



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE QUÍMICA

**ESTUDIO DE LA CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN EN
ESPUMA DE UNA MENA COMPLEJA DE Pb – Zn.**

TESIS

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:
INGENIERO QUÍMICO METALÚRGICO

PRESENTA:

JAIME GUTIÉRREZ RAMÍREZ

MÉXICO, D.F.

2006



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: Prof. Antonio Huerta Cerdán

Vocal: Profa. Rosa Elva Rivera Santillán

Secretario: Prof. Faustino Juárez Sánchez

1er. Suplente Prof. José Hernández Espinosa

2º. Suplente Profa. Vianey Torres Mendoza

Sitio en donde se desarrolló el tema:

Laboratorio de Metalurgia Extractiva. Edificio D, Facultad de Química UNAM

Asesor

M. en C. Antonio Huerta Cerdán

Sustentante

Jaime Gutiérrez Ramírez

Dedicado a

Mi papa, lo único que puedo hacer es darte las GRACIAS por enseñarme siempre lo que un padre y una persona debe de ser, por demostrarme tu confianza aunque no siempre de la mejor forma y sobre todo por inculcarme siempre el ser una persona responsable como tu TE ADORO.

.....**Mi mama**, GRACIAS por traerme a este mundo, por mostrarme que la paciencia y la tolerancia son las mejores armas que una persona puede tener, por inculcarme el ser una persona respetable y honesta. ERES LO MAXIMO

SUSI, te acuerdas cuando pasaba el camión y teníamos que correr, eso es lo que eres, los mejores momentos, los mejores recuerdos, el mejor de los ejemplos de la tenacidad, la constancia y el orgullo, ERES CABRONA TE QUIERO MUCHO

.....**CARLOS**, sólo faltas tu y espero que sea pronto, en verdad te agradezco el siempre estar allí y haber hecho que todo fuera más fácil para mi, SIMPLEMENTE GRACIAS CATRINO.

LA CHOMPY, aunque no siempre te lo he demostrado eres a quien más quiero y aunque eres un poco extraña se que eres la mejor de las personas, UNE TU VOZ A MI VOZ....

Agradecimientos

En la vida hay pocas cosas que una puede conseguir y conservar para siempre, una de ellas es la amistad y el cariño de otra persona, en verdad te admiro, respeto y quiero, por ser mi amiga, por haber empezado juntos este camino, por aguantarme y tratar de entenderme, GRACIAS CHICOLTRUFIA.

No puedo hablar de esta etapa de mi vida sin acordarme de ti, pero sobre todo no imagino mi vida sin ti. FANDA el día que me muera chingate un cartón de chelas como siempre lo hemos hecho.

Amiguito, gracias por ayudarme en este camino largo y difícil, espero siempre pueda contar con tu amistad y sobre todo con una CORONA.

..... En donde quiera que te encuentres
..... lo único que te puedo decir es "NO
..... TE CLAVES EN LA TEXTURA
..... DAV" (qepd).

La carrera no hubiera sido la misma sin una chela, sin una carcajada, sin una fiesta y sin la MAURINA, "VAMOS POR UN PAR".

Gracias por ser parte y muy importante de mi vida, pero sobre todo por mostrarme lo que debe y no debe de ser una persona, nunca sabrás lo que significas para mi AGPL

Gracias a Gaby, al Adrian, la tatanka, al silver, al reptil, Luis Miguel, Ari, al mitotas, Noemí, Gustavo, Irving, Erwing, la chinos, a Andrea, al nany y la beta, LA FAMILIA LEMUS, a Manuel Ortega y a toda la bola de huleros que se me olvidan, por haber hecho esta carrera un poco más tranquila.

Gracias al Universidad por darme la facilidad por forjarme un futuro, por formarme como persona, al fútbol americano por sacar el otro yo de mi ser, al representativo de soccer por darme la mayor de las satisfacciones, a la HUELGA EN LA UNAM por enseñarme el verdadero propósito de la educación, a las cascaritas por solventar los gastos

Gracias al M.C. Antonio Huerta, por todo este tiempo de ayuda y tolerancia.

Gracias a la Compañía Industrial Minera México por haberme proporcionado el material para la realización de este trabajo.

ÍNDICE

RESUMEN	2
CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN.....	4
INTRODUCCIÓN.....	5
HIPÓTESIS DE TRABAJO	6
OBJETIVOS.....	7
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	8
2.1 HISTORIA DE LA FLOTACIÓN.	9
2.2 PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN.....	10
2.3 CARACTERIZACIÓN, TRITURACIÓN, MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN....	10
2.4 FLOTACIÓN.	11
2.5 COLECTOR.....	15
2.6 ESPUMANTE.....	17
2.7 DEPRESOR.....	17
2.8 REGULADOR DE pH.	18
2.9 ACTIVADOR.....	19
2.10 FLOTACIÓN DE LA GALENA.	19
2.11 FLOTACIÓN DE LA ESFALERITA.....	23
2.12 FLOTACIÓN SELECTIVA Pb – Zn.....	27
CAPÍTULO III DESARROLLO EXPERIMENTAL	29
DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	30
3.1 PREPARACIÓN Y CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL.....	30
3.2 FLOTACIONES SELECTIVAS DE GALENA Y ESFALERITA.....	31
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	42
RESULTADOS	43
4.1 RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN MENAGRÁFICA.....	43
4.2 RESULTADOS DEL ANÁLISIS QUÍMICO VÍA ABSORCIÓN ATÓMICA DEL MINERAL ALIMENTADO.....	43
4.3 RESULTADOS Y ANÁLISIS DE CADA UNA DE LAS FLOTACIONES SELECTIVAS.....	44
4.4 RESULTADOS Y ANÁLISIS GENERALES.....	84
CAPÍTULO V CONCLUSIONES	86
CONCLUSIONES.....	87
APENDICE I.....	88
CAPÍTULO VI BIBLIOGRAFÍA.....	93
BIBLIOGRAFÍA.....	94

RESUMEN

México es un país que cuenta con grandes y variados depósitos minerales en forma de sulfuros, en especial los de Zn (Esfalerita) y Pb (Galena). En muchos de esos depósitos los minerales no se encuentran solos, sino en forma de mezcla compleja, lo cual dificulta su separación en las plantas de beneficio. Por lo anterior es de suma importancia determinar de manera óptima las condiciones de trabajo en el proceso como son: equipo a utilizar, parámetros físicos y químicos a considerar, selección adecuada de reactivos (colector, activador, depresor y ajustador de pH), así como sus concentraciones y forma de adicionarlos. Además las exigencias y regulaciones de cuidado del medio ambiente juegan un papel preponderante en nuestro país al igual que en todo el mundo por lo tanto es importante considerar y seleccionar en forma adecuada reactivos químicos que brinden condiciones de seguridad al ser humano y a la naturaleza misma.

En el presente trabajo se estudió el efecto que tienen en la flotación selectiva de menas de Pb y Zn, los siguientes parámetros: a) la ausencia y presencia de reactivos, b) el orden de adición, de los reactivos, c) la concentración de reactivos y d) el control de pH, (basados en diferentes estudios electroquímicos y conceptos termodinámicos) para un sistema de ZnS – PbS – CuSO₄ – KEX – Dextrina.

En esta investigación se propuso flotar en forma inicial a la esfalerita con la posterior concentración de galena. El control de pH correspondiente a dichas flotaciones en dos etapas fue de 10.5 y 9 respectivamente.

De acuerdo a los estudios realizados se encontró que la concentración ideal de colector KEX para flotar al Pb, fue de 6×10^{-4} M, manteniendo un pH de 9. La acción depresora de la dextrina tuvo el efecto significativo a la concentración de 30 ppm. Los resultados obtenidos

para la flotación del Zn mostraron que la concentración ideal del reactivo activador CuSO_4 fue de 5×10^{-4} M, en conjunto con el colector KEX a la concentración de 6×10^{-4} M y dextrina como depresor a la concentración máxima de 30 ppm, considerado el orden de adición de reactivo activador seguido del depresor.

CAPÍTULO I
INTRODUCCIÓN

INTRODUCCIÓN

Dentro de las técnicas de separación y concentración de minerales, la flotación por espuma es la que más se ha desarrollado y por consecuencia la más empleada.

La flotación por espuma involucra varias etapas, que van desde la caracterización, la trituración, la molienda, la selección de reactivos y secuencia del proceso, así como los diferentes fenómenos químicos y físicos involucrados en el mismo proceso y las interacciones sólido – líquido dentro del sistema.

La flotación consiste en lograr que al mineral que se desea separar de la mena, se le induzca la propiedad hidrofóbica, que se obtiene agregando reactivos químicos específicos, los cuales son adsorbidos por el mineral mediante el uso de una celda, la cual cuenta con una propela que agita la pulpa (agua y mineral) y provee de aire al sistema, la agitación provoca que las burbujas que se formen se adhieran a las partículas hidrofóbicas, el flujo de aire ascendente que se inyecta al sistema provoca que las burbujas con las partículas asciendan a la superficie de la solución, separando de esta forma el mineral deseado de la mena.

México ocupa el sexto lugar a nivel mundial en la producción de Zn y el cuarto en producción de Pb, por lo cual es de suma importancia realizar estudios que permitan conocer los pasos involucrados y llevar a cabo de una manera óptima el proceso de flotación por espuma [28], es decir el conocer los mecanismos participantes en este proceso y las interacciones mineral – reactivo, ayuda a encontrar las condiciones óptimas de beneficio, que se ven reflejadas en la obtención de buenas recuperaciones y leyes.

