parcial de la mena. Esto ocurre por los cambios geológicos o por la transportación retardada de mena quebrada del avance en la mina a la planta de procesamiento. La oxidación ocurre comúnmente como resultado de un almacenamiento demasiado largo en los patios o tolvas de mineral y por consiguiente, es necesario determinar hasta que punto una mena particular es propensa a la oxidación y asegurarse de que tiempo de retención se mantenga abajo del nivel crítico. Las menas oxidadas se ablandan por la descomposición de la red cristalina y se convierten en inertes a los reactivos colectores y más propensas a la sobremolienda.

La molienda en húmedo es el factor más importante que contribuye al rendimiento del circuito de flotación y por lo tanto, es de vital importancia que el circuito de molienda proporcione un medio de control digno de confianza que garantice que el producto molido presenta la liberación máxima de valores. En la sección de reducción de tamaño (trituración y molienda), una operación pobre en la etapa de trituración se puede compensar en la molienda. Sin embargo, no hay manera de compensar una práctica de molienda deficiente y es aconsejable emplear operadores experimentados en esta sección de la planta industrial.

El grado de molienda necesario se determina por los trabajos de prueba y siempre se desea extraer el mineral libre al tamaño más grueso posible. La flotación moderna tiene esto en cuenta ya que es evidente la tendencia general hacia la flotación del mineral en etapas; primero grueso y después fino. Las ventajas de flotar un mineral tan grueso como sea posible incluyen:

1. - Menor costo de molienda.

- 2.- Mayor recuperación debida a la disminución de las pérdidas en las lamas.
- 3.- Menos partículas sobremolidas.
- 4.- Mayor eficiencia metalúrgica.
- 5.- Menor equipo de flotación.
- 6.- Mayor eficiencia en las etapas de espesamiento y filtración.

El control de la molienda en el laboratorio se lleva a cabo sobre una base de rutina, cribado y ensayando las colas para determinar las pérdidas en cada fracción de tamaño y la razón de su ocurrencia. Es frecuente encontrar que las partículas más grandes se presentan en las partículas más gruesas debido a la liberación inadecuada y si al moler toda la mena hasta un tamaño más fino se mejora económicamente la recuperación, esto se debe hacer. frecuentemente las pérdidas se presentan en las fracciones muy finas de "subcriba", debido a la sobremolienda de los valores minerales pesados. En este caso es necesario escalar (limpiar) el circuito de molienda y extraer los minerales pesados, los cuales regresan al molino por el clasificador, a tamaños menores que la molienda óptima. Esto se puede hacer agregando una criba final al circuito de la molienda o añadiendo reactivos de flotación a la descarga del molino y extrayendo los minerales liberados finos por una celda de flotación unitaria entre ésta y el clasificador.

La carga circulante en el circuito de molienda origina problemas adicionales con los minerales de sulfuro, ya que estos se oxidan rápidamente durante la retención. Los clasificadores mecánicos tienen grandes volúmenes físicos en relación a su capacidad y las partículas tienen altos tiempos de residencia en su interior, lo cual ocasiona la oxidación de los minerales liberados. Por esta razón en el tratamiento de los sulfuros se prefieren los hidrociclones ya que tienen pequeños volúmenes en relación a su capacidad y por consiguiente las partículas de sulfuro tienen cortos tiempos de residencia. En los hidrociclones también son posibles las separaciones mucho más finas.

Como se indicó, si el mineral flota más fácilmente y está asociado con una ganga relativamente no flotable, será más económico producir colas finales gruesas y remoler el concentrado primario de bajo grado que resulte y entonces se puede considerar casi como un producto de medios. La operación de remolienda o molienda

secundaria, se trata solamente de un pequeño porcentaje de la alimentación de mena fina original se lleva a hasta un tamaño bastante fino para liberar. Entonces la flotación subsecuente produce la máxima recuperación por grado que permite el mayor beneficio económico por tonelada de mena molida. Existe, por supuesto, un límite superior en tamaño en el cual la flotación se practica efectivamente, debido a las limitaciones físicas de la burbuja en la elevación de las partículas gruesas. Mientras se argumente que los factores como la forma, densidad y propiedades aerofílicas influyen, el límite superior práctico rara vez excede de 0.5 mm y normalmente está debajo de 0.3 mm. Para una amplia variedad de minerales, reactivos y máquinas de flotación, la recuperación es más grande para las partículas entre 100 y 10 μm la recuperación. Aproximadamente a menos de 10 μm la recuperación decae en forma constante. No hay evidencia de un tamaño crítico abajo del cual las partículas ya no flotan. La razón de las dificultades que se encuentran en la flotación selectiva de las partículas finas no se comprende aún por completo y varía de una mena a otra. Las partículas muy finas tienen un área superficial relativamente alta en relación a la masa y tienden a oxidarse rápidamente o a cubrirse de lamas antes de alcanzar la sección de acondicionamiento, lo cual dificulta la adsorción del colector. La corriente deslizante que rodea a una burbuja de aire de rápido movimiento repele las partículas de menor masa y por consiguiente se deben suministrar burbujas pequeñas de lento movimiento. Por otra parte, si las partículas pequeñas están en suspensión cerca de la columna de espuma, tienden a derramarse en ésta a pesar de su composición, ya que el tirón de la gravedad se compensa por la fuerza hacia arriba debida a la corriente de las burbujas.

Cuando el valor de la mena es bajo, las lamas (fracción ultrafina perjudicial para la flotación), frecuentemente se eliminan de la fracción granular pasando la alimentación a través de ciclones deslamadores y desechando el derrame. Alternativamente, el deslamado se puede efectuar entre las etapas de la flotación: por ejemplo la flotación primaria va seguida por una operación de deslamado, la que mejora la recuperación en la etapa de barrido. Si las lamas contienen valores sustanciales, algunas veces se tratan separadamente, aumentando así la recuperación total.

La densidad de operación de la pulpa se determina por el trabajo de pruebas y esta influenciada por el tamaño medio de las partículas en la alimentación. Las partículas gruesas se asientan en una celda de flotación a una velocidad relativamente rápida, la que se reduce sustancialmente aumentando el volumen de partículas en la

pulpa. Como regla general las pulpas de mayor densidad se aplican a los tamaños más gruesos. En el tratamiento de menas pesadas de sulfuro se obtienen concentrados primarios de bajo grado a partir de pupas con 30 a 50 % de sólidos, mientras que se obtienen concentrados más limpios de pulpas con 10 a 30 % de sólidos.

3.11 Reactivos y acondicionamiento.

Cada mena es un problema único y los requerimientos de reactivos se deben determinar cuidadosamente mediante varias pruebas, aunque sea posible obtener orientación para selección de reactivos partiendo del ejemplo de orientaciones similares. Los fabricantes de reactivos tienen una gran experiencia, y proporcionan información sin costo. Un requerimiento vital de un colector o espumante es que se emulsione por completo antes de usarlo. Si esta condición no es aparente, conviene usar emulsificadores apropiados.

Primero se seleccionan los reactivos con cuidado y después se buscan los puntos de administración en el circuito. Es indispensable que los reactivos se alimenten a la pulpa suave y uniformemente lo cual requiere un estrecho control de la alimentación de estos y de la velocidad de flujo de la pulpa. Los espumantes siempre se agregan al último, cuando sea posible; como estos no reaccionan químicamente sólo requieren dispersión en la pulpa y los grandes tiempos de acondicionamiento son innecesarios. La adición de espumantes al inicio de la etapa de acondicionamiento fácilmente produce una espuma flotante mineralizada, sobre la superficie de la pulpa. Esto se debe al aire atrapado, el que causa una distribución desigual del colector.

En la flotación, la cantidad de agitación, y la dispersión consecuente están estrechamente asociados con el tiempo necesario para que ocurran las reacciones físicas y químicas. Actualmente el acondicionamiento antes de la flotación se considera como practica estándar y es una factor importante para disminuir el tiempo de flotación. Esto tal vez sea la forma más económica de incrementar la capacidad de un circuito de flotación.

Los minerales son convertidos en una forma que flote con facilidad como resultado de una acondicionamiento ideal y por lo tanto, se pueden tratar volúmenes mayores. Aunque es posible acondicionar en una máquina de flotación, generalmente no resulta económico hacerlo así, aunque en la actualidad es práctica

común incluir un reforzador de colector en los bancos de celdas para la etapa de adición particularmente en la etapa de paso de la colección gruesa a la recuperación. Frecuentemente las máquinas en la línea de flujo se usan como acondicionadores. Muchas veces los agitadores se interponen entre el molino y el circuito de flotación para suavizar las altas y bajas en el grado y velocidad del flujo desde los molinos. Frecuentemente se agregan reactivos a esos depósitos de almacenamiento para acondicionarlos. Por otro lado, los reactivos se pueden agregar en el circuito de molienda asegurando así una óptima dispersión. El molino de bolas es buen acondicionador y muchas veces se usa cuando los colectores son aceitosos y necesitan emulsificación y largos tiempos de acondicionamiento. La ventaja del acondicionamiento en los molinos es que el colector está presente en el momento en que se está formando la nueva superficie. La desventaja es que resulta difícil controlar la proporción de reactivo, ya que la alimentación al molino puede tener continuas fluctuaciones de menor grado y normalmente el molino tiene una alta carga circulante, la cual puede alcanzar un sobre acondicionamiento. Cuando es indispensable un control muy estricto del tiempo de acondicionamiento, tal como en la flotación selectiva de menas complejas, al línea de flujo se le incorporan tanques especiales de acondicionamiento. La pulpa y el reactivo se alimentan hacia abajo y hacia fuera. La salida lateral del tanque se ajusta para dar una altura suficiente y así proporcionar a la pulpa el tiempo de residencia deseado dentro del tanque.

La adición de reactivos por etapas frecuentemente produce recuperaciones más altas a costos sustancialmente más bajos que si todos los reactivos se agregarán en el mismo punto del circuito antes de la flotación. El primer 75 % de los valores generalmente flota con facilidad, suponiendo que se haya logrado la malla de molienda óptima. En gran parte los valores remanentes bien pueden ser compuestos naturales y por consiguiente requieren un acondicionamiento de reactivos más cuidadoso, pero tal vez el 15 % sea suficientemente grande o rico en valores para recuperarlo con relativa facilidad. El 10 % restante, fino en tamaño bajo en valores, puede afectar potencialmente el balance económico total del proceso. Debido a que esta fracción es tan crítica, conviene examinar con extremo cuidado y regularidad y la adición de reactivos debe ser controlada cuidadosamente y rápidamente.

Cuando sea posible hacerlo de este modo por lo general se desea que el material flote en un circuito alcalino o neutro. Generalmente los circuitos ácidos requieren equipo especialmente construido para resistir la

corrosión. Es común descubrir que la efectividad de una separación puede ocurrir dentro de límites muy estrechos de pH, en cuyo caso la clave para el éxito de todo el proceso está en el sistema de control de pH. La regulación automática de éste se aplica cada vez más e implica la combinación de un aparato medidor de pH con una unidad proporcionadora que controla la alimentación de reactivo a la pulpa. En muchos casos se incorpora una instalación retardadora de tiempo dentro del sistema para compensar el intervalo entre la lectura y la alimentación. En la flotación selectiva, en la que concentra más de un mineral, bien puede variar el pH de separación de una etapa a otra, esto, por supuesto, lo hace vitalmente importante para regular los reactivos y así obtener estas condiciones y controlarlas con precisión.

La primera etapa de control de pH frecuentemente se realiza añadiendo cal seca en las tolvas de mena fina, lo cual tiende a reducir la oxidación en las superficies de mena sulfurada. Por lo general el control estricto del pH final se lleva a cabo sobre el derrame del clasificador, añadiendo cal en forma de lodo. El lodo se toma por lo general desde la tubería principal, ya que la cal se asienta rápidamente si no se mantiene en movimiento y forma un cemento duro dentro de las tuberías.

Los reactivos sólidos de flotación se pueden alimentar con alimentadores de disco rotatorio, vibratorios y de banda pero más comúnmente se agregan en forma líquida. Los líquidos insolubles tales como el aceite de pino muchas veces se alimenta a toda su potencia, mientras que los reactivos insolubles en agua están hechos como fuertes soluciones fijas, normalmente de 10 %, antes de su adición. El mezclado de los reactivos se efectúa en el turno de día en la mayor parte de las plantas industriales, bajo estrecha supervisión, para obtener un suministro de 24 horas. Generalmente los reactivos acuosos son bombeados a medida que son necesarios.