La flotación involucra mecanismos de naturaleza electroquímica, debido a esto, es necesario tener datos acerca de procesos electroquímicos, que ayuden a comprender más el proceso de la flotación.

De manera general podemos decir que un evento electroquímico consiste, en la perturbación de una señal eléctrica (potencial o corriente) sobre el sistema en estudio, en el cual se observa como la corriente, el potencial varían con el cambio de algún parámetro en el sistema como puede ser la concentración de los reactivos y la información que se puede obtener de este tipo de pruebas es principalmente del tipo termodinámico y cinético [25].

De esta manera y empleando los diagramas de Pourbaix (Diagramas potencial – pH), se puede predecir que especies químicas se van a formar en un determinado sistema, esto se verifica con los resultados prácticos y se compara con los esperados, con lo que se puede establecer si el proceso funciona eficientemente[30].

HIPÓTESIS DE TRABAJO

En el proceso de flotación por espuma el % de recuperación de un mineral esta ligado de manera directa con los reactivos químicos utilizados, que para este estudio son KEX, CuSO_4 y Dextrina. Dichos reactivos si los manejamos en las concentraciones necesarias, favorecen aumentando la recuperación del mineral, por lo que si establecemos de manera correcta las concentraciones de los reactivos, el orden de adición y controlamos el pH, se encontraran las condiciones de operación del sistema, que en conjunto mejoren el proceso de flotación para un mineral que contiene PbS y ZnS.

OBJETIVOS

- Establecer el efecto que tiene la ausencia y presencia del colector (KEX), activador (CuSO_4) y depresor (Dextrina), en el % de recuperación.
- Determinar la concentración óptima de cada uno de estos reactivos químicos que proporcione las recuperaciones más elevadas en la flotación selectiva en un sistema PbS – ZnS.
- Establecer el efecto que tiene el control del pH en dos etapas diferentes del proceso, la primera a un pH de 10.5 para flotar a la esfalerita y la segunda a un pH de 9 para flotar a la galena.
- Corroborar los datos experimentales acerca de % de recuperación, con los esperados según algunos estudios electroquímicos.

CAPÍTULO II
MARCO TEÓRICO

MARCO TEÓRICO

2.1 HISTORIA DE LA FLOTACIÓN.

La patente más antigua que puede ser relacionada al proceso de flotación fue otorgada al metalurgista inglés William Haynes en 1860, el cual fue el primero en descubrir los diferentes grados de mojabilidad de los minerales y aprovechando esta característica desarrolló el proceso “flotación por aceite” basándose en el principio de inmiscibilidad agua – aceite.

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

En 1903 Alcide Froment descubrió y aplicó lo que se conoce como “Flotación por espuma” su investigación consistió en agregar un ácido débil a una pulpa (partículas de mineral suspendidas en agua), el cual por acción química formaba burbujas de gas las cuales entraban en contacto con el mineral y trasportaban las partículas de mineral a la superficie.

En 1904 Elmore creó la flotación por espuma introduciendo aire dentro de la pulpa para obtener burbujas, con este proceso aplicado en pulpas ácidas y con aceites no selectivos como colectores, se proporcionó un método muy económico para la concentración de los minerales sulfurosos durante el periodo de 1906 a 1925.

En 1913 Owen introdujo aire por el fondo de la celda y Bradford utilizó por primera vez un reactivo (CuSO_4) como activante de la esfalerita, el cual ahora se conoce como el activador universal.

En 1922 Sheridan y Griswold descubrieron el uso específico del cianuro como depresor de la pirita, esfalerita y galena.

Los procesos modernos de flotación se consideran a partir de 1923 cuando S  ller y Lewis descubrieron el uso de los xantatos como colectores minerales y Whitworth introduce los aerofloats.

2.2 PRINCIPIOS DE LA FLOTACI  N.

Al proceso de concentraci  n de minerales por medio de la flotaci  n le anteceden algunas etapas en el beneficio de las menas: caracterizaci  n, trituraci  n, molienda, clasificaci  n y acondicionamiento.

Para trabajar el proceso de flotaci  n por espuma, se deben de tomar en cuenta dos grupos de par  metros:

A) Par  metros qu  micos: la interacci  n de los agentes qu  micos con las part  culas del mineral para provocar una hidrofobicidad selectiva, la concentraci  n de reactivos, condiciones de pH, etc.

B) Par  metros f  sicos: las caracter  sticas de la m  quina de flotaci  n, velocidad de giro de la propela, cantidad de aire inyectada al sistema, cantidad de mineral que se trabaja por etapa, etc.[4].

2.3 CARACTERIZACI  N, TRITURACI  N, MOLIENDA Y CLASIFICACI  N.

Antes de realizar una flotaci  n, es necesario tener una caracterizaci  n menagr  fica del material a utilizar, esta caracterizaci  n, se lleva a cabo con una muestra representativa del mineral, la cual se obtiene por medio de un cuarteo o separaci  n, una vez obtenida   sta muestra se tritura y muele hasta llegar a un tama  o de liberaci  n adecuado.

Para poder liberar los valores de los minerales est  riles o ganga que provienen directamente de mina, es necesario hacerlos pasar por un sistema de trituraci  n, en dos o m  s etapas hasta

un tamaño aproximado de 3/4'' o en algunos casos 3/8''. Este material es alimentado a la sección de molienda, la cual puede llevarse a cabo en seco o en húmedo (mezclando el mineral con agua).

Es importante mencionar que la pulpa que contiene partículas por arriba del tamaño de malla 48 ($0.295\mu\text{m}$) es prácticamente no flotable, tampoco es conveniente que el mineral sea reducido a un tamaño más fino que aquel en donde el 98% de las partículas sea menor a 200 mallas ($0.075\mu\text{m}$), por lo tanto lo recomendable es que el tamaño oscile entre estos dos valores y de acuerdo al grado de liberación. La clasificación de las partículas que salen de la molienda se realiza por medio de clasificadores helicoidales o de rastrillo.

Inmediatamente después de la molienda y antes de la flotación, a la pulpa deben de acondicionársele reactivos denominados colectores, activadores, depresores y espumantes, los cuales proporcionan las condiciones de flotabilidad a los valores que desean ser separados [6].

2.4 FLOTACIÓN.

Después del tratamiento con reactivos, las propiedades superficiales que adquieren los minerales contenidos en la pulpa se manifiestan haciendo posible la flotación; una burbuja de aire se debe unir a una partícula de mineral aerofílica e hidrofóbica y elevarla hasta la superficie de la solución [5].

Hay dos formas de separar minerales por medio de la flotación:

- La flotación directa, en la cual el mineral deseado es el que se flota y recoge en la parte superior de la solución, son las partículas que se encuentran en la espuma y la parte de la mena no deseada se queda en la parte inferior de la celda, lo cual se logra por la acción de un reactivo químico (depresor) que evita que estas partículas adsorban el colector.

- La flotación indirecta, en la cual el mineral que se desea separar queda en la parte inferior de la celda y la parte que no se desea de la mena es la que se flota o queda en la parte superior de la solución [6].

Las burbujas producidas por la agitación de la propela dentro de la celda, se adhieren a las partículas de mineral que se encuentran suspendidas en la solución, sólo si las partículas tienen la propiedad de hidrofobicidad que es proporcionada por el colector. En la parte superior de la solución se forma una capa de espuma que contiene a las partículas separadas, si esta espuma no es lo suficientemente estable, se rompe antes de que se retiren los valores dejándolos caer nuevamente al interior de la celda [5].

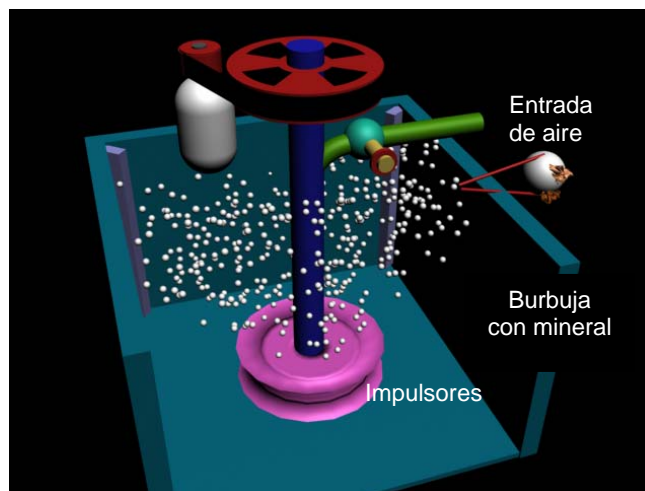


Fig. 1 Celda que se utiliza en la flotación por espuma.

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 [30].

Las fuerzas de tensión que actúan entre la partícula del mineral y las burbujas conducen al desarrollo de un ángulo de contacto entre la superficie de la partícula y la superficie de la burbuja, las cuales en equilibrio se presentan de la siguiente manera:

$$\gamma_{s/a} = \gamma_{s/w} + \gamma_{w/a} \cos \theta \quad 1.1$$

Donde, $\gamma_{s/a}$, $\gamma_{s/w}$, $\gamma_{w/a}$, son las energías de superficie entre las fases sólido – aire, sólido – agua y agua – aire respectivamente y θ es el ángulo de contacto entre la superficie del 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 interfase sólido – aire y producir las interfases separadas aire – agua y sólido – agua, es decir [7]:

$$W_{s/a} = \gamma_{w/a} + \gamma_{s/w} - \gamma_{s/a} \quad 1.2$$

Como resultado de la combinación de las dos ecuaciones anteriores se tiene:

$$W_{s/a} = \gamma_{w/a} (1 - \cos \theta) \quad 1.3$$

A medida que se incrementa el ángulo de contacto, mayor será el trabajo de adhesión entre la partícula y la burbuja. A partir de estudios relacionados con el ángulo de contacto entre la superficie de la galena y la solución se observó que la adsorción del colector no es inmediata, un ángulo de contacto estable aparece varios minutos después de la interacción con el mineral [7].