Un alimentador de reactivos típico es el alimentador de capas de Clarkson. Este tipo tiene pequeños cubos montados sobre un disco vertical rotatorio, el cual se sumerge dentro del líquido en el interior del tanque y en cada revolución derrama su contenido sobre una placa inclinada. La velocidad de alimentación se cambia ajustando la velocidad, el tamaño de las copas o en operación, variando el ángulo de inclinación de la placa inclinada. Una flecha impulsa a varios, cada uno reparte un reactivo diferente desde un compartimiento separado dentro del tanque.

La bomba peristáltica es un alimentador preciso y muy digno de confianza para cantidades pequeñas. Los rodillos de velocidad variable comprimen el tubo portador situado en la pista curvada, desplazando de esa manera el reactivo a lo largo del tubo. Con estos alimentadores se pueden obtener velocidades de flujo de 0.1 a 850 ml/min.

Con frecuencia se inyectan pequeñas cantidades de espumantes directamente dentro de la tubería que lleva la alimentación de la flotación, por bombas medidoras de pistón con desplazamiento positivo.

Como los reactivos de flotación son muy caros, algunas plantas modernas han incorporado el análisis continuo por fluorescencia de rayos X para detectar colector de xantato residual en la pulpa de las colas y automáticamente la información se retroalimenta para modificar las condiciones subsecuentes de reactivo.

3.12 Flotación de las menas plomo – zinc.

Los minerales de plomo y zinc se presentan juntos en los depósitos de valor económicos. Si se encuentran independientes uno del otro, normalmente los encuentran asociados con los minerales de cobre y en muchos casos los tres se encuentran juntos, frecuentemente acompañados por cantidades variables de pirita.

Los sulfuros de plomo (galena) (PbS) y de zinc (esfalerita) (ZnS) son los principales minerales, pero la cerusita ($PbCO_3$), anglesita ($PbSO_4$) y la simthsonita ($ZnCO_3$), también son importantes. En algunos depósitos el valor de los metales asociados, tales como la plata, cadmio, oro y bismuto, es caso tanto como el del plomo y el zinc y las menas plomo/zinc son las fuentes más importantes de plata y cadmio.

Se ha desarrollado varios procesos para la separación de la galena de la esfalerita por flotación selectiva de dos etapas, el que más se usa es aquel por medio del cual la esfalerita es deprimida por cianuro de sodio y/o sulfato de zinc, o dado el caso el caso una mezcla de ambos, permitiendo que la galena, que permanece sin afectar, flote en la primera etapa. Aunque la función primaria del cianuro es deprimir los sulfuros de zinc, también tiene una acción similar sobre la pirita presente. La presencia de los sulfuros de hierro convierte a la mena en ácida con la producción de sulfatos o hidróxidos de hierro, plomo, zinc. La galena tiende a ser

deprimida por enpañamiento de la superficie y la esfalerita a ser activada por los iones de plomo. Las sales disueltas, tales como el sulfato ferroso, consumen xantato y cianuro lo que ocasiona un alto consumo de reactivos, la cal y la ceniza de sosa se usan para ajustar el pH de manera que las sales disueltas se precipiten. La cal se usa debido a su bajo costo, pero si se usa en exceso en el circuito de plomo, deprime la galena. Por lo tanto la ceniza de sosa se usa en el circuito de plomo cuando es posible. Puesto que la cal es un efectivo depresor de la pirita, ésta se usa si están presentes altas cantidades de pirita, en cuyo caso muchas veces será necesario un poderoso colector para flotar la galena.

Después de la flotación de la galena, las colas se tratan por lo general con sulfato de cobre, el cual reactiva la superficie de los minerales de zinc, permitiéndoles flotar. La cal se usa en la flotación del zinc para deprimir la pirita ya que no tiene efecto depresor sobre los minerales activados de zinc y se usa a un pH alto en el circuito de zinc.

La flotación en masa de los minerales de plomo, y zinc, seguida por la separación, presenta varias ventajas económicas, tales como la eliminación de grandes cantidades de ganga en una sola etapa. El proceso de flotación selectiva de un concentrado masivo difiere poco en principio de la flotación selectiva de esos mismos minerales directamente de la mena. Sin embargo, en la mayoría de los casos, la esfalerita del concentrado masivo está cubierta con una capa de colector que la hace difícil, o aún imposible de deprimir y en ocasiones requiere de cantidades extremadamente grandes de depresor. Este es especialmente el caso si se usó sulfato de cobre para activar la esfalerita; el cianuro reacciona con los iones de cobre residuales de la solución. Las plantas que usan la flotación masiva hacen cualquier esfuerzo para usar en la alimentación e mínimo de colector para dicha etapa. Frecuentemente se obtienen recuperaciones más bajas.

La flotación masiva se lleva a cabo en la mina de zinc más grande de Suecia, en Zinkgruvan. La molienda es autógena y los iones de plomo liberados durante la molienda activan a la esfalerita a tal grado que el sulfato de cobre no es necesario. La planta de flotación consiste de una planta masiva y varias etapas de flotación de plomo; cada circuito consiste de varias etapas: primarias, recuperadora y limpiadora. La galena y la esfalerita se flotan con 0.15 kg de xantato etílico de potasio / ton. Después de cinco etapas de limpieza el concentrado se adiciona 0.5 Kg de sulfato de zinc / ton para deprimir la esfalerita y la galena se flota con xantato etílico de potasio.

3.13 Avances en flotación por espuma

En los últimos tiempos (1999) se ha encontrado que los procesos de flotación por espuma se pueden llevar más allá del beneficio de minerales. De hecho se han diseñado procesos de flotación para flotar minerales no ferrosos tales como la barita, el carbón mineral, etc. Incluso para la flotación de materiales plásticos como: el polivinil cloruro (PVC), y el polietileno tereftalato (PET) (Ref. 6). Además de estarse diseñando nuevos procesos de flotación tal como lo es la flotación de columna, o incluso el diseño de nuevos tipos de flotación, tal como lo es la celda de flotación "MAZ" la cual se ha estudiado muy a fondo por Zapata y colaboradores (Ref.5) aquí los autores nos presentan un estudio de diferentes medios porosos como generadores de burbujas, todo esto en la celda prototipo "MAZ" para la flotación de Pb-Ag. Este estudio es aplicado industrialmente en la refinería electrolítica de zinc de IMMSA (Industrial Minera México S.A).

Lo anterior nos quiere decir que los procesos de flotación convencionales son dignos de estudios y de innovaciones tecnológicas, por lo que es necesario estudiarlos más a fondo, para comprender, actualizar, diseñar procesos otros materiales, diseñar nuevas máquinas de flotación, y llevarlos más allá incluso en el párea de la reciclación, y para optimizar los procesos existentes. Este estudio es de importancia en los avances del estudio de la flotación y la depresión de la esfalerita ya que poco se ha realizado en esta área de los procesos de concentración de minerales por flotación por espuma.

CAPÍTULO IV.

DESARROLLO EXPERIMENTAL.

El desarrollo experimental de la presente tesis, fue desarrollado en las instalaciones del departamento de ingeniería Metalúrgica de la facultad de Química de la U.N.A.M, en los laboratorios de Procesamiento de minerales, Análisis vía húmeda y laboratorio de Microscopía.

Para lograr los objetivos antes mencionados de esta tesis, la investigación fue formulada en tres etapas, siendo estas: A) Caracterización y preparación del mineral, B) Pruebas de flotación y C) Cuantificación de las leyes de Zn.

A) Caracterización y preparación del mineral.

Con el objeto de conocer las características de ley de zinc y asociaciones de minerales con la esfalerita, así como calcular y preparar muestras de compuesto de Zn para los estudios de flotación se procedió a cuantificar a dicho material por las siguientes técnicas:

Absorción atómica. - A partir de esta técnica se determinó que el valor promedio de zinc fue de 46.5 %.

Microscopía de barrido electrónico. - Las asociaciones encontradas con el mineral de esfalerita fueron:

galena, cuarzo, pirita, magnetita, andradita ($3\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3\cdot 3\text{SiO}_2$), este último en cantidades muy significativas= 35%, y una gravedad específica de 3.75. Esta especie mineralógica tiene la variedad de sustitución del manganeso por el hierro. Los valores obtenidos de esta especie fueron los siguientes:

Elemento	Si	Ca	Mn	Fe
%peso	11.89	16.14	9.38	62.59

El equipo utilizado para estos estudios fue el microscopio de barrido electrónico Ortec EG&G, system 5000, autozap vers. 3.08.

Con el objeto de tener para las pruebas de flotación, material suficiente con la misma calidad de Zn, se procedió a preconcentrar el mineral arriba mencionado, a partir del proceso de concentración gravimétrica de mesa Wifley. Finalmente se obtuvieron compósitos (6Kg.), con 1.5% de Zn en promedio, adicionando como material estéril arena sílice. El mineral de esfalerita es estudio, fue donado por la compañía Minera México.

B) Pruebas de flotación.

La segunda etapa consistió en llevar a cabo pruebas de flotación en la celda de flotación Denver lab 12 del laboratorio 006 de metalurgia extractiva de la Facultad de Química de la U.N.A.M. Estas pruebas de flotación estuvieron regidas bajo las siguientes condiciones experimentales:

1.- El porcentaje de sólidos en peso en la pulpa que es común en la industria es 20 % de sólidos en la pulpa, es decir una relación líquido – sólido de 4:1, por lo que pesaron 300 gramos de compuesto por 1200 ml de agua que se mezclaron en el contenedor de acero inoxidable de la celda de flotación Denver.

2.- El tamaño de partículas del compuesto fue de -140 a +200 mallas para el caso de mineral de esfalerita y para el caso de la arena sílica fue de -100 a +180 mallas. esto se realizó para el caso del mineral utilizando cribas y un mortero, para el caso de la arena solo se utilizaron las cribas necesarias, debido a que esta arena tenía una granulometría controlada de fábrica.

3.- Como las condiciones para las pruebas de depresión con cianuro requerían un pH de 10, se tomó la decisión de realizar todas las pruebas de flotación y depresión a este mismo pH. Para lograr este valor se utilizó una solución reguladora de borato de sodio ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$) y ácido bórico (H_3BO_3) que proporcionó un pH de 9.1, se calcularon las cantidades de borato de sodio y ácido bórico para aforar a 1200 ml con una concentración de 0.01 M, las cantidades resultantes fueron: 4.58 gramos de borato de sodio por 0.13 gramos de ácido bórico; para alcanzar el pH de 10 se tuvo que adicionar 1 gramo de sosa cáustica (NaOH) El equipo de medición de pH que se utilizó fue un pHmeter Corning modelo 125, el cual fue utilizado a lo largo de cada prueba.

4. - Se decidió que durante la prueba de flotación se tomarían muestras a los tiempos de: 20 segundos, 40 segundos, 60 segundos, 480 segundos.

5.- Se decidió que todas las pruebas se llevaran a cabo con una velocidad de agitación de 1500 RPM.

6.- Una vez que tenemos controlado el pH, el tamaño de la partícula, y el % de sólidos en la pulpa, y los tiempos a los cuales se tomarían muestras durante la prueba de flotación; se adicionaron los reactivos: KEX, NaCN y ZnSO₄ para las concentraciones previamente calculadas, las cuales se enlistan en la siguiente tabla:

tabla 4.1

No. experimento	Conc.KEX (molar)	Conc.CuSO ₄ (molar)	Conc.NaCN (molar)	Conc.ZnSO ₄ (molar)
1 (flot. Ac no sim.)	5E-4	0	0	0
2 (flot. Ac. no sim.)	5E-4	5E-4	0	0
3 (flot. Ac. no sim.)	5E-4	8E-4	0	0
4 (flot. Ac no sim.)	1E-4	5E-4	0	0
5 (flot. Ac no sim.)	5E-3	5E-4	0	0
6 (flot. Ac. sim.)	1E-4	5E-4	0	0
7 (flot. Ac. sim.)	5E-4	5E-4	0	0
8 (flot. Ac. sim.)	5E-3	5E-4	0	0
9 (dep.)	0	0	0	4E-6
10 (dep)	0	0	0	1E-5
11 (dep)	0	0	0	2E-5
12 (dep)	0	0	5E-6	0
13 (dep)	0	0	1E-5	0
14 (dep)	0	0	2E-5	0
15 (dep)	0	0	5E-6	4E-6
16 (dep)	0	0	1E-5	1E-5
17 (dep)	0	0	2E-5	2E-5

*Nota: Flot. Ac. no sim. Se refiere al acondicionamiento que se dio para los experimentos donde se agregó primero el CuSO₄ y 5 minutos después el xantato etílico de potasio (KEX) con un tiempo de acondicionamiento de 20 minutos.

*Nota: Flot. Ac sim. Se refiere al acondicionamiento que se dio para los experimentos en donde se agregaron al mismo tiempo el CuSO_4 y el xantato etílico de potasio (KEX) y 25 minutos después se comenzó la prueba de flotación.

*Nota: Dep. se refiere al tipo de experimentos en donde se estudio el efecto depresor de los reactivos

*Nota: las concentraciones dadas en la tabla fueron sugeridas por estudios de dielectricidad previamente realizados (Referencia 13)

6.- De la tabla anterior se deduce que el siguiente paso es el calculo de las cantidades a pesar de cada reactivo.

7.- Una vez que se calcularon las cantidades necesarias de cada reactivo para cada experimento el siguiente paso es llevar a cabo cada una de las pruebas de flotación bajo las condiciones mencionadas.

C) Cuantificación de las leyes de zinc.

La tercera parte de la experimentación consistió en el análisis por medio de absorción atómica de cada una de las muestras tomadas en cada uno de los experimentos llevados a cabo, se analizaron muestras por cada uno de los cuatro tiempos, además de una muestra de la cabeza alimentada y una muestras de las colas, en total se analizaron 102 muestras del total de experimentos.

El análisis por absorción atómica es una técnica experimental por vía húmeda, por lo que es necesario disolver cada una de las muestras para su posterior análisis, en esta parte es donde se llevó más tiempo debido a la dificultad para disolver a la esfalerita, la técnica de cómo se llevó a cabo la disolución y el posterior análisis por absorción atómica se encuentra en el apéndice B.

Descripción de las pruebas realizadas.

1.- En la primera serie de tres pruebas se estudió el efecto de la variación del activador CuSO_4 en las pruebas de flotación.

2.- En esta serie de pruebas, debido a que en la serie anterior se efectuó una prueba bajo condiciones similares a este tipo de experimento, se estudió el efecto de la variación en la concentración de xantato etílico de potasio (KEX) en las pruebas de flotación.

3.- En esta serie de tres pruebas se estudió la influencia del acondicionamiento simultáneo en las pruebas de flotación.

4.- En esta serie de tres pruebas de depresión se estudió la efectividad del sulfato de zinc como depresor, a distintas concentraciones.

5.- En esta serie de tres pruebas de depresión se estudió la efectividad del cianuro de sodio como depresor a diferentes concentraciones.

6.- En esta serie de tres pruebas se estudió el efecto de la mezcla de cianuro de sodio y sulfato de zinc como mezcla depresora.

Programa para obtener los valores de los concentrados metálicos con respecto al tiempo.

Para facilitar el cálculo y la obtención de la gráfica de los concentrados metálicos con respecto al tiempo se realizó un programa en hoja de Microsoft Excel (Apéndice C).

Reactivos utilizados.

- Xantato etílico de potasio (KEX)
- Cianuro de sodio (NaCN).
- Sulfato de zinc ($ZnSO_4$), reactivo analítico, Baker
- Ácido bórico (H_3BO_3), reactivo analítico, Baker
- Borato de sodio ($Na_2B_4O_7 \cdot 10H_2O$), reactivo analítico, Baker.
- Sulfato de cobre ($CuSO_4$), reactivo analítico, Baker.
- Agua destilada
- Sosa caustica (NaOH), reactivo analítico, Baker.
- Espumante
- Mineral de esfalerita con una ley 46.5 % de zinc.
- Ácido clorhídrico (HCl), reactivo analítico, Baker.
- Ácido nítrico (HNO_3), reactivo analítico, Baker.

Equipo utilizado para la experimentación en este trabajo.

- Mesa Winfley Denver del laboratorio 006 Facultad de Química
- Celda y equipo para flotación de minerales Denver del laboratorio 006 de la Facultad de Química.
- Balanza analítica Modelo Startorius 310P. Del laboratorio 006 de la Facultad de Química.
- Rop-Tap, sistema de cribado.
- Molino de bolas Denver laboratorio 006 Facultad de Química
- PHmeter Corning modelo 125.
- Desecador Denver, laboratorio 006 Facultad de Química.
- Cuarteador Humpries.
- Probeta de 1000 ml.
- Matraz aforado 500 ml.

- Equipo absorción atómica Perkin –Elmer.
- Vasos de precipitados 100 ml.
- Balanza analítica, Perkin - Elmer, laboratorio análisis vía húmeda, Facultad de Química
- *Piseta*
- Matraz aforado 100 ml.
- Parrilla de calentamiento, laboratorio de análisis vía húmeda, Facultad de Química.
- Espátula metálica.
- Vasos de plástico 30 ml
- Bolsas de plástico.

CAPITULO V.

RESULTADOS.

Los resultados obtenidos en los experimentos están clasificados en seis etapas:

Etapa 1 En esta primera etapa los resultados muestran la efectividad del colector bajo diferentes concentraciones de activador sulfato de cobre bajo las condiciones anteriormente enunciadas en la tabla 4.1 (Concentración de xantato etílico de potasio (KEX): 5E-4M, variación en concentración de sulfato de cobre)

Etapa 2 En esta etapa los resultados muestran la variación en la efectividad del colector con respecto a la concentración bajo las condiciones anteriormente enunciadas en la tabla 4.1 (Concentración de CuSO_4 : 5E-4M, variación en la concentración de xantato etílico de potasio).

Etapas 3 En esta etapa los resultados muestran la efectividad del colector con respecto a las condiciones enunciadas anteriormente en la tabla 4.1(Concentración de CuSO_4 : 5E-4M, variación en la concentración de xantato etílico de potasio, acondicionamiento simultaneo).

Etapa 4 En esta etapa los resultados muestran la efectividad del sulfato de zinc como depresor a diferentes concentraciones de acuerdo a las condiciones enunciadas anteriormente en la tabla 4.1 (variación en la concentración de ZnSO_4).

Etapa 5 En esta etapa los resultados muestran la efectividad del cianuro de sodio como depresor a diferentes concentraciones de acuerdo a las condiciones anteriormente enunciadas en la tabla 4.1 (variación en la concentración de NaCN).

Etapa 6 En esta etapa los resultados muestran la efectividad de una mezcla de cianuro de sodio y sulfato de zinc como depresor de acuerdo a las condiciones anteriormente enunciadas en la tabla 4.1 (variación en la concentración de NaCN y ZnSO_4).

Etapas 1 SE-4 KEX acondicionamiento no simultaneo condiciones de acuerdo a tabla 4.1 .

Experimento 1.

SE-4, KEX, 0% CuSO ₄ .						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	2.73	0.92	34.79	0.95	18.96	18.96
Concentrado 40 seg.	4.24	1.43	41.02	1.74	34.71	53.67
Concentrado 80 seg.	1.97	0.97	38.04	0.75	14.98	68.62
Concentrado 480 seg.	8.52	2.88	9.62	0.82	16.36	84.98
Colas	278.7	94.10	0.27	0.75	15.02	100.00
Alimentación Calc.	296.16	100.00	1.69	5.01	100.00	
Alimentación Analizada			1.71			
%ley Ac. 20 seg.	34.79	%Rec.Ac.20seg		18.96		
% ley Ac. 40 seg.	38.5798422	%Rec.Ac.40seg		53.67		
%ley Ac. 60 seg.	38.4608837	%Rec.Ac.60 seg.		68.62		
%ley Ac. 480 seg.	24.3873253	%Rec.Ac.480seg.		84.98		

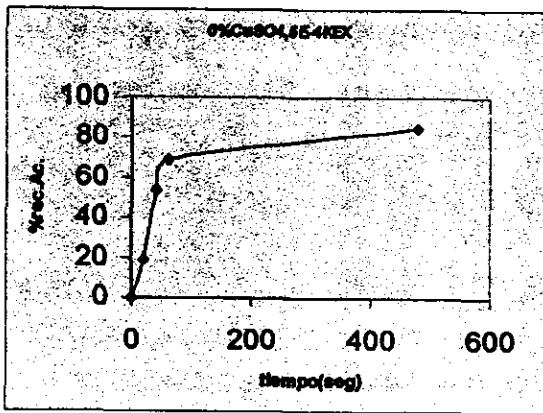


Figura 5.1. Gráfica tiempo vs. %Rec. Ac. sin activador.

Etapa 1.

Experimento 2.

5E-4 KEX, 5E-4CuSO4						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	7.35	2.48	33.18	2.44	70.06	70.06
Concentrado 40 seg.	2.5	0.84	28.51	0.71	20.48	90.54
Concentrado 60 seg.	0.83	0.28	13.86	0.12	3.30	93.85
Concentrado 480 seg.	19.23	6.48	0.42	0.08	2.32	96.17
Coías	266.9	89.92	0.05	0.13	3.83	100.00
Alimentación Calc.	296.81	100.00	1.17	3.48	100.00	
Alimentación Analizada			1.57			
%ley Ac. 20 seg.	33.18	%Rec.Ac.20seg		70.06		
% ley Ac. 40 seg.	31.9947208	%Rec.Ac.40seg		90.54		
%ley Ac. 60 seg.	30.5853745	%Rec.Ac.60 seg.		93.85		
%ley Ac. 480 seg.	11.1911669	%Rec.Ac.480seg.		96.17		

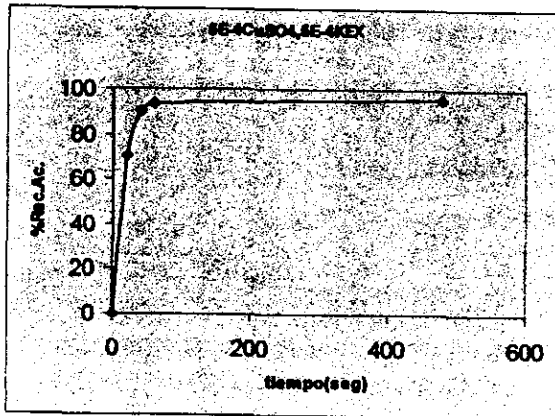


Figura 5.2. Gráfica tiempo vs. %Rec. Ac. con 5E-4M CuSO4.

Etapa 1.

Experimento 3

SE-4KEX,8e-4 CuSO4						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	9.76		30.44	2.97	75.04	75.04
Concentrado 40 seg.	3.4	1.14	18.9	0.64	16.23	91.27
Concentrado 60 seg.	1.1	0.37	6.3	0.07	1.75	93.02
Concentrado 480 seg.	39.9	13.36	0.08	0.03	0.81	93.82
Colas	244.5	81.87	0.1	0.24	6.18	100.00
Alimentación Calc.	298.66	100.00	1.33	3.96	100.00	
Alimentación Analizada			1.62			
% ley Ac. 20 seg.	30.44		%Rec.Ac.20seg	75.04		
% ley Ac. 40 seg.	27.458541		%Rec.Ac.40seg	91.27		
% ley Ac. 60 seg.	25.8263955		%Rec.Ac.60 seg.	93.02		
% ley Ac. 480 seg.	6.85887001		%Rec.Ac.480seg.	93.82		

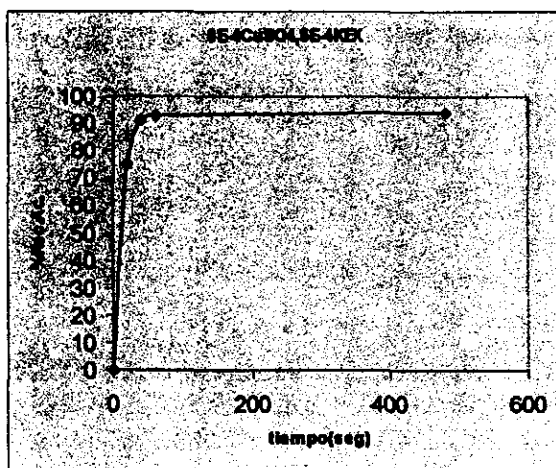


Figura 5.3. tiempo vs. %Rec.Ac. con 8E-4M CuSO₄.