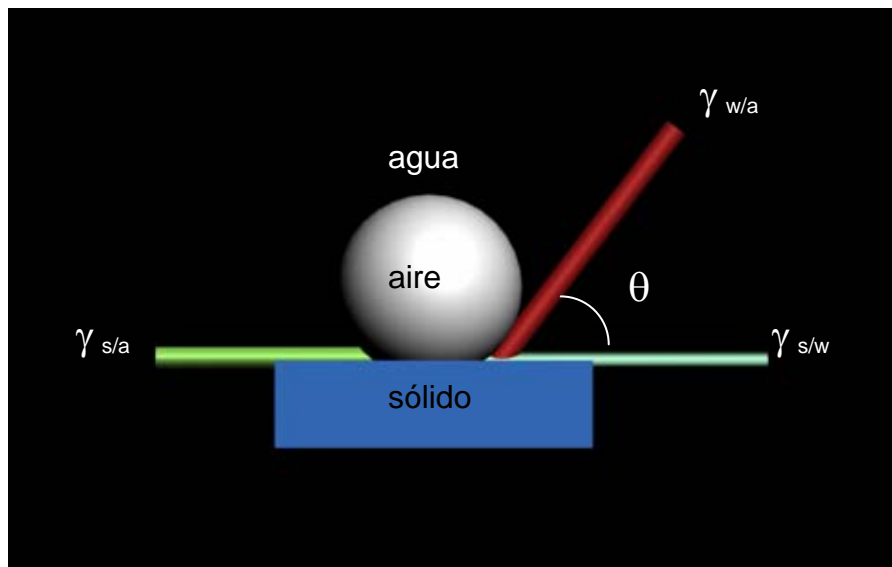


Fig.2 Esquema de las fuerzas y ángulos involucrados en el proceso físico de adsorción de las burbujas en la superficie del sólido [7].

Por consiguiente podemos decir que en el sistema mineral – burbuja en el cual, los ángulos de contacto se encuentran entre $60^\circ - 80^\circ$, la flotabilidad del mineral aumenta.

La mayor parte de los minerales en estado natural no repele el agua, por lo que es necesario si se quieren flotar, modificarles ese comportamiento adicionando reactivos específicos a la celda de flotación [6].

Para llevar a cabo de manera óptima el proceso de flotación, una de las consideraciones fundamentales a realizar es la selección adecuada de los reactivos, siendo éstos fundamentalmente:

- Colector
- Espumante
- Modificador
 - { Activador
 - { Depresor
 - { Regulador de pH

2.5 COLECTOR.

Para flotar a los minerales se les agregan surfactantes a la pulpa, conocidos como colectores. Un colector es una molécula orgánica o ion que convierte a los minerales seleccionados en 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 puede hacerse por contacto [7].

Los colectores se dividen de la siguiente manera:

- a) Colectores no ionizados
- b) Colectores ionizados. Dentro de este grupo se encuentran los aniónicos y catiónicos

Debido a que en este trabajo se estudia la flotación de menas sulfuradas, hablaremos sólo de los colectores de tipo aniónico ya que son los colectores utilizados para flotar este tipo de minerales [7].

Los más ampliamente usados de estos colectores aniónicos son los xantatos y los ditiofosfatos, cuando se trata de flotar galena y esfalerita. Los xantatos se usan para metales pesados o preciosos que se encuentran en minerales oxidados o sulfurosos, se usan en forma de una sal generalmente de sodio o potasio y en soluciones débilmente alcalinas ya que es difícil atacar partículas cubiertas con el colector en soluciones fuertemente alcalinas.

En los colectores de éste tipo la cadena hidrocarbonada es principalmente corta, en la mayoría de estos colectores la solubilidad decrece conforme aumenta la longitud de su cadena hidrocarbonada, lo que da como resultado que mientras más grande sea la cadena, el poder adsorbente será mejor, sólo que la selectividad se ve disminuida, por lo que si requiere una

gran selectividad es necesario emplear colectores de cadena corta. Para el caso de la galena y la esfalerita se utiliza el Xantato Etilico de Potasio (KEX) [4].

Es importante contar con un colector de cadena hidrocarbonada ideal, porque de esto depende tener un buen ángulo de contacto entre la superficie del mineral y el agente químico, por lo tanto incrementando la longitud de la cadena hidrocarbonada se induce el establecimiento de un máximo ángulo de contacto, deduciendo así, la dependencia del ángulo de contacto con respecto al tipo de colector y dejando claro que el ángulo no tiene ninguna dependencia con la composición del mineral.

La reacción entre los minerales sulfurados y los colectores es muy compleja, se entiende que los colectores se adsorben sobre la superficie del mineral sulfurado, debido a las fuerzas químicas entre el grupo polar del colector y la superficie del mineral, lo cual produce una superficie hidrofóbica sobre éste.

La reacción del xantato con los productos de oxidación de la superficie del mineral, es a través de un proceso de intercambio iónico, que es el mayor mecanismo de adsorción para la flotación de los sulfuros [2].

Es posible elevar la recuperación de valores hasta un valor máximo, este incremento puede ser debido a uno o más factores, los cuales se mencionan en seguida:

- La reacción de adsorción se lleva de manera más rápida a concentraciones más altas.
- A concentraciones altas se llega más rápido al equilibrio en el mecanismo de intercambio – adsorción [4].

En general los colectores son usados en pequeñas cantidades, sólo para formar una capa monomolecular sobre la superficie de la partícula, ya que si se excede de la concentración necesaria se corre el riesgo de tener efectos adversos sobre la recuperación del mineral debido a la disminución de la rapidez de adsorción, rebasar la concentración crítica y por lo tanto la

no flotabilidad del mineral, debido a la formación de iones complejos además de la elevación de los costos del proceso.

2.6 ESPUMANTE.

El espumante es un reactivo orgánico soluble en agua, que se adsorbe en la interfase aire – agua, son moléculas heteropolaras con un grupo polar que suministra solubilidad en el agua y un grupo hidrocarbonado no polar.

El espumante se requiere para suministrar estabilidad a la capa formada por el mineral y el colector que se encuentra en la parte superior de la solución, mantenerla allí hasta que sea retirada y evitar que la burbuja se rompa y deje caer la partícula de mineral nuevamente al seno de la pulpa.

Sin embargo es importante que el espumante se rompa inmediatamente después de ser retirado de la celda para que no cause problemas de adhesión en la partícula, lo cual causaría etapas subsecuentes de limpieza del mineral, además si el espumante se llega a adsorber en la superficie del mineral, el poder del colector empezaría a reducirse y la selectividad del proceso decrecería [6].

Los espumantes se pueden dividir en los que provienen de fuentes naturales y los sintéticos. Dentro de los sintéticos encontramos al Methil Isobutil Carbinol (MIBC) y el Eter Glicol Polipropileno.

2.7 DEPRESOR.

Los reactivos que actúan como depresores en el proceso de flotación, tienen la finalidad de incrementar la selectividad del proceso de separación, haciendo que ciertas partículas

adquieran un comportamiento hidrofílico, y que determinados minerales se mantengan mojados en el fondo de la celda mientras otros son retirados por la parte superior.

Los depresores más usados en épocas pasadas eran los cianuros, pero debido a su gran impacto en el medio ambiente tuvieron que sustituirse por nuevos reactivos. En la actualidad se utilizan dicromatos los cuales no tiene tanto impacto en el medio ambiente.

Para la flotación de galena y esfalerita se utiliza principalmente dextrina el cual es un reactivo relativamente inofensivo para el medio ambiente y que ha demostrado tener un buen poder depresor [6].

La dextrina es soluble en agua fría y muy soluble en agua caliente, su pH oscila entre 4 y 8, contiene menos del 2% de cloruros y menos de 40 ppm de metales pesados, sus propiedades permiten su inclusión como suplemento alimenticio, es incompatible con el alcohol, no provoca una toxicidad aguda, lo único que puede llegar a provocar al contacto con la piel es irritación, manteniendo las condiciones adecuadas (evitar humedad) no se esperan problemas ecológicos.

2.8 REGULADOR DE pH.

Es sabido que para la flotación de muchos minerales sulfurosos utilizando xantatos como colector, la recuperación disminuye con el incremento del pH.

Los reguladores de pH que se usan frecuentemente en la flotación son: CaO , Ca_2CO_3 NaOH , como bases y H_2SO_4 ó HCl como ácidos. El propósito de estos reactivos es mantener o cambiar el pH de la solución, que ayuda a promover o detener reacciones químicas dentro del sistema, lo que conlleva a flotar o deprimir selectivamente los minerales deseados [4].

Estos valores de pH se pueden relacionar directamente con valores de potenciales mediante diagramas de Pourbaix, y predecir termodinámicamente los valores de pH a los cuales se

puede llevar a cabo o no una reacción, logrando con esto encontrar las condiciones ideales para que se obtengan los mejores resultados en el sistema de estudio [30].