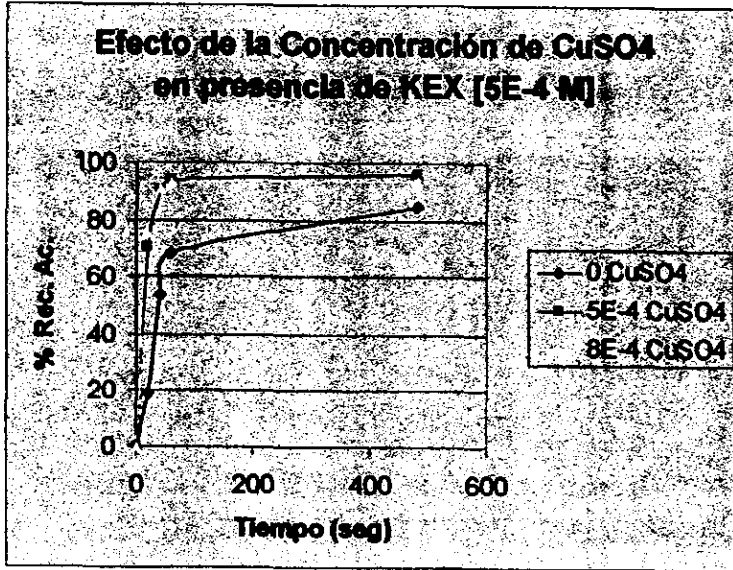


Figura 5.4. Comparación de los resultados en una misma gráfica.

Etapa 2 condiciones de acuerdo a tabla 4.1.

Experimento 4.

1E-4KEX,5e-4CuSO4						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	9.915	3.32	33.41	3.31	91.21	91.21
Concentrado 40 seg.	0.642	0.21	18.36	0.12	3.25	94.46
Concentrado 60 seg.	1.045	0.35	2.6	0.03	0.75	95.20
Concentrado 480 seg.	25.41	8.50	0.17	0.04	1.19	96.39
Colas	262	87.62	0.05	0.13	3.61	100.00
Alimentación Calc.	299.012	100.00	1.21	3.63	100.00	
Alimentación Analizada			1.8			
%ley Ac. 20 seg.	33.41	%Rec.Ac.20seg		91.21		
% ley Ac. 40 seg.	32.4947684	%Rec.Ac.40seg		94.46		
%ley Ac. 60 seg.	29.8021264	%Rec.Ac.60 seg.		95.20		
%ley Ac. 480 seg.	9.45866125	%Rec.Ac.480seg.		96.39		

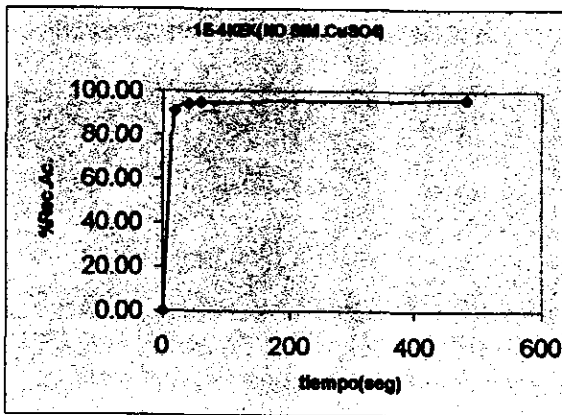


Figura 5.5 Gráfica tiempo vs. %Rec.Ac. con 1e-4M CuSO₄ acondicionamiento no simultaneo.

Etapa 2.

Experimento 5.

5E-3 KEX, 5E-4 CuSO ₄						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	1.27	0.43	37.09	0.47	10.15	10.15
Concentrado 40 seg.	2.7	0.91	19.02	0.51	11.07	21.22
Concentrado 60 seg.	1.68	0.57	30.25	0.51	10.95	32.17
Concentrado 480 seg.	22.1	7.44	1.08	0.24	5.14	37.32
Colas	269.3	90.66	1.08	2.91	62.68	100.00
Alimentación Calc.	297.05	100.00	1.56	4.64	100.00	
Alimentación Analizada			1.51			
%ley Ac. 20 seg.	37.09	%Rec.Ac.20seg		10.15		
% ley Ac. 40 seg.	24.8005793	%Rec.Ac.40seg		21.22		
%ley Ac. 60 seg.	26.4209381	%Rec.Ac.60 seg.		32.17		
%ley Ac. 480 seg.	6.23950631	%Rec.Ac.480seg.		37.32		

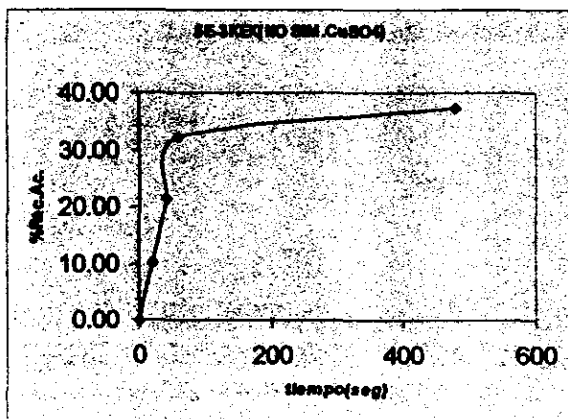


Figura 5.6. Gráfica tiempo vs. %Rec.Ac. con 5E-3M CuSO₄ con acondicionamiento no simultaneo.

Efecto de la concentración de KEX en presencia de CuSO_4 [$5 \times 10^{-4} \text{M}$]

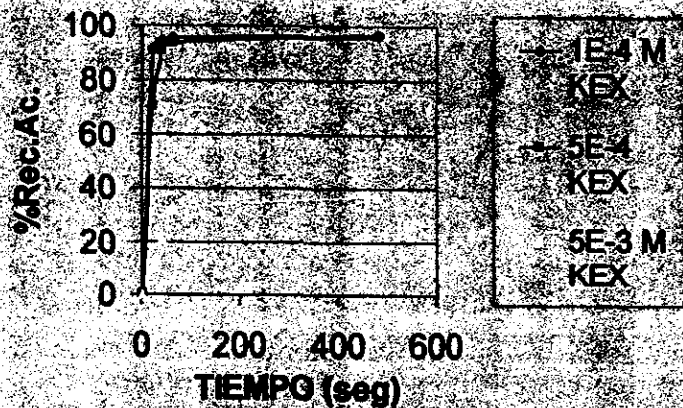
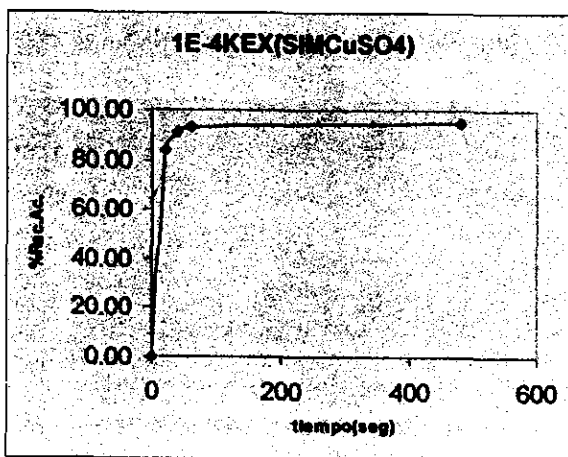


Figura 5.7. Comparación de los resultados en una misma gráfica.

Etapa 3 Acondicionamiento simultaneo de acuerdo a condiciones de tabla 4.1 .

Experimento 6.

1E-4KEX,(SIM.CuSO ₄)						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	9.57	3.22	32.89	3.15	83.89	83.89
Concentrado 40 seg.	1.5	0.51	19.58	0.29	7.83	91.72
Concentrado 80 seg.	0.72	0.24	6.99	0.05	1.34	93.06
Concentrado 480 seg.	20.31	6.84	0.37	0.08	2.00	95.06
Colas	264.8	89.19	0.07	0.19	4.94	100.00
Alimentación Calc.	298.9	100.00	1.26	3.75	100.00	
Alimentación Analizada			2			
%ley Ac. 20 seg.	32.89	%Rec.Ac.20seg		83.89		
% ley Ac. 40 seg.	31.086477	%Rec.Ac.40seg		91.72		
%ley Ac. 60 seg.	29.6149364	%Rec.Ac.60 seg.		93.06		
%ley Ac. 480 seg.	11.1113645	%Rec.Ac.480seg.		95.06		



5.8 Gráfica tiempo vs. %Rec. Ac. con IE-4M CuSO₄ con acondicionamiento simultaneo.

Etapa 3.

Experimento 7.

5E-4KEX(SIMCuSO4)						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	9.27	3.12	35.7	3.31	89.17	89.17
Concentrado 40 seg.	1.104	0.37	24.31	0.27	7.23	96.40
Concentrado 60 seg.	0.503	0.17	10.02	0.05	1.36	97.76
Concentrado 480 seg.	17.3	5.82	0.17	0.03	0.79	98.55
Colas	289	90.52	0.02	0.05	1.45	100.00
Alimentación Calc.	297.177	100.00	1.25	3.71	100.00	
Alimentación Analizada			1.43			
%ley Ac. 20 seg.	35.7	%Rec.Ac.20seg		89.17		
% ley Ac. 40 seg.	34.4878774	%Rec.Ac.40seg		96.40		
%ley Ac. 60 seg.	33.3563758	%Rec.Ac.60 seg.		97.76		
%ley Ac. 480 seg.	12.9807396	%Rec.Ac.480seg.		98.55		

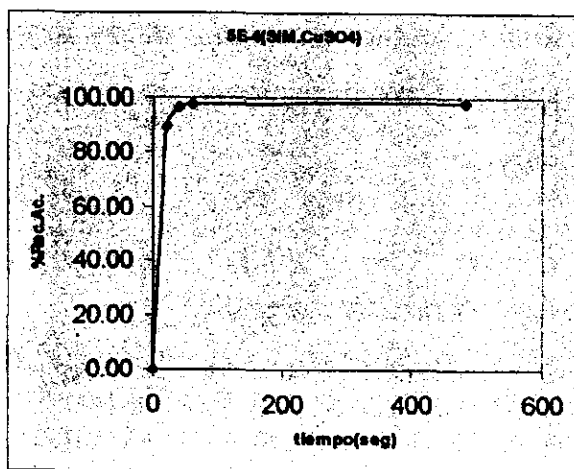


Figura 5.9. Gráfica tiempo vs. %Rec.Ac. con 5E-4M CuSO₄ con acondicionamiento simultáneo.

Etapas 3.

Experimento 8.

SE-3KEX(SIMCuSO4)						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	8.88	2.99	31.96	2.84	74.20	74.20
Concentrado 40 seg.	1.02	0.34	34.65	0.35	9.24	83.44
Concentrado 60 seg.	0.628	0.21	13.76	0.09	2.28	85.70
Concentrado 480 seg.	5.78	1.94	2.17	0.13	3.28	88.98
Colas	281	94.51	0.15	0.42	11.02	100.00
Alimentación Calc.	297.308	100.00	1.29	3.82	100.00	
Alimentación Analizada			2.06			
%ley Ac. 20 seg.	31.96	%Rec.Ac.20seg		74.20		
% ley Ac. 40 seg.	32.2371515	%Rec.Ac.40seg		83.44		
%ley Ac. 60 seg.	31.134981	%Rec.Ac.60 seg.		85.70		
%ley Ac. 480 seg.	20.8690017	%Rec.Ac.480seg.		88.98		

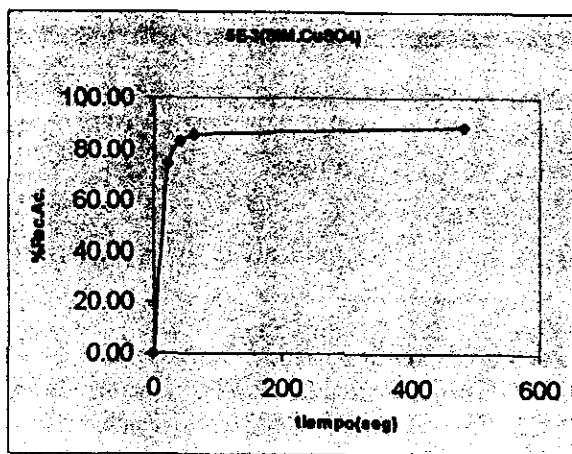


Figura 5.10. Gráfica tiempo vs. %Rec. Ac. 54E-3M CuSO₄ con acondicionamiento simultaneo.

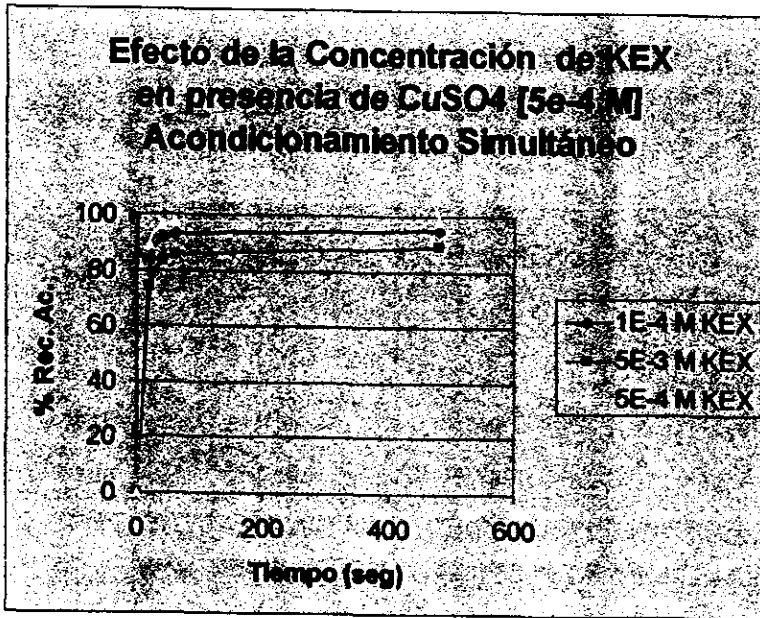


Figura 5.11. Comparación de resultados en una misma gráfica.

Etapa 4 (Depresión) condiciones de acuerdo a tabla 4.1.

Experimento 9.

4E-6 ZnSO ₄						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	1.01	0.34	32.09	0.32	7.38	7.38
Concentrado 40 seg.	1.25	0.42	31.94	0.40	9.09	16.47
Concentrado 60 seg.	0.655	0.22	33.37	0.22	4.98	21.44
Concentrado 480 seg.	2.87	0.97	22.53	0.65	14.72	36.16
Colas	289.1	98.04	0.97	2.80	63.84	100.00
Alimentación Calc.	294.885		1.52	4.39	100.00	
Alimentación Analizada			1.49			
%ley Ac. 20 seg.	32.09	%Rec.Ac.20seg		7.38		
% ley Ac. 40 seg.	32.0070354	%Rec.Ac.40seg		16.47		
%ley Ac. 60 seg.	32.3132933	%Rec.Ac.60 seg.		21.44		
%ley Ac. 480 seg.	27.4596975	%Rec.Ac.480seg.		36.16		

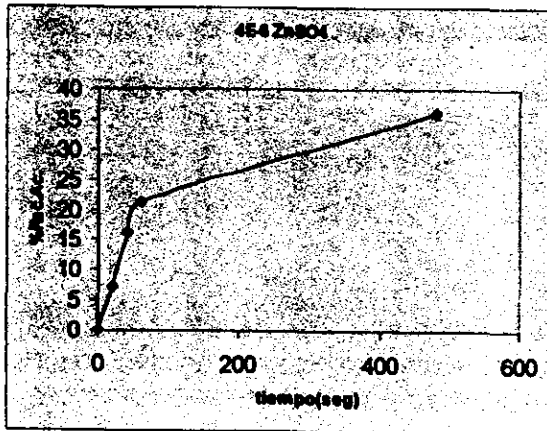


Figura 5.12. Gráfica tiempo vs. %Rec. Ac. con 4E-6M ZnSO₄.

ESTA TESIS NO DEBE SALIR DE LA BIBLIOTECA

Etapa 4 .

Experimento 10.

1E-5ZnSO ₄ .						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	1.58	0.53	29.42	0.46	10.58	10.58
Concentrado 40 seg.	1.93	0.65	13.77	0.27	6.05	16.63
Concentrado 60 seg.	1.27	0.43	29.8	0.38	8.62	25.25
Concentrado 480 seg.	19.29	6.49	14.9	2.67	65.43	90.67
Colas	273.1	91.90	0.15	0.41	9.33	100.00
Alimentación Calc.	287.17		1.48	4.39	100.00	
Alimentación Analizada			1.55			
%ley Ac. 20 seg.	29.42	%Rec.Ac.20seg		10.58		
% ley Ac. 40 seg.	20.8147293	%Rec.Ac.40seg		16.63		
%ley Ac. 60 seg.	23.2020293	%Rec.Ac.60 seg.		25.25		
%ley Ac. 480 seg.	16.5486789	%Rec.Ac.480seg.		90.67		

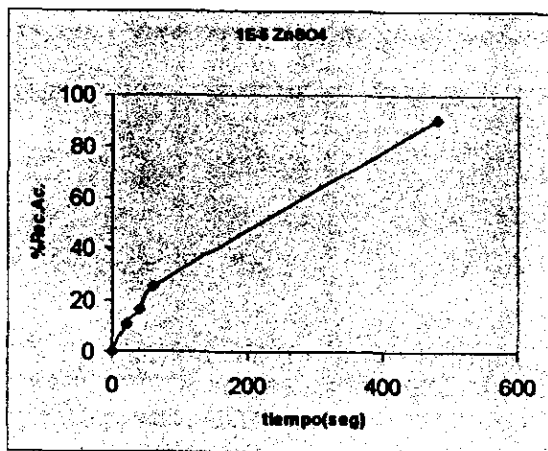


Figura 5. 13. Gráfica tiempo vs. %Rec. Ac. 1E-5M ZnSO₄.

Etapas 4.

Experimento 11.

2E-5ZnSO ₄						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	1.53	0.51	24.42	0.37	8.71	8.71
Concentrado 40 seg.	0.975	0.33	19.88	0.19	4.51	13.22
Concentrado 60 seg.	0.507	0.17	29.99	0.15	3.54	16.76
Concentrado 480 seg.	14.9	5.01	14.79	2.20	51.35	68.11
Colas	279.3	93.97	0.49	1.37	31.89	100.00
Alimentación Calc.	297.212	100.00	1.44	4.29	100.00	
Alimentación Analizada			1.86			
% ley Ac. 20 seg.	24.42	%Rec.Ac.20seg		8.71		
% ley Ac. 40 seg.	22.6451497	%Rec.Ac.40seg		13.22		
% ley Ac. 60 seg.	23.8914841	%Rec.Ac.60 seg.		16.76		
% ley Ac. 480 seg.	16.3187824	%Rec.Ac.480seg.		68.11		

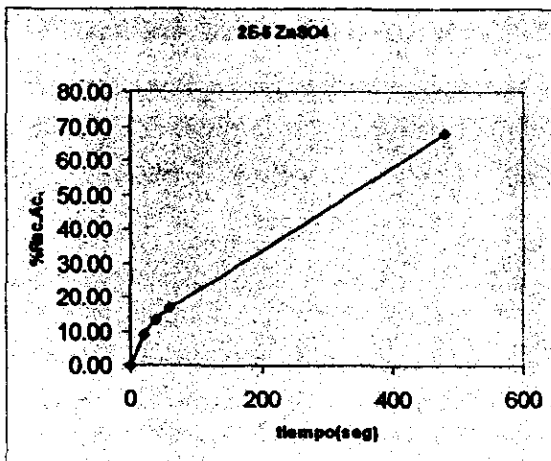


Figura 5.14. Gráfica tiempo vs. % Rec. Ac. 2E-5M ZnSO₄.

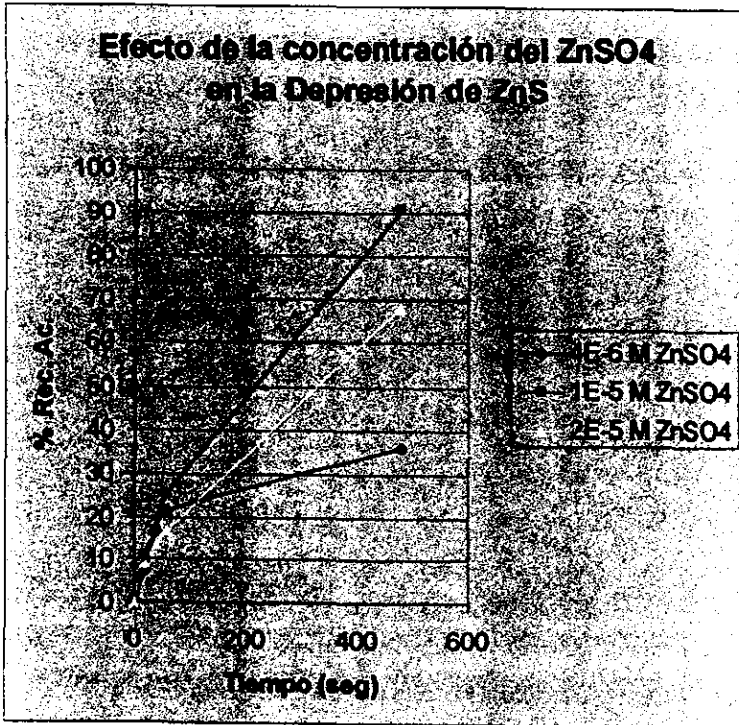


Figura 5.15 Comparación de resultados en una misma gráfica.

Etapa 5 (depresión) condiciones de acuerdo a tabla 4. i.

Experimento 12.

SE-6 NaCN						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	1.46	0.50	30.43	0.44	11.11	11.11
Concentrado 40 seg.	1.49	0.51	28.18	0.42	10.50	21.60
Concentrado 80 seg.	0.959	0.33	33	0.32	7.91	29.51
Concentrado 480 seg.	2.49	0.85	21.57	0.54	13.43	42.94
Colas	285.3	97.81	0.8	2.28	57.06	100.00
Alimentación Calc.	291.899	100.00	1.37	4.00	100.00	
Alimentación Analizada			1.64			
%ley Ac. 20 seg.	30.43	%Rec.Ac.20seg		11.11		
% ley Ac. 40 seg.	29.2935593	%Rec.Ac.40seg		21.60		
%ley Ac. 60 seg.	30.2028652	%Rec.Ac.60 seg.		29.51		
%ley Ac. 480 seg.	26.8436162	%Rec.Ac.480seg.		42.94		

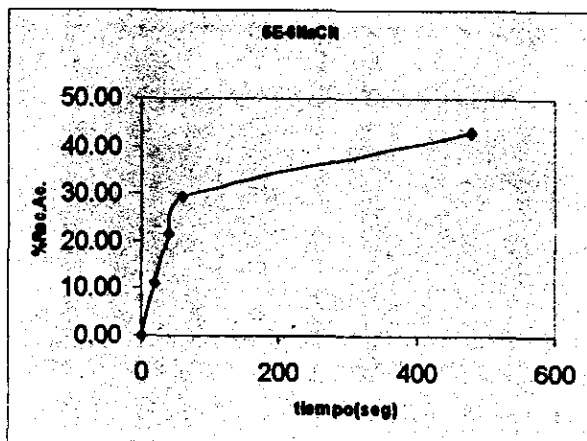


Figura 5.16 Gráfica tiempo vs. %Rec. Ac. 1E-6M NaCN.

Etapa 5.

Experimento 13.