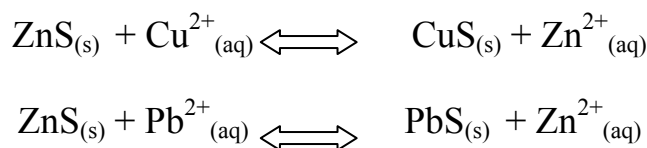
La efectividad del control del pH en la flotación se puede interpretar como el resultado de la competencia entre la parte aniónica del colector y los iones hidroxilos por la superficie del mineral.

Por ejemplo para la flotación de la galena, se puede medir en relación a la competencia que existe entre los iones hidroxilos y los iones de xantato por la superficie del mineral.

2.9 ACTIVADOR.

El reactivo llamado activador es utilizado para promover la flotación de minerales que no tienen comportamiento hidrofóbico natural, a través de la modificación superficial con iones afines a un colector, para el caso de la esfalerita se utiliza sulfato de cobre, lo que produce la adsorción de los iones de cobre sobre la superficie del mineral, esto debido a un proceso de intercambio de iones [10].

La activación se lleva a cabo mediante la sustitución de los iones de Zn que se encuentran en la superficie del mineral, por iones de metales más estables como lo son el Cu o el Pb de acuerdo a las siguientes reacciones:



2.10 FLOTACIÓN DE LA GALENA.

La galena esta constituida principalmente de azufre (13.4%), plomo (86.6%) y ocasionalmente contiene en forma de sulfuros: plata, selenio, cadmio, antimonio, bismuto, cobre y algunas veces plata y oro nativos.

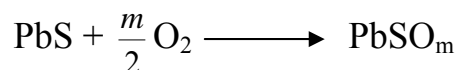
Los minerales oxidados de plomo son más difíciles de flotar que sus correspondientes sulfuros, esta dificultad esta íntimamente relacionada con la hidratación de los carbonatos, sulfatos y silicatos, que se debe a la interacción de las moléculas de agua con los sitios polares que se crean en las superficies de estos minerales durante su fractura; como resultado de la adsorción de las moléculas de agua en la superficie se forman grupos hidroxilo, siendo la superficie más hidrofílica que la de los sulfuros.

Las superficies hidrofílicas tienen una gran tendencia a reaccionar con las moléculas de agua por lo que, las burbujas de aire no se adhieren a esta superficie.

Por otro lado la concentración de los grupos hidroxilos en la superficie de minerales oxidados, tiene particular importancia ya que estas especies favorecen la adsorción de moléculas de agua. Estas capas de agua tienen un efecto significativo en la humectación físico – química de la superficie del sólido y en la naturaleza de la adsorción del colector, creando condiciones desfavorables para la flotación, ya que la adsorción en la interfase mineral/agua de colectores para pasar de una situación hidrofílica a hidrofóbica, es fundamental para la flotación de un mineral, en consecuencia cambiar las condiciones de esta interfase es de suma importancia [28].

La hidrofobización de galena considerando la presencia del oxígeno en la superficie del mineral, es de acuerdo a las siguientes reacciones:

- a) Oxidación superficial de la galena a sulfatos, sulfitos o thiosulfatos:

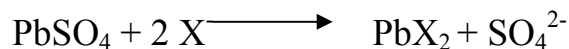


La constante de equilibrio para esta reacción es de 10^{126} .

- b) Transformación de los sulfatos, sulfitos a carbonatos en el sistema abierto:



- c) Transformación del sulfato, sulfito o carbonato de la superficie de la galena, por el xantato, formando xantato de plomo que es más estable :



La adsorción química del xantato sobre la galena es originada por monocapas de xantatos y precipitados de xantato de plomo en multicapas [4].

Con lo anterior podemos darnos cuenta de la importancia del oxígeno para promover la deshidratación de la superficie mineral, adquiriendo ésta, un carácter hidrofóbico, un hecho que es importante para el entendimiento de la química del sistema.

Finkelstein [28] propone un modelo electroquímico el cual consiste en un mecanismo de dos etapas:

- a) La primera consiste en el proceso anódico, la quimiadsorción del xantato con la formación subsiguiente del xantato de plomo:



Donde X^- es el ion xantato y PbX_2 es el xantato de plomo.

- b) La segunda etapa consiste en un proceso catódico, en el cual ocurre la reducción del oxígeno:



Esta teoría electroquímica difiere con respecto a la propuesta por Leja en el hecho de que la oxidación del xantato no ocurre en la zona de la solución, sino de la superficie del sólido [28].

Con lo anterior podemos tomar algunas consideraciones importantes en el proceso de colección de la galena por medio del xantato:

- 1.- La parte de los iones xantato son extraídos de la molécula del colector por la galena pero no así los iones álcalis.

2.- La cantidad de iones xantato que se extraen en este proceso, es igual a la cantidad de iones que se desprenden de la superficie del mineral.

3.- La desoxidación de la superficie de la galena, resulta en la reducción de iones xantato extraídos e incrementa la flotabilidad.

Debido a que con un mismo reactivo es posible flotar diferentes minerales a la vez, se han desarrollado técnicas y condiciones que permitan la separación adecuada de los diversos minerales presentes en dichas menas.

Por lo anterior y tomando en cuenta que en el presente trabajo se experimenta con una mena compleja de sulfuros de plomo y zinc se llevó a cabo una secuencia adecuada de adición de reactivos, dentro de estos, es de vital importancia la adición correcta del depresor, ya que éste nos permite realizar la flotación de cada uno de los minerales por separado [29].

La dependencia que tiene la adsorción de la dextrina sobre el pH, es utilizada para llevar a cabo flotaciones selectivas, dependiendo de la complejidad de la mena, es la cantidad utilizada de este reactivo.

Rath y Subramanian [9] demostraron que sobre rangos alcalinos de pH, la esfalerita activada con Cu puede ser flotada, deprimiendo a la galena.

Liu y Laskowski [15] estudiaron la interacción entre la dextrina y el hidróxido de plomo en solución acuosa y concluyeron que la dextrina tiene el propósito de deprimir a la galena en presencia de algunos minerales sulfurosos y asumieron que la química de unión entre la macromolécula de dextrina y galena ocurre particularmente a $\text{pH} = 10.8$ donde se encuentra la estabilidad del hidróxido de plomo, ya que esta adsorción sólo es posible cuando se forman los hidróxidos metálicos en la superficie del mineral, como corresponde para el punto isoeléctrico del hidróxido metálico y sugieren que por tal motivo se lleva a cabo la unión química entre la dextrina y la superficie del mineral.

Estos autores asumen que la adsorción de la dextrina sobre la galena ocurre en las condiciones en las cuales el hidróxido de plomo es muy estable y específicamente cuando los iones libres de Pb^{2+} son capaces de formar un complejo estable con la dextrina, aun en presencia del colector.

2.11 FLOTACIÓN DE LA ESFALERITA.

La esfalerita (ZnS) está compuesta principalmente por Zn (67%) y S (32%), uno de sus principales elementos agregados y el perjudicial para su flotación es el hierro, en algunos casos puede llegar a tener hasta un 26%, aparte del hierro algunas ocasiones la esfalerita viene acompañada de calcopirita.

Las propiedades de flotación de la esfalerita están fuertemente ligadas a la cantidad de impurezas que contenga la mena y muy en particular a los contenidos de Fe, por ejemplo el óxido de calcio reduce la adsorción del colector sobre la superficie de la esfalerita, en proporción al contenido de Fe en el mineral.

Laskowsky [8] propone que la cantidad de Cu adsorbido por la esfalerita decrece con la cantidad de Fe en la muestra, ellos sugirieron que el Fe que existe en la celda cristalina, reacciona formando hidróxido férrico el cual es el causante de la inhibición de la reacción del ion cúprico.

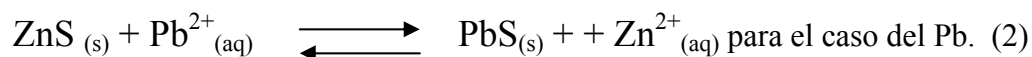
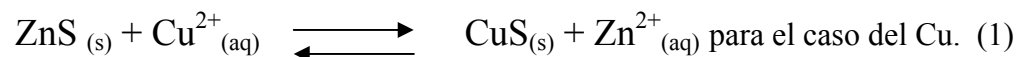
La adsorción que presenta la esfalerita es similar a cuando aparecen los xantatos en la galena y en la calcocita, los cuales se adsorben en dos etapas. La primera etapa involucra una quimiadsorción de una capa inicial de xantato (1:1), y la segunda aparentemente involucra una formación y adsorción de precipitados de Zn en el seno de la superficie de la esfalerita. Se ha observado la formación de 4 a 5 monocapas de colector adsorbido en la superficie del mineral. [8]

Estudios realizados por Gaudin, Fuerstenau y Turkains [27], muestran que la esfalerita puede ser flotada con colectores sulfidril, pero se obtienen resultados favorables con el uso de xantatos con grupos no polares largos y si se tienen grandes cantidades de xantato adsorbido en la esfalerita sin activar, este no ataca en forma eficiente al mineral.

El oxígeno apenas tiene un efecto significativo en la reacción con el colector si la esfalerita fue activada con Cu. Todas las blendas de Zn se pueden deprimir con cianuros y algunos otros agentes depresores, pero para que las blendas tengan una mejor respuesta al proceso de flotación, se le debe de dar un tratamiento previo a la esfalerita llamado activación. La activación es el paso más importante para la flotación de este mineral, debido a su poca flotabilidad natural responde probamente a este proceso con la adición únicamente de colectores.