1E-5 NaCN						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	1.91	0.64	31.15	0.59	13.45	13.45
Concentrado 40 seg.	1.28	0.43	37.81	0.48	10.88	24.33
Concentrado 60 seg.	0.995	0.34	30.55	0.30	6.87	31.20
Concentrado 480 seg.	7.64	2.57	6.26	0.48	10.81	42.01
Colas	285.1	96.02	0.9	2.57	57.99	100.00
Alimentación Calc.	296.925	100.00	1.49	4.42	100.00	
Alimentación Analizada			1.78			
%ley Ac. 20 seg.	31.15	%Rec.Ac.20seg		13.45		
% ley Ac. 40 seg.	33.7421003	%Rec.Ac.40seg		24.33		
%ley Ac. 60 seg.	32.9831061	%Rec.Ac.60 seg.		31.20		
%ley Ac. 480 seg.	15.7176279	%Rec.Ac.480seg.		42.01		

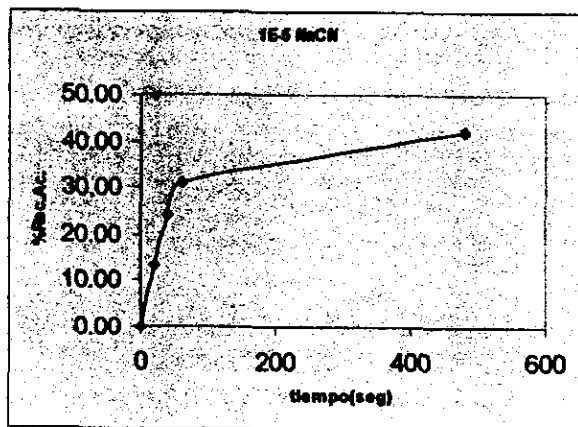


Figura 5.17. Gráfica tiempo vs. %Rec. Ac. 1E-5M NaCN.

Etapa 5.

Experimento 14.

2E-5NaCN						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	1.654	0.55	24.37	0.40	9.31	9.31
Concentrado 40 seg.	1.684	0.56	29.61	0.50	11.52	20.84
Concentrado 60 seg.	0.955	0.32	32.95	0.31	7.27	28.11
Concentrado 480 seg.	29.56	9.88	2.72	0.80	18.58	46.69
Colas	265.2	88.68	0.87	2.31	53.31	100.00
Alimentación Calc.	299.053	100.00	1.45	4.33	100.00	
Alimentación Analizada			1.6			
%ley Ac. 20 seg.	24.37	%Rec.Ac.20seg		9.31		
% ley Ac. 40 seg.	27.013547	%Rec.Ac.40seg		20.84		
%ley Ac. 60 seg.	28.3341416	%Rec.Ac.60 seg.		28.11		
%ley Ac. 480 seg.	5.96820577	%Rec.Ac.480seg.		46.69		

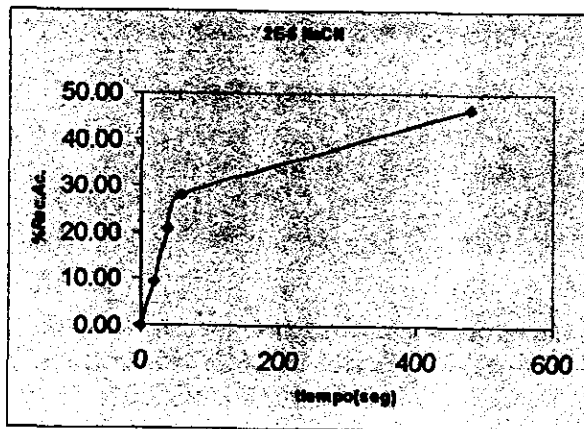


Figura 5.18. Gráfica tiempo vs. %Rec.Ac. 2E-5M NaCN.

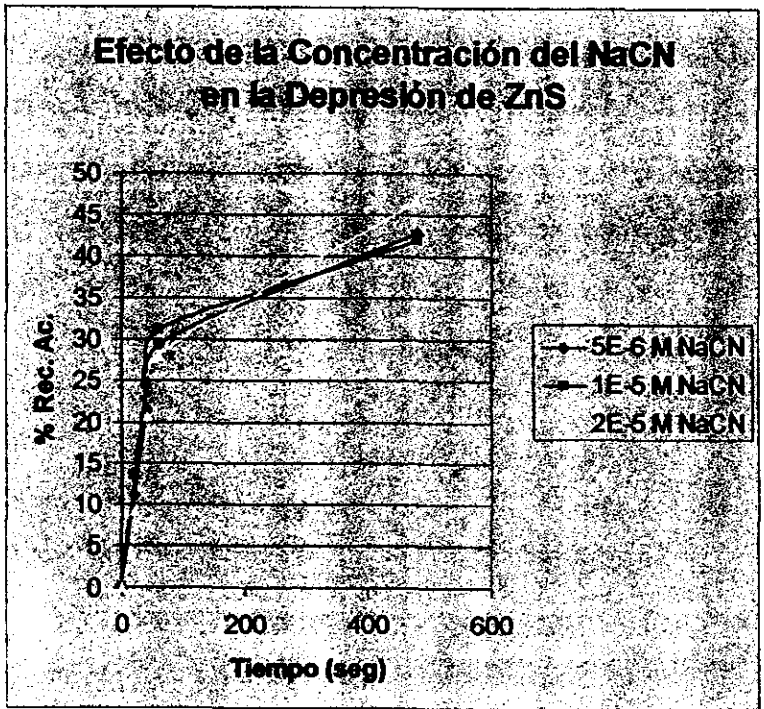


Figura 5.19. Comparación de resultados en una misma gráfica.

Etapa 6 (depresión) condiciones de acuerdo a tabla 4.1.

Experimento 15.

5E-6NaCN, 4E6ZnSO4						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	3.35	1.12	38.75	1.30	31.73	31.73
Concentrado 40 seg.	1.57	0.52	30.02	0.47	11.52	43.25
Concentrado 60 seg.	1.25	0.42	33.71	0.42	10.30	53.54
Concentrado 480 seg.	23.18	7.74	2.02	0.47	11.44	64.99
Colas	270.3	90.21	0.53	1.43	35.01	100.00
Alimentación Calc.	299.65	100.00	1.37	4.09	100.00	
Alimentación Analizada			1.67			
%ley Ac. 20 seg.	38.75	%Rec.Ac.20seg		31.73		
% ley Ac. 40 seg.	35.9642073	%Rec.Ac.40seg		43.25		
%ley Ac. 60 seg.	35.5075203	%Rec.Ac.60 seg.		53.54		
%ley Ac. 480 seg.	9.05979557	%Rec.Ac.480seg.		64.99		

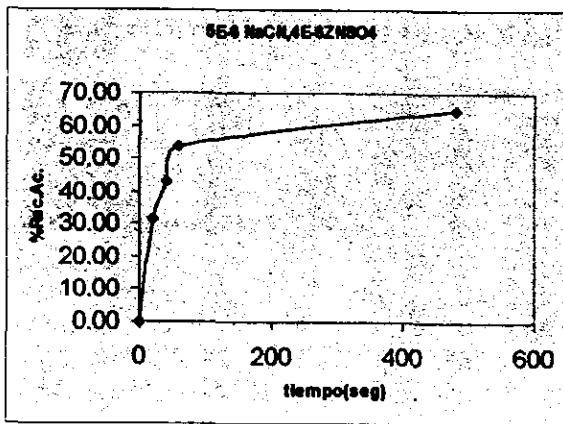


Figura 5.20. Gráfica tiempo vs. %Rec. Ac. para la mezcla 5E-6M NaCN/4-6M ZnSO₄.

Etapa 6.

Experimento 16.

1E-5 NaCN, 1E5ZnSO4						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	1.71	0.58	32.33	0.55	10.19	10.19
Concentrado 40 seg.	1.51	0.51	31.34	0.47	8.72	18.91
Concentrado 60 seg.	1.85	0.56	29.48	0.49	8.96	27.87
Concentrado 480 seg.	19.98	6.81	4.01	0.80	14.76	42.63
Colas	268.4	91.53	1.16	3.11	57.37	100.00
Alimentación Calc.	293.25	100.00	1.85	5.43	100.00	
Alimentación Analizada			1.7			
%ley Ac. 20 seg.	32.33	%Rec.Ac.20seg		10.19		
% ley Ac. 40 seg.	31.8657453	%Rec.Ac.40seg		18.91		
%ley Ac. 60 seg.	31.0574333	%Rec.Ac.60 seg.		27.87		
%ley Ac. 480 seg.	9.31064396	%Rec.Ac.480seg.		42.63		

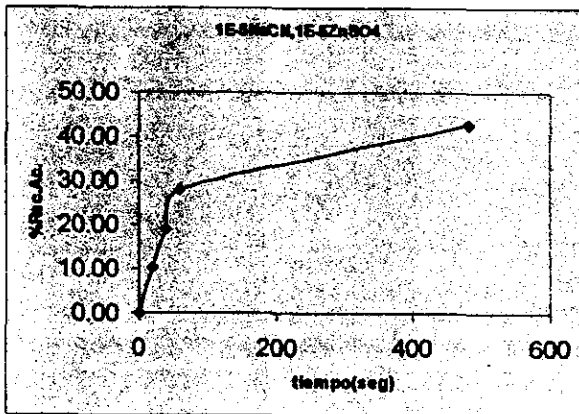


Figura 5.21. Gráfica tiempo vs. %Rec. Ac. para la mezcla 1E-5M NaCN / 1E-5M ZnSO₄.

Etapas 6.

Experimento 17.

2E-5NaCN,2E-5ZnSO4						
Producto	Peso (g)	% Peso	% ley Zn	C.M. Zn	% Rec	% Rec Ac.
Concentrado 20 seg.	1.51	0.51	31.88	0.48	10.36	10.36
Concentrado 40 seg.	1.01	0.34	0	0.00	0.00	10.36
Concentrado 60 seg.	0.925	0.31	17.95	0.17	3.57	13.93
Concentrado 480 seg.	17.23	5.86	3.86	0.67	14.31	28.24
Colas	273.4	92.97	1.22	3.34	71.76	100.00
Alimentación Calc.	294.075	100.00	1.58	4.65	100.00	
Alimentación Analizada			1.7			
%ley Ac. 20 seg.	31.88	%Rec.Ac.20seg		10.36		
% ley Ac. 40 seg.	19.1026984	%Rec.Ac.40seg		10.36		
%ley Ac. 60 seg.	18.793193	%Rec.Ac.60 seg.		13.93		
%ley Ac. 480 seg.	6.3482636	%Rec.Ac.480seg.		28.24		

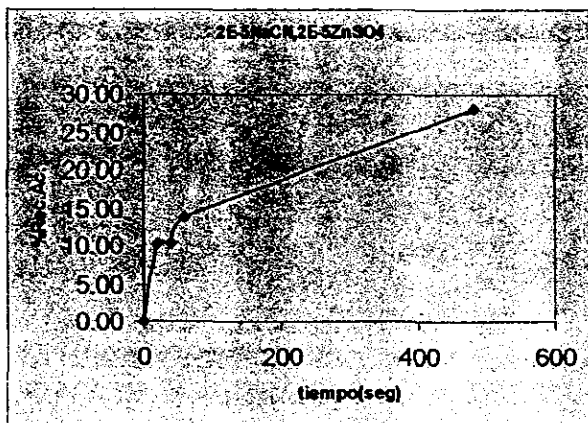


Figura 5.22. Gráfica tiempo vs. %Rec. Ac. para la mezcla 2E-5M NaCN / 2E-5M ZnSO₄.

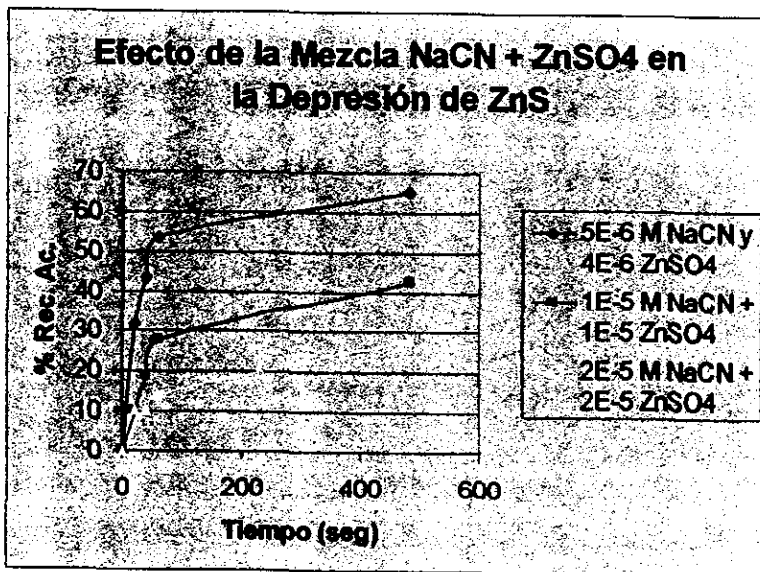


Figura 5.23. Comparación de los resultados en una misma gráfica.

CAPITULO VI

ANÁLISIS DE RESULTADOS.

Como se mencionó en el capítulo IV en donde se describe la metodología experimental, este trabajo constó de tres etapas: A) la caracterización del mineral, B) las pruebas de flotación, y C) la cuantificación de las leyes de Zn; siendo importante cada una de ellas ya que los errores que puedan ser cometidos en cada una de ellas repercutirán en los resultados de este trabajo. Por lo que analizaremos etapa por etapa, pero en el caso de la parte de flotación la analizaremos dividida en seis partes más pequeñas, esto ya que es la parte medular de este trabajo.

En la parte de preparación del mineral las posibles fuentes de error se pueden deber a un mal análisis de la ley de zinc en la esfalerita, y esto es muy probable ya que el mineral con que se trabajó contenía hierro, pero el error se redujo al mínimo mediante la técnica de cuarteo, este cuarteo se realizó minuciosamente por lo que el resultado de esta etapa se califica de satisfactorio.

En la parte de flotación analizaremos los resultados obtenidos anteriormente mostrados (capítulo V) en cada una de las etapas en que fueron divididos.

Etapa 1 (flotación).

En la primera etapa se estudio el efecto del sulfato de cúprico (CuSO_4) como activador de la esfalerita, se eligieron las concentraciones de 0 M, 5E-4M, 8E-4 M, ya que en estudios anteriores efectuados por la técnica de dielectricidad (Ref. 12) se dedujo que la concentración óptima de sulfato de cobre era de 5E-4M, y se tomó la decisión de ver el efecto sin activador y con una mayor concentración de cobre de la requerida: cabe hacer notar que los resultados arrojados por el experimento son validos bajo las condiciones anteriormente dadas en la tabla 4.1, ya que un cambio en el % de sólidos en la pulpa requerirá un estudio para encontrar la cantidad de activador ideal.

Los resultados mostraron que en ausencia de activador, las recuperaciones fueron muy bajas ya que al tiempo óptimo de 60 segundos solo se logró un 68 % de recuperación acumulada esto nos indica que bajo condiciones colectoras muy favorables, la esfalerita flotará pero con recuperaciones muy bajas para ser tomadas en cuenta de manera industrial, por lo que se debe utilizar activadores tales como el CuSO_4 .

Con el uso del sulfato cúprico como activador se vio que la concentración de 5 E-4 M , era la más recomendable ya que las recuperaciones obtenidas con esta concentración y la de 8 E-4 M , son prácticamente las mismas, incluso al tiempo óptimo de flotación que son 60 segundos, son casi idénticas las recuperaciones acumuladas 93.85 % para 5E-4M y 93.02 para 8E-4 M . En base a esto podemos afirmar que la concentración de 5 E-4M es la concentración óptima para el sulfato cúprico como activador bajo las condiciones de flotación mencionadas en la tabla 4.1.

La ley que se obtuvo en el mineral al final de la prueba nos muestran que en el experimento en ausencia de activador se obtuvo la mejor ley, pero sabiendo que el tiempo óptimo de flotación es de 60 segundos, nos demuestra que el mineral sin activar tiene una alta ley pero una recuperación muy baja, es decir flotamos partículas de ZnS , pero una gran cantidad se queda en las colas. Esto se explica de la siguiente manera en el caso del experimento con la concentración óptima de CuSO_4 el concentrado que resulta estaba muy contaminado con arena sílica con lo cual la ley de zinc resultante es baja.

En la gráfica donde se comparan las recuperaciones acumuladas en los tres experimentos observamos que la concentración de 5E-4M de CuSO_4 muestra la mejor recuperación, la concentración de 8E-4M también nos muestra una buena recuperación casi igual a la del caso de la concentración 5E-4M , mientras que el experimento en ausencia de activador tiene una recuperación muy baja en referencia a las otras dos. En cuanto a lo referente a las leyes acumuladas es necesario decir que la concentración de 5E-4M de CuSO_4 presenta el mejor % ley acumulada de las dos concentraciones con mejor % de recuperación acumulada con un orden de 5 por ciento, la ley acumulada en el caso sin activador de encuentra que tenemos una ley superior a la de la concentración óptima de activador pero la diferencia en este caso la hace el % de recuperación acumulada, por lo que con esto se corroboran los resultados esperados.

Cabe hacer referencia a que industrialmente no siempre es benéfico que la esfalerita sea activada en las primeras etapas de flotación, por ejemplo en las menas de plomo – zinc, por lo que con esto se demuestra que aún pequeñas cantidades de sulfato de cobre activarán a la esfalerita haciendola flotar, por lo que dado el caso se debe evitar activar la esfalerita en los primeros pasos de flotación, y si se encuentra la sal de cobre en la mena de plomo – zinc se debe tratar de deprimir a la esfalerita mediante cianuro en las primeras etapas de molienda.

En esta etapa se obtuvieron resultados congruentes con lo esperado, pero esto nos indica que el error acumulado fue reducido al mínimo, ya que las posibles fuentes de error como lo son: la obtención de la espuma mineralizada ya que depende de la habilidad del experimentador para minimizar el error, el manejo y pesado de los concentrados obtenidos, el análisis vía absorción atómica en la parte de disolución de la muestra mineral.

Etapa 2 (flotación).

En esta etapa se estudio el efecto de la variación en la concentración de colector xantato etílico de potasio (KEX) en la recuperación de esfalerita por flotación. En base a estudios de dielectricidad anteriores (Ref.12) se encontró que la concentración KEX era de $5E-4$ M, y se tomó la decisión de que las concentraciones a estudiarse

serían de $1E-4$ M y $5E-3$ M , solo se llevaron a cabo con estas dos concentraciones ya que el caso de $5E-4$ M de KEX, se estudió en la etapa anterior (experimento 2), de acuerdo a las concentraciones dadas en la tabla 4.1.

Los resultados que arrojaron los experimentos nos muestran que para el caso de la concentración de $1E-4$ M nos da una ligera mejor recuperación que el caso de la concentración de $5E-4$ M de KEX, que se esperaba fuera la concentración óptima de colector en la flotación, por lo que se recomienda tomar en cuenta esta concentración. Para el caso de la concentración de la concentración de $5E-3$ M de KEX se encontró que la recuperación era deficiente, logrando al tiempo óptimo de 60 segundos solamente 37 % de recuperación acumulada, y con un exceso de colector que no fue requerido, por lo que desde el punto de vista industrial no se debe nunca utilizar ni esta concentración ni mucho menos una mayor. Todos los experimentos se llevaron a cabo bajo las condiciones de la tabla 4.1

En la gráfica donde se muestran los resultados de los experimentos juntos se puede observar que las concentraciones de 5E-4M y de 1E-4M de CuSO₄ tienen prácticamente la misma recuperación, mientras que la concentración de 5E-3M de activador claramente muestra una muy baja recuperación con respecto a las recuperaciones acumuladas de los experimentos con las otras dos concentraciones. Pero la diferencia la hacen los porcentajes de ley recuperada; mientras que el porcentaje de ley recuperada para el caso de la concentración de 1E-4M de xantato etílico de potasio (KEX) es de 9.45 %, para el caso de 5E-4M es de 11.19 % en ley recuperada. El colector KEX es muy barato con respecto al valor del zinc como mineral debido a esto podemos deducir que la concentración óptima es de 5E-4M de KEX ya que la ley de zinc obtenida a esta concentración es económicamente más redituable, que el ahorro en colector con sacrificio de la ley obtenida.

En esta etapa del trabajo se cumplieron los resultados esperados, ya que la concentración que se esperaba óptima mostró resultados muy satisfactorios. Los experimentos con la concentración de 1E-4M también dieron resultados muy satisfactorios, en términos de recuperación acumulada la diferencia casi no es notoria ya que en el caso de la concentración 5E-4M se obtuvo una recuperación de 95.17 % y para el caso de 1E-4M una recuperación acumulada 96.39 %, ambos al tiempo de 480 segundos. Las posibles fuentes de error comienzan en la parte de recuperación y pesado de los concentrados obtenidos, ya que en esta parte se debe tener mucho cuidado en el manejo de los concentrados o bien en parte de flotación ya que depende de la habilidad del experimentador la confiabilidad de los resultados; así como también el error puede venir en la etapa de análisis por absorción atómica especialmente en el paso de disolución de la muestra que fue donde la esfalerita mostró gran dificultad para disolverse.

Todas estas fuentes de error fueron minimizadas. Por lo que podemos asegurar que las pruebas de flotación arrojaron dos concentraciones con resultados muy buenos bajo las condiciones de flotación dadas para esta etapa en la tabla 4.1, algo similar a esto que se hizo se lleva a cabo en una planta de beneficio de minerales para luego que se han encontrado las concentraciones óptimas se pasa a la planta para simular el proceso en condiciones más reales para que en caso de comprobar los resultados obtenidos en las pruebas batch, implementar la mejora en el proceso.

Etapa 3 (flotación).

En esta etapa de este trabajo se estudió el efecto del acondicionamiento simultaneo del colector xantato etílico de potasio (KEX) y el activador (CuSO_4) y los resultados que se obtuvieron nos dicen que para las condiciones dadas en la tabla 4.1 para esta etapa, la mejor concentración de colector es de 5×10^{-4} M, en esta etapa los resultados son congruentes con lo que se esperaba, ya que en trabajos anteriores (Referencia 4) se encontró que el acondicionamiento simultaneo no era tan recomendable, y este trabajo encontró que no existían grandes diferencias con respecto al acondicionamiento no simultaneo; una de las principales diferencias se encontró que en general la recuperación obtenida en los primeros veinte segundos de prueba en todos los experimentos de acondicionamiento no simultaneo es mayor que en el caso de los experimentos de acondicionamiento simultaneo. Así que podemos deducir que posiblemente alguna fuente de error alteró los resultados de los concentrados posteriores a los veinte segundos, ya que las recuperaciones muestran una tendencia a corroborar los resultados obtenidos anteriormente, aunque también se puede dar el caso que la fuente anterior haya tenido alguna fuente de error. En el caso del % de ley acumulada ocurre lo mismo que para el caso de % recuperación los resultados nos muestran que el acondicionamiento simultaneo es igual al acondicionamiento no simultaneo pero si se observa con cuidado en el caso de la concentración óptima se puede ver que el concentrado metálico a 20 segundos es grande debido a la enorme cantidad de concentrado retirado, con la espuma esto puede deberse principalmente a un acarreo manual del mineral, y no debido a la acción de la espuma.

En el caso de la concentración de 5×10^{-3} M se vuelve a encontrar que un exceso de colector es perjudicial para la recuperación de zinc por lo que definitivamente quedaría descartado en pruebas de planta piloto realizar pruebas con una concentración como esta y aún menos recomendable sería realizarlas con concentraciones mayores.

En la gráfica donde se muestran los resultados de los tres experimentos podemos ver fácilmente que al igual que en el caso del acondicionamiento no simultaneo la concentración de 5×10^{-4} M de xantato etílico de potasio (KEX) es la que nos proporciona las mejores recuperaciones. También podemos observar que un exceso de KEX es perjudicial para la flotación de zinc.

Sin embargo, con estos resultados podemos decir que si existe una diferencia en cuanto acondicionar simultaneamente y no simultaneamente, por ejemplo que en este caso si se cumplió que la concentración de

5E-4M de colector nos proporcionó la mejor recuperación en lo que refiere a esta etapa, esto tal vez se deba a que el exceso de iones Cu^{2+} ayuden a una mejor recuperación. Para el caso de las plantas de flotación industrial lo que se hace en el caso de la flotación de zinc en menas zinc - plomo es acondicionar no simultáneamente, ya que el activador es agregado en etapas posteriores a la depresión de esfalerita para luego ser agregado de nuevo el colector, la galena actúa más rápidamente con el xantato etílico de potasio (KEX) por lo que es necesario agregar de nuevo el colector para flotar a la esfalerita.

Análisis generales para las pruebas de flotación de ZnS.

En general en la flotación de esfalerita se puede decir de acuerdo a los resultados de esta parte de este trabajo que las condiciones óptimas son: 60 segundos de flotación por banco de celdas, 5E-4 M de sulfato cúprico como activador, 5E-4 M de KEX como colector en condiciones de acondicionamiento no simultáneo.

Etapa 4 (depresión).

En esta parte se estudió el efecto depresor del sulfato de zinc a varias concentraciones bajo las condiciones dadas para esta etapa en la tabla 4.1. Los resultados obtenidos nos dicen que el sulfato de zinc tiene un marcado efecto depresor en la esfalerita, sin embargo aún no se logra una total depresión.