Para el caso de la esfalerita el activador más común es el sulfato de cobre, aunque también se puede llevar a cabo con iones de Pb^{2+} , cualquiera de ambos en conjunto con el colector generalmente del tipo xantato etílico, hace posible la flotación de la esfalerita, principalmente en medios alcalinos [4].

Este proceso se lleva a cabo mediante el reemplazamiento de los iones de Zn presentes en la superficie del mineral, por iones metálicos mucho más estables de acuerdo a las siguientes reacciones:



Es claro que la fuerza motriz de la reacción de activación es la diferencia de energías libres de cada uno de los sulfuros metálicos [27].

Para el caso de la activación con sulfato de cobre, la reacción se lleva a cabo de manera muy rápida, cuando se va a formar la primera capa o la capa monomolecular de acuerdo a la concentración de los iones de Cu, aunque no siempre se llega a formar completa la capa de sulfuro de cobre, lo cual se puede reflejar en los porcentajes de recuperación de éste mineral, pero después de la formación de esta capa, la reacción se torna demasiado lenta, un factor que podría ayudar para llevarse a cabo la reacción entre la esfalerita y el sulfato de cobre, es el calentamiento previo del sulfato en solución entre 150°C y 200°C [4].

Este cambio en la velocidad de reacción se puede atribuir a varias razones:

- Después de la formación de la capa monomolecular, el crecimiento del sulfuro de cobre se lleva a cabo sólo por difusión, un proceso que es notoriamente lento cuando se trata del estado sólido.
- La reacción principal para formación de la película monomolecular, es de reemplazamiento entre los iones de Zn, por los iones de Cu adsorbidos de acuerdo a la reacción:



cuando se completa esta reacción, la reacción (1) se vuelve más lenta [4].

Laskowski [8] determinó que dependiendo del pH se pueden apreciar tres diferentes mecanismos de activación por iones Cu^{2+} para la esfalerita:

- a) En un medio ácido, los productos de activación se encuentran en la superficie y están en flotación continua y no se necesitan grandes tiempos de acondicionamiento para tener una buena eficiencia en la flotación.

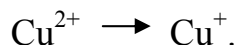
- b) En un medio neutro, el complejo CuOH^+ se adsorbe dentro de la superficie de la esfalerita y produce una capa de flotación inactiva y sólo acondicionando por largos periodos de tiempo, las velocidades de flotación pueden mejorar.
- c) En un medio alcalino, el proceso de intercambio iónico es acompañado por la precipitación y coagulación del CuOH^+ dentro de la superficie de la esfalerita, las constantes de la velocidad de flotación son bajas, y la capa de los productos formados bajo estas condiciones en la superficie de la esfalerita son inestables y fácilmente son transformadas con el tiempo de acondicionamiento en una capa de flotación activa.

La activación también depende del orden de adición de los reactivos, si se adiciona primero el colector seguido de la adición del activador, es evidente que la respuesta a la flotación será muy pobre, pero si se adiciona primero el activador seguido de la adición del colector, es evidente que la respuesta a la flotación será mucho mejor.

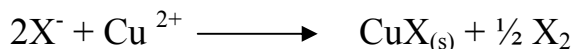
Estudios realizados por Laskowsky y Liu [26] determinaron que la velocidad de flotación de esfalerita activada con iones Cu^{2+} a valores de pH de 10.5 aumenta dramáticamente y depende del tiempo de acondicionamiento.

El compuesto que se forma entre el xantato y el Cu, resulta ser más resistente a la acción de la disolución del agua, si se compara con el compuesto que se forma con el Zn (zinc-xantato), además el xantato atacará más fácilmente al mineral en un medio acuoso. La facilidad con la que el Cu entra en los cristales reticulares de la esfalerita, se debe a que el radio iónico del Cu y el Zn son similares y también a que el Cu presenta una mayor afinidad por el S en comparación con el Zn [26].

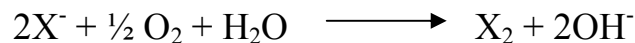
Para el sistema $\text{ZnS} - \text{CuSO}_4 - \text{KEX}$, en el ion cúprico se presenta la oxidación del xantato a dixantógeno, por los iones Cu^{2+} , esto provocado por la reducción de:



Además de la oxidación producida por los iones cúpricos, el xantato puede ser también oxidado al dímero, dixantógeno, o por la presencia de oxígeno disuelto en la solución o bien de acuerdo a la presencia de ciertos iones, como se muestra en las siguientes reacciones:



o bien



Aunque la oxidación del xantato por el oxígeno disuelto es termodinámicamente favorable, su cinética es lenta y como resultado de la formación del dixantógeno, se puede asumir que no ocurre un incremento en la recuperación de valores [4].

2.12 FLOTACIÓN SELECTIVA Pb – Zn.

El tratamiento de una mena que contiene dos o más minerales sulfurados es muy importante y complicado, ya que se requiere en primer lugar determinar qué mineral es el que se desea flotar primero y cuál en segundo lugar, esto dependerá de las leyes de cada mineral, así como las concentraciones y el orden de adición de cada uno de los reactivos, todo esto con el fin de lograr operaciones con altas eficiencias y calidades en los concentrados.

La mayoría de los métodos usados para separar Pb y Zn, se basan en flotar primero al Pb y posteriormente al Zn.

Se ha observado que para flotar inicialmente al plomo, el rango de pH de entre 6.5 – 10 brinda los mejores resultados, utilizando xantato etílico como colector y algún cianuro para deprimir a la esfalerita.

Posteriormente para flotar a la esfalerita se adiciona sulfato de cobre, para el cual la cantidad de iones de Cu^{2+} es mucho más pequeña que la cantidad total de sulfato adicionado, éste proceso se lleva a cabo principalmente a valores de pH entre 9 y 11, bajo los cuales, al

adicionar el cobre se precipita inmediatamente como hidróxido de cobre. A valores de pH por debajo de 9, la flotación no se lleva a cabo de manera muy selectiva debido a la presencia de los iones de Fe. La activación de la esfalerita es un poco favorecida por el uso de aire, una vez activada la esfalerita y con la adición de algún colector del tipo xantato, la flotación se ve favorecida de manera importante.

CAPÍTULO III
DESARROLLO EXPERIMENTAL

DESARROLLO EXPERIMENTAL.

El presente estudio consistió en los siguientes pasos: a) preparación y caracterización del mineral, b) flotaciones selectivas en dos etapas, la primera correspondió a la flotación de esfalerita y la segunda a la flotación de galena, c) análisis químico de los valores vía espectroscopía de absorción atómica, d) obtención y análisis de resultados.

3.1 PREPARACIÓN Y CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

El mineral estudiado en este trabajo fue proporcionado por la Compañía Industrial Minera México, dicho material fue extraído de diferentes minas de los estados de Zacatecas y Guerrero, el cual presentaba una granulometría promedio de 4 pulgadas al 80% Ac(-).

Con el objeto de estudiar al material se realizaron varias etapas de preparación, antes de realizar las flotaciones las cuales se enlistan enseguida:

A) Homogenización

La homogenización del material se realizó para que el material tuviera la misma composición en todas las pruebas realizadas. La primera parte de homogenización se realizó a través del sistema de paleo en forma geométrica con cruces de material de 45° a 225° y de 315° a 135°.

B) Trituración

Una vez homogeneizado el material, se realizó el proceso de trituración, en una trituradora de quijadas con set de descarga de 0.64 cm, de éste material triturado se seleccionaron las muestras para su caracterización menagráfica.

C) Caracterización Menagráfica

Las muestras seleccionadas se analizaron en un microscopio menagráfico aplicando condiciones de nícoles cruzados en ausencia y presencia de polarizador. Las menas fueron

preparadas bajo el procedimiento convencional de desbaste en lijas para metal, tamaño de grano 320 a 600. Posteriormente fueron pulidas con alúmina tamaños 1.0 y 0.5 μm . para finalmente ser observadas al microscopio.

D) Molienda

Una muestra representativa de 1 kg de mineral fue molida en el molino de bolas, con el objeto de conocer el tamaño y grado de liberación de las partículas. Dicha molienda fue realizada en seco, a una velocidad crítica de 14.6RPM, con una carga de bolas de acero de 7.3kg. El material fue muestreado y reducido de tamaño hasta tener una muestra de 10 gramos en el partidor Jones, posteriormente fue para hacer el análisis cuantitativo del sistema vía absorción atómica.

Una vez determinados el tamaño de liberación, grado de liberación y el tiempo efectivo de molienda se procedió a efectuar la molienda para todo el material.

E) Homogenización

Después de haber efectuado la molienda de todo el material, se homogeneizó, con objeto de que todas las pruebas de flotación tuviesen la representatividad del material, con la misma ley en cabeza de plomo y zinc. Para ello se construyó un sistema mezclador de tubos con ángulos de 55° entre sí, acoplado a un sistema de polea-bandas, de tal forma que todo el material era mezclado en el contenedor.

3.2 FLOTACIONES SELECTIVAS DE GALENA Y ESFALERITA.

A) Diseño de las pruebas

Las siguientes tablas muestran las concentraciones de los reactivos, utilizados en cada una de las flotaciones.

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A1	Ausencia	Ausencia	1×10^{-4}
A2	Ausencia	Ausencia	6×10^{-4}
A3	Ausencia	Ausencia	5×10^{-3}

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A4	Ausencia	20	Ausencia
A5	Ausencia	20	1×10^{-4}
A6	Ausencia	20	6×10^{-4}
A7	Ausencia	20	5×10^{-3}

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A8	Ausencia	30	Ausencia
A9	Ausencia	30	1×10^{-4}
A10	Ausencia	30	6×10^{-4}
A11	Ausencia	30	5×10^{-3}

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A12	Ausencia	50	Ausencia
A13	Ausencia	50	1×10^{-4}
A14	Ausencia	50	6×10^{-4}
A15	Ausencia	50	5×10^{-3}

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A16	5×10^{-4}	Ausencia	Ausencia
A17	5×10^{-4}	Ausencia	1×10^{-4}
A18	5×10^{-4}	Ausencia	6×10^{-4}
A19	5×10^{-4}	Ausencia	5×10^{-3}

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A20	5×10^{-4}	20	Ausencia
A21	5×10^{-4}	20	1×10^{-4}
A22	5×10^{-4}	20	6×10^{-4}
A23	5×10^{-4}	20	5×10^{-3}

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A24	5×10^{-4}	30	Ausencia
A25	5×10^{-4}	30	1×10^{-4}
A26	5×10^{-4}	30	6×10^{-4}
A27	5×10^{-4}	30	5×10^{-3}

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A28	5×10^{-4}	50	Ausencia
A29	5×10^{-4}	50	1×10^{-4}
A30	5×10^{-4}	50	6×10^{-4}
A31	5×10^{-4}	50	5×10^{-3}

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A32	1×10^{-3}	Ausencia	Ausencia
A33	1×10^{-3}	Ausencia	1×10^{-4}
A34	1×10^{-3}	Ausencia	6×10^{-4}
A35	1×10^{-3}	Ausencia	5×10^{-3}

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A36	1×10^{-3}	20	Ausencia
A37	1×10^{-3}	20	1×10^{-4}
A38	1×10^{-3}	20	6×10^{-4}
A39	1×10^{-3}	20	5×10^{-3}

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A40	1×10^{-3}	30	Ausencia
A41	1×10^{-3}	30	1×10^{-4}
A42	1×10^{-3}	30	6×10^{-4}
A43	1×10^{-3}	30	5×10^{-3}

Prueba	Concentración activador [M]	Concentración depresor [ppm]	Concentración colector [M]
A44	1×10^{-3}	50	Ausencia
A45	1×10^{-3}	50	1×10^{-4}
A46	1×10^{-3}	50	6×10^{-4}
A47	1×10^{-3}	50	5×10^{-3}

B) Parámetros constantes

Se realizaron un total de 47 pruebas, las cuales tuvieron algunos parámetros en común y constantes como fueron:

- Concentración de sólidos en peso en la pulpa = 20, en un volumen de 1100 ml.
- En todos los casos la flotación primaria fue de esfalerita, deprimiendo a la galena, y como etapa secundaria se flotó la galena.

- Los reactivos utilizados fueron los mismos en cada una de las pruebas: xantato etílico de potasio (colector), sulfato de cobre (activador), MIBC (espumante), dextrina (depresor), hidróxido de sodio y ácido clorhídrico (reguladores de pH).
- Las velocidades de agitación fueron de 1300 rpm para la flotación de la esfalerita (primera etapa) y de 1500 rpm para la flotación de la galena (segunda etapa)
- El tiempo de muestreo en segundos para todas las pruebas fueron los siguientes: 15, 30, 45, 120, 420.
- El pH para la primera etapa fue de 10.5 y para la segunda etapa de 9.0
- Ya que se contaba con las muestras de flotación de una corrida completa, estas muestras se mandaron al laboratorio de análisis químico del departamento de Ingeniería Química Metalúrgica para que se realizaran los estudios cuantitativos de los valores, por el método de absorción atómica previa disolución ácida de la muestra, y con ello determinar los porcentajes de metal recuperados en cada una de las pruebas.

C) Lista de material y equipo utilizado

1. Microscopio óptico
2. Cribadora
3. Trituradora de quijadas
4. Molino de bolas
5. Balanza analítica
6. Vasos de precipitado y probeta graduada
7. Columna de agitación con inyección de aire, marca DENVER LAB, en la cual se puede ajustar la cantidad de aire inyectada y el número de rpm de la propela para agitar la pulpa

8. Contenedor para la pulpa (mezcla mineral – agua)
9. Contenedor para la solución flotada
10. Medidor de pH marca COLE PALMER
11. Mufla
12. 20 Kg. de mineral proporcionado por la Compañía Industrial Minera México
13. Xantato Etilico de Potasio (KEX) utilizado como colector en concentraciones molares de 1×10^{-4} , 6×10^{-4} y 5×10^{-3}
14. Dextrina utilizada como depresor en concentraciones de 20, 30 y 50 ppm
15. Sulfato de cobre como activador en concentraciones molares de 5×10^{-4} y 1×10^{-3}
16. Carbinol Isobutil Metil como espumante
17. HCl y NaOH como reguladores de pH

D) Preparación de los reactivos para obtener las concentraciones a utilizar

- Para obtener una concentración de 1×10^{-4} M de KEX, se agregaron 0.0176g del reactivo al contenedor de la pulpa el cual tenía 1.1Lts. de agua, 0.1056g para la concentración de 6×10^{-4} M y 0.88g para la concentración de 5×10^{-3} M, en la misma cantidad de agua.
- Para obtener una concentración de 1×10^{-3} M de CuSO_4 , se agregaron 0.175g del reactivo al contenedor de la pulpa el cual tenía 1.1Lts de agua, y 0.087g para una concentración de 5×10^{-4} M.
- Para obtener una concentración de 50ppm de Dextrina se agregaron 0.01g del reactivo a la pulpa, 0.006g para una concentración de 30ppm y 0.004g para una concentración de 20ppm.

E) El arreglo de la celda fue hecho de la siguiente manera:



F) La nomenclatura de las pruebas realizadas, así como sus condiciones fueron de la siguiente manera:

A continuación se presentan las condiciones de experimentación para cada una de las pruebas:

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A1	0	0	1×10^{-4}	10.45	9.06
A2	0	0	6×10^{-4}	10.4	9.05
A3	0	0	5×10^{-3}	10.57	9.04

Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución, sólo colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.49g, tiempo de acondicionamiento antes de flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se fueron agregando a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml el cual se agregó en el minuto 5, después del cual se dejaron 5 minutos más de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena.

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A4	0	20	0	10.45	9.06
A5	0	20	1×10^{-4}	10.56	9.06
A6	0	20	6×10^{-4}	10.51	8.9
A7	0	20	5×10^{-3}	10.42	9.02

Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución, depresor – colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.50g, tiempo de acondicionamiento antes de flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se fueron agregando a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml el cual se agregó en el minuto 5, después del cual se dejaron 5 minutos más de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena.

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A8	0	30	0	10.45	8.9
A9	0	30	1×10^{-4}	10.6	8.9
A10	0	30	6×10^{-4}	10.6	9.01
A11	0	30	5×10^{-3}	10.6	8.9

Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución, depresor – colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.49g, tiempo de acondicionamiento antes de flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se fueron agregando a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml el cual se agregó en el minuto final del tiempo de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena.

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A12	0	50	0	10.45	9.05
A13	0	50	1×10^{-4}	10.6	9.01
A14	0	50	6×10^{-4}	10.56	9.03
A15	0	50	5×10^{-3}	10.6	9.06

Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución, depresor – colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.49g, tiempo de acondicionamiento antes de flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se fueron agregando a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml, después del cual se dejaron 5 minutos más de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena.

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A16	5×10^{-4}	0	0	10.6	9.01
A17	5×10^{-4}	0	1×10^{-4}	10.5	8.9
A18	5×10^{-4}	0	6×10^{-4}	10.6	8.9
A19	5×10^{-4}	0	5×10^{-3}	10.6	9.06

Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución, activador – colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.50g, tiempo de acondicionamiento antes de flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se fueron agregando a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml, después del cual se dejaron 5 minutos más de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena.

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A20	5×10^{-4}	20	0	10.7	8.97
A21	5×10^{-4}	20	1×10^{-4}	10.42	8.9
A22	5×10^{-4}	20	6×10^{-4}	10.7	9.04
A23	5×10^{-4}	20	5×10^{-3}	10.51	9.06

Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución, activador – depresor – colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.50g, tiempo de acondicionamiento antes de flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se fueron agregando a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml, después del cual se dejaron 5 minutos más de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena.

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A24	5×10^{-4}	30	0	10.6	9.01
A25	5×10^{-4}	30	1×10^{-4}	10.55	9.05
A26	5×10^{-4}	30	6×10^{-4}	10.6	9.08
A27	5×10^{-4}	30	5×10^{-3}	10.6	9.03

Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución, activador – depresor – colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.49g, tiempo de acondicionamiento antes de flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se fueron agregando a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml, después del cual se dejaron 5 minutos más de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena.

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A28	5×10^{-4}	50	0	10.4	8.9
A29	5×10^{-4}	50	1×10^{-4}	10.55	9.05
A30	5×10^{-4}	50	6×10^{-4}	10.6	9.03
A31	5×10^{-4}	50	5×10^{-3}	10.6	9.05

Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución, activador – depresor – colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.49g, tiempo de acondicionamiento antes de flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se fueron agregando a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml, después del cual se dejaron 5 minutos más de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena.

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A32	1×10^{-3}	0	0	10.5	9.03
A33	1×10^{-3}	0	1×10^{-4}	10.6	8.9
A34	1×10^{-3}	0	6×10^{-4}	10.5	9.05
A35	1×10^{-3}	0	5×10^{-3}	10.45	9.06

Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución, activador – colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.5g, tiempo de acondicionamiento al flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se agregaron a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml, después del cual se dejaron 5 minutos más de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena.