Los resultados nos dicen que la mejor concentración para la depresión de la esfalerita es de 2E-5 M de sulfato de zinc (ZnSO_4) ya que fue en la que se dio la menor recuperación acumulada al tiempo óptimo de flotación que es de 60 segundos. En esta parte de la experimentación los resultados no fueron congruentes a los esperados ya que se pensaba que la concentración de 1E-4 M sería la concentración óptima. Sin embargo las recuperaciones en los tres casos se pueden considerar bajas, pero se requiere de encontrar la concentración óptima para una total depresión de la esfalerita.

En la gráfica donde se muestran los resultados de los tres experimentos de depresión a distintas concentraciones de ZnSO_4 , el dato de recuperación acumulada a 480 segundos no se toma en cuenta ya que es notorio que en la acción de flotar en este tiempo contaminó las muestras. Se puede observar que la concentración

de 2E-5 M de sulfato de zinc es en la que se obtienen las más bajas recuperaciones, mientras que en la concentración de 1E-5 se obtienen recuperaciones ligeramente más altas.

En cuanto a leyes se observa que el caso de la mayor concentración se tiene una ley de 23.88 a un tiempo de 60 segundos con una recuperación de 16.76 con lo cual se pueden notar el efecto depresor de las sales de zinc. Lo más interesante de estos resultados es que las leyes obtenidas al final de todas las pruebas comprueban que la depresión de llevó a cabo y que la alta recuperación es debido a una contaminación al tiempo de 480 segundos.

Dentro de las posibles causas de que la depresión no se haya logrado con un resultado óptimo puede tratarse que el mineral de esfalerita se encontraba oxidado en su parte superficial con lo puede beneficiarse la flotación natural de la esfalerita. Las sales de zinc actúan directamente sobre el colector xantato etílico de potasio (KEX) impidiendo que el grupo polar se adsorba a la superficie del mineral, por lo que en este caso un efecto depresivo muy marcado no podría visualizarse, por lo anteriormente mencionado.

De acuerdo a lo mencionado en la parte teórica de este trabajo (capítulo II) se dice que el sulfato de zinc solo actúa como depresor en esfalerita no activada, ya que en el caso de que la esfalerita haya sido activada por la mas mínima presencia de iones activantes (Cu , Pb, Fe, etc) no será posible deprimir a la esfalerita por medio de sales de zinc. Por lo que no es muy recomendable utilizar las sales de zinc como depresores de los minerales de zinc. Esto debe ser tomado en cuenta para cuando se esta trabajando en planta de flotación de menas Plomo – Zinc.

Etapa 5 (Depresión).

En esta etapa se estudio el efecto depresor del cianuro de sodio (NaCN), el cual fue trabajado en toda esta etapa de acuerdo a las condiciones dadas en la tabla 4.1.

En este caso los resultados fueron congruentes con lo que se esperaba ya que el cianuro si tuvo un efecto depresor sobre la esfalerita pero las concentraciones fueron demasiado bajas como para que se pudiese notar un marcado efecto depresor por lo que sería recomendable realizar pruebas a concentraciones mayores. En la parte teórica de este trabajo (capítulo II) se menciona que el cianuro es el mejor depresor para los minerales de zinc y

aún para la pirita, pero de nuevo las posibles fuentes de error están presentes por lo que es necesario tomarlas en cuenta.

Los resultados nos muestran que la concentración de 2E-5 M de cianuro de sodio es la que tiene mayor efecto depresor que las otras (1E-6M y 1E-5M) con solamente un 28.11 % de recuperación ,esto nos dice que en trabajos posteriores debemos aumentar la concentración de cianuro ya que los resultados muestran una tendencia aún mayor efecto depresor conforme aumenta la concentración de cianuro de sodio, todo esto con el fin de encontrar la concentración que deprima mejor a la esfalerita.

En la gráfica donde se muestran los resultados de los tres experimentos podemos observar que la concentración de 2E-5M de NaCN es la que tiene la recuperación acumulada más baja, de nuevo los resultados del tiempo de 480 segundos muestran una contaminación (aunque menor a la mostrada en el caso de los experimentos de depresión con $ZnSO_4$) por lo no se deben de tomar en cuenta para el análisis de resultados además que como se mencionó el tiempo óptimo de depresión es de 60 segundos, aunque existe diferencia entre las recuperaciones acumuladas de cada concentración esta no es muy notoria, pero se logra visualizar el efecto depresor del cianuro. Sin embargo si analizamos en cuanto las leyes recuperadas para los tres casos se puede confirmar que el cianuro de sodio es le mejor depresor que puede existir ya que para el caso de la concentración de 2E-5M la ley acumulada obtenida a un tiempo de 480 segundos se observa una ley del 5.96 % de zinc con una recuperación de 46.69 lo que demuestra claramente una contaminación en este tiempo. Aún para el caso de 60 segundos la depresión muestra una ley de 28.33 con un concentrado de 28.11 lo cual muestra que es la concentración de mejores resultados para depresión con cianuro.

El cianuro de sodio es una fuerte depresor que es capaz deprimir la esfalerita activada, pero en este caso no se puede hablar del mismo efecto en una esfalerita que se encuentra oxidada en su superficie, ya que el cianuro forma un compuesto superficial de $Zn(CN)_2$ que es el que impide la adsorción de la parte polar del colector, pero cuando se existen pequeñas parte de óxido de zinc (ZnO) estas pueden llegar a flotar naturalmente, por lo que el efecto depresor del cianuro competirá contra la flotabilidad natural de ZnO .

Aunque se nota que el efecto depresor del sulfato de zinc mostró mejores resultados que el cianuro de sodio se debe seguir trabajando en la depresión de esfalerita por cianuro hasta encontrar la concentración óptima

de cianuro ya que como en la parte teórica de este trabajo se menciona, el cianuro de sodio es el depresor por excelencia de la esfalerita.

Se puede deducir, de acuerdo a lo dicho en el capítulo II, que a mayores concentraciones de cianuro este debe tener un mejor efecto depresor que las sales de zinc ya que este puede desactivar a la esfalerita que ha sido activada previamente, por lo que sería recomendable encontrar primero la concentración óptima para deprimir a los minerales de zinc con resultados aún más satisfactorios que los obtenidos en este trabajo, segundo encontrar la concentración óptima para deprimir a la esfalerita que ha sido activada.

Cabe mencionar que las posibles fuentes de error en esta parte del trabajo son las antes mencionadas, pero los manejos de concentrados en los que se trabajó con cianuro fueron extremos, por lo que las probables fuentes de error se encuentren en la habilidad del experimentador para realizar la prueba y el análisis vía absorción atómica.

Etapa 6 (depresión)

En esta etapa del trabajo se estudió el efecto depresor sobre la esfalerita de una mezcla de cianuro de sodio y sulfato de zinc, esta etapa fue llevada a cabo de acuerdo a las condiciones dadas en la tabla 4.1.

De acuerdo a lo dicho en el capítulo II la mezcla de cianuro de sodio y las sales de zinc son una buena mezcla depresora esto lo pudimos corroborar ya que el experimento realizado con las siguientes concentraciones : 2×10^{-5} M $ZnSO_4$ y 2×10^{-4} M $NaCN$ mostró tener una recuperación de zinc menor a la del sulfato de zinc solo, por lo cual resultó ser, no solamente en esta etapa sino en toda la parte de depresión, la que arrojó el menor % de recuperación con solamente 13 % de zinc en recuperación acumulada al tiempo de 60 segundos. Este resultado puede ser mejorado si se encuentran las concentraciones óptimas de depresión para asegurar un 0% de recuperación acumulada total.

Para el caso de la mezcla de 5E-6 M NaCN y 4E-6 M de Zn SO₄ se obtuvo un 53.54 % de recuperación acumulado a los 60 segundos lo cual es extremadamente alto para una depresión por lo que no debe ser tomado en cuenta en lo que a una posible prueba en planta piloto se dice.

En la gráfica donde se muestran los resultados de los tres experimentos de depresión se puede observar que la mezcla 2E-5M de ZnSO₄ + 2E-5M NaCN es la que presenta la recuperación más baja, pero se nota que entre 20 y 40 segundos no existió recuperación por lo que el efecto depresor en esta parte es muy marcado sin embargo a los 60 segundos da una pequeña recuperación que muestra la contaminación durante el experimento por parte del operario.

En el análisis de leyes acumuladas para el caso de la mezcla de cianuro de sodio con sulfato de zinc los resultados de la concentración óptima (2E-5M znSO₄ / 2E-5M NaCN) son los mejores logrados en todas las etapas de depresión ya que se lograron depresiones con apenas un 18 % de ley al tiempo óptimo (60 segundos) y una recuperación acumulado de 13 %. Y se observamos las leyes acumuladas a 480 segundos solo se obtuvo el 6.34 % de ley recuperada para un 28 % de recuperación acumulada, Lo cual es una muy buena depresión.

En el caso de una mezcla de sal de zinc con cianuro de sodio se nota un marcado efecto depresor ya que se forma cualquiera de los complejos de zinc y cianuro los cuales pueden llegar adsorberse en la superficie de la esfalerita, con lo cual se logra una depresión de resultados aceptables. pero posiblemente se podrían lograr mejores resultados si se diera un mayor tiempo de acondicionamiento.

Análisis general de los experimentos de depresión

Estos resultados pueden tener las mismas fuentes de error antes mencionadas, pero cabe mencionarse que para los casos de manejo de cianuros el cuidado que se tomaron fueron extremos en lo que a manejo de concentrados se refiere por lo que las probables fuentes de error provengan de la habilidad del experimentador para realizar la prueba de flotación batch, y de la parte del análisis vía absorción atómica en la parte de disolución de la muestra mineralizada.

En general se puede decir, de acuerdo a los resultados de este trabajo experimental, que la mejor manera de deprimir a los minerales de zinc es la mezcla de cianuro de sodio con sales de zinc en concentraciones de $2E-5 \text{ NaCN} / 2E-5 \text{ ZnSO}_4$.

Es necesario de un mayor tiempo de acondicionamiento en los experimentos de depresión, debido a que las reacciones de cianuro pudiesen ser más lentas que la de adsorción y activación en la flotación, de hecho en plantas industriales los reactivos depresores se adicionan desde la parte de molienda para que la esfalerita tenga suficiente tiempo de acondicionamiento.

CAPITULO VII.

CONCLUSIONES.

- 1.- Las mejores condiciones para la flotación de la esfalerita son: una concentración de $1E-5$ M de xantato etílico de potasio (KEX), una concentración de $5E-4$ M de Sulfato cúprico como activador, un acondicionamiento no simultáneo de al menos cinco minutos para el activador y veinte minutos para el colector.
- 2.- Los resultados obtenidos por pruebas electroquímicas pueden ser utilizados en pruebas de flotación batch, para comprobarse su validez en una situación de tipo industrial.
- 3.- Existen diferencias entre el acondicionamiento simultáneo y no simultáneo, que se pueden visualizar al principio de las pruebas de flotación batch, pero industrialmente siempre se recomienda el acondicionamiento no simultáneo.
- 4.- Las pruebas de flotación de tipo batch realizadas en este trabajo son un buen simulador de los procesos de flotación por espuma y depresión de esfalerita por NaCN y/o $ZnSO_4$, y los resultados obtenidos pueden ser extrapolados a un proceso real.
- 5.- Las mejores condiciones de depresión obtenidas en este trabajo experimental fueron: una mezcla de $2E-5$ M de NaCN / $2E-5$ M $ZnSO_4$.
- 6.- El cianuro de sodio es capaz de deprimir a la esfalerita que ha sido activada por lo que debe seguirse trabajando en el sistema NaCN – ZnS – $CuSO_4$.

7.- Los experimentos realizados en este trabajo experimental pueden ser extrapolados a una planta donde se utiliza la depresión de los minerales de zinc por cianuro, sin activación previa por sulfato cúprico, pudiendo demostrar que una mezcla de cianuro de sodio más sulfato de zinc es más eficaz en la depresión.

8.- Este trabajo experimental puede servir de guía para quien realice una investigación sobre flotación y depresión selectiva de minerales de zinc.

9.- Este trabajo de tesis puede utilizarse como manual en experimentos de flotación y/o depresión de minerales.