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A36	1×10^{-3}	20	0	10.49	9.1
A37	1×10^{-3}	20	1×10^{-4}	10.6	8.9
A38	1×10^{-3}	20	6×10^{-4}	10.5	9.01
A39	1×10^{-3}	20	5×10^{-3}	10.6	8.9

Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución activador – depresor – colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.5g, tiempo de acondicionamiento al flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se agregaron a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml, después del cual se dejaron 5 minutos más de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena.

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A40	1×10^{-3}	30	0	10.55	9.03
A41	1×10^{-3}	30	1×10^{-4}	10.6	9.06
A42	1×10^{-3}	30	6×10^{-4}	10.8	9.05
A43	1×10^{-3}	30	5×10^{-3}	10.45	9.06

Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución activador – depresor – colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.5g, tiempo de acondicionamiento al flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se agregaron a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml, después del cual se dejaron 5 minutos más de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena

Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A44	1×10^{-3}	50	0	10.3	8.9
A45	1×10^{-3}	50	1×10^{-4}	10.1	8.9
A46	1×10^{-3}	50	6×10^{-4}	10.5	9.1
A47	1×10^{-3}	50	5×10^{-3}	10.5	9.01

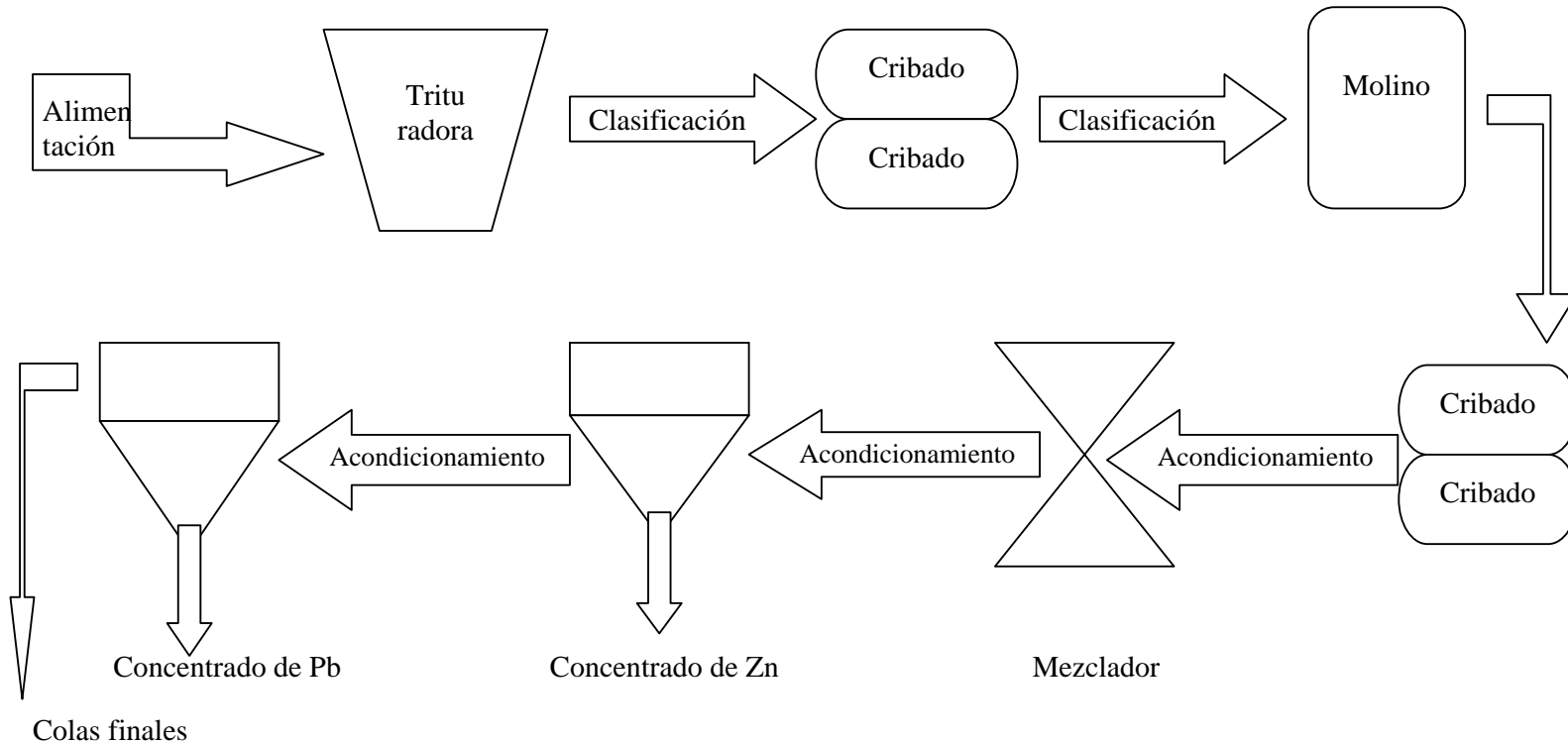
Condiciones de prueba: cantidad de mineral utilizado 200g, orden de adición de reactivos a la solución activador – depresor – colector, cantidad de regulador de pH (NaOH) 0.5g, tiempo de acondicionamiento al flotar la esfalerita 5 minutos, los reactivos se agregaron a cada minuto, cantidad de espumante 0.20ml, después del cual se dejaron 5 minutos más de acondicionamiento. Una vez flotada la esfalerita se reguló de nueva cuenta el pH con HCl para flotar a la galena.

G) La metodología que se usó para cada prueba completa fue la siguiente:

- Se pesaron 200g de mineral a utilizar.
- Se prepararon las concentraciones de los reactivos utilizados.
- Se limpió el contenedor de la solución y la columna de agitación.
- Se midió el volumen de agua (1.1Lts.) y se colocó en el contenedor de la solución.
- Se calibró y colocó el medidor de pH.

- Se agregó la muestra de mineral y se encendió la columna.
- Después de un minuto de agregado el mineral, se adicionó cada uno de los reactivos en el orden descrito para cada prueba, cada reactivo se adicionando por minuto y al minuto final se agregó el espumante.
- Se ajustó la solución al pH de trabajo.
- 5 minutos después de adicionado el espumante comenzó la flotación, primero para la esfalerita, tomándose muestras a los 15, 30, 45, 120 y 420 segundos.
- Una vez tomadas las muestras de esfalerita, se ajustó el pH para llevar a cabo la flotación de galena.
- Se ajusto el pH para llevar a cabo la flotación de la galena.
- Se realizó la flotación de la galena recolectando muestras a los mismos lapsos de tiempo que para la esfalerita.
- Cada una de las muestras se colocó en un recipiente, para su posterior secado y análisis.

H) El diagrama de flujo de las corrientes que se utilizó para la separación y concentración de la mena de galena – esfalerita fue el siguiente:



Para el desarrollo de este trabajo, se llevó a cabo la técnica de separación llamada flotación selectiva por espuma, que se realizó en una celda de la marca DENVER LAB. Este equipo se encuentra en el laboratorio 006, del departamento de Metalurgia

CAPÍTULO IV
RESULTADOS Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

RESULTADOS

4.1 RESULTADOS DE LA CARACTERIZACIÓN MENAGRÁFICA.

Los resultados obtenidos por la técnica de menagrafía fueron los siguientes

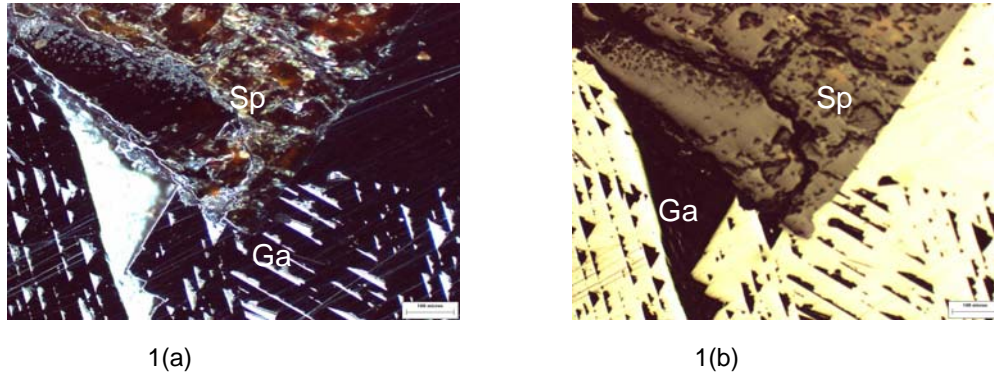


Figura 1(a) Mineral de galena (Ga) con bordes subhedrales y esfalerita (Sp) con bordes anhedrales, nícoles cruzados y polarizador. 1(b) misma fotografía con nícoles paralelos sin polarizador.

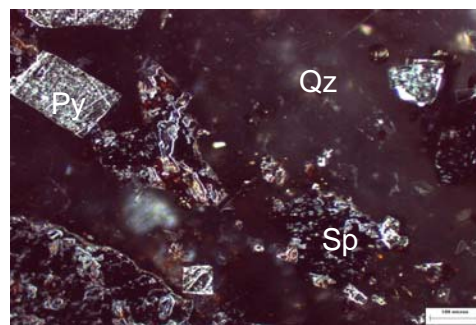


Figura 2. Mineral de esfalerita sobre matriz cuarcítica (Qz). Cristales de pirita (Py) de tipo euhedral, con nícoles cruzados y polarizador.

4.2 RESULTADOS DEL ANÁLISIS QUÍMICO VIÁ ABSORCIÓN ATÓMICA DEL MINERAL ALIMENTADO.

NOTA: todos los resultados del análisis químico tienen una incertidumbre de 2%, el resultado que aparece en este trabajo es el que aparece en el equipo que se realizó, éste resultado es el

promedio de tres mediciones que realiza en automático el equipo, debido a esto sólo nos proporciona un dato.

La determinación cuantitativa de los porcentajes para cada elemento presentes en la muestra de alimentación realizada vía absorción atómica fueron los siguientes:

	Pb	Zn	Fe
% Ley	2.9±0.058	4.5±0.09	17.8±0.356

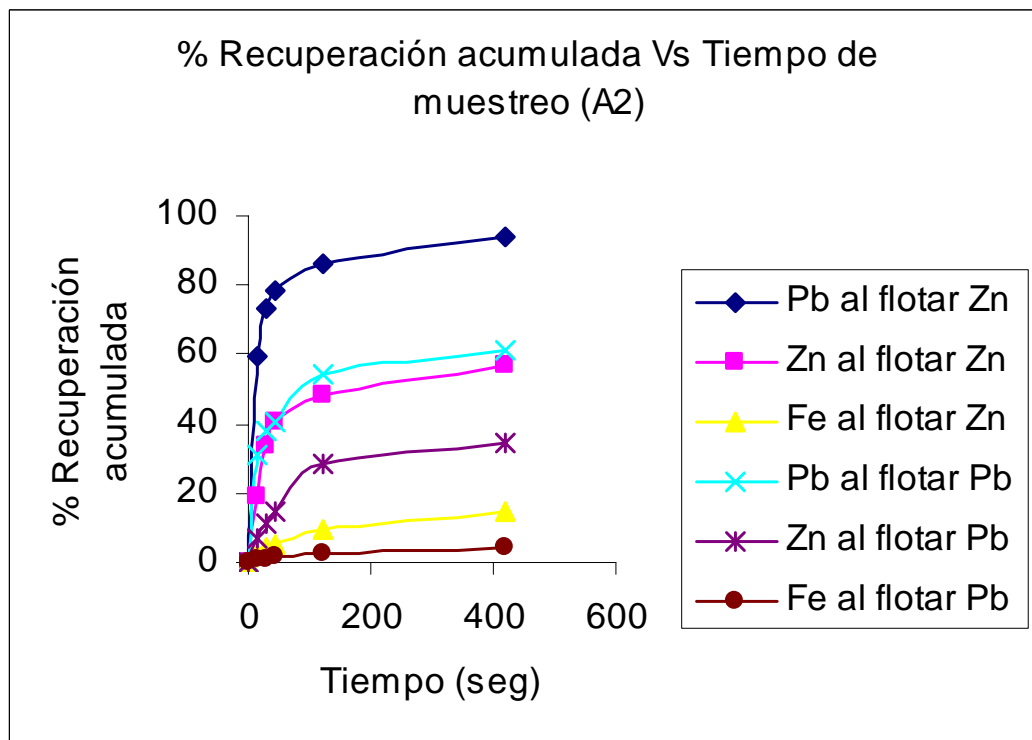
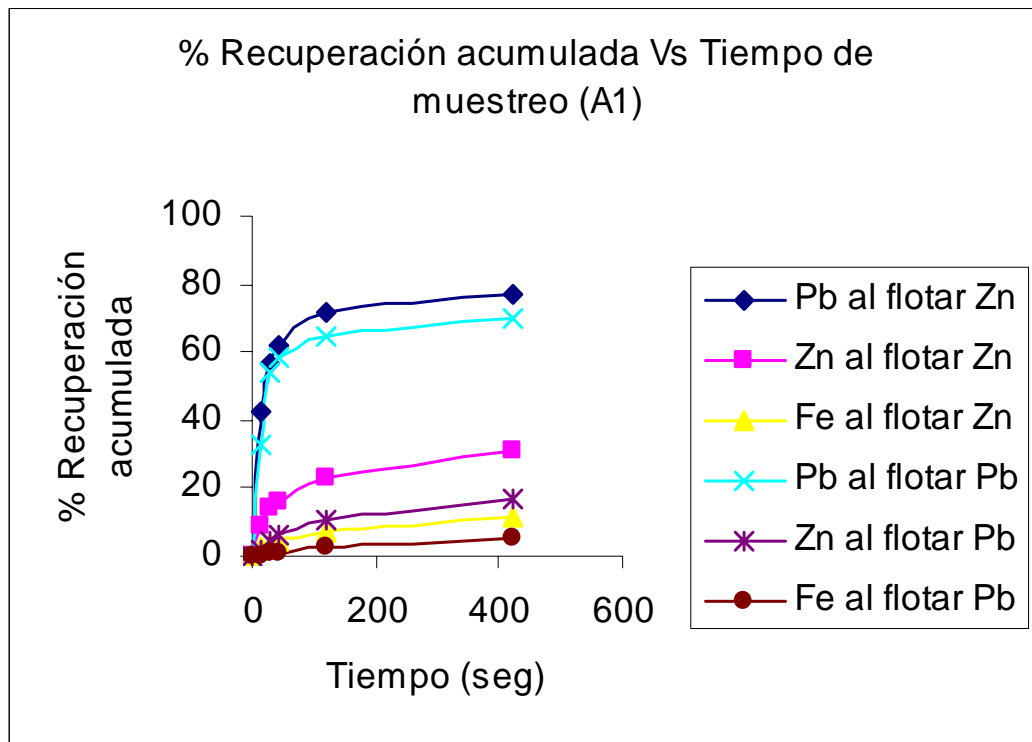
4.3 RESULTADOS Y ANÁLISIS DE CADA UNA DE LAS FLOTACIONES SELECTIVAS.

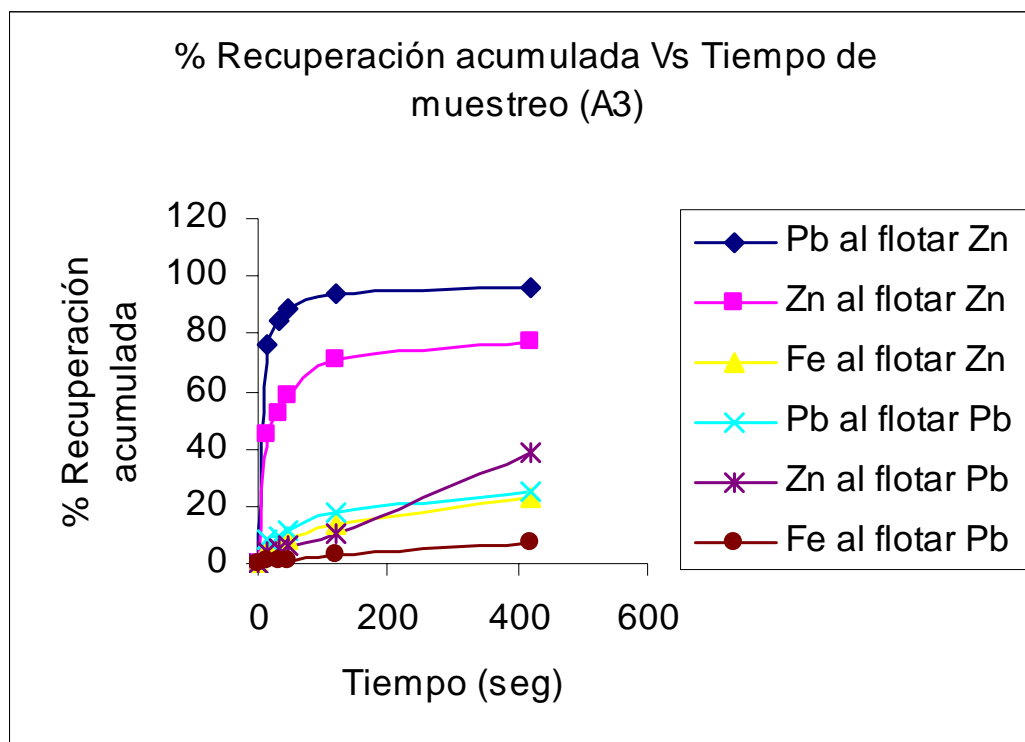
A continuación se presentan los gráficos de las pruebas en donde se compararon, los porcentajes de recuperación acumulada contra el tiempo de muestreo, la serie de gráficos están acomodadas de acuerdo a la descripción hecha en el capítulo anterior y las condiciones generales para cada serie de pruebas se describe en la parte inferior. Los cálculos numéricos realizados para cada una de las pruebas se encuentran descritos en el apéndice 1.

Los análisis están hechos de la siguiente manera, la primera parte se enfocó al análisis de la recuperación del Pb, para cada una de las pruebas de la serie, posteriormente se realizó el análisis de la recuperación del Zn.

Cabe mencionar, que cuando se cita el término “primera etapa del proceso”, significa la etapa en donde se realizó la flotación de la esfalerita y “segunda etapa del proceso” se refiere a la etapa donde se llevó a cabo la flotación de la galena.

A) Pruebas de la A1 a la A3.





Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A1	0	0	1×10^{-4}	10.45	9.06
A2	0	0	6×10^{-4}	10.4	9.05
A3	0	0	5×10^{-3}	10.57	9.04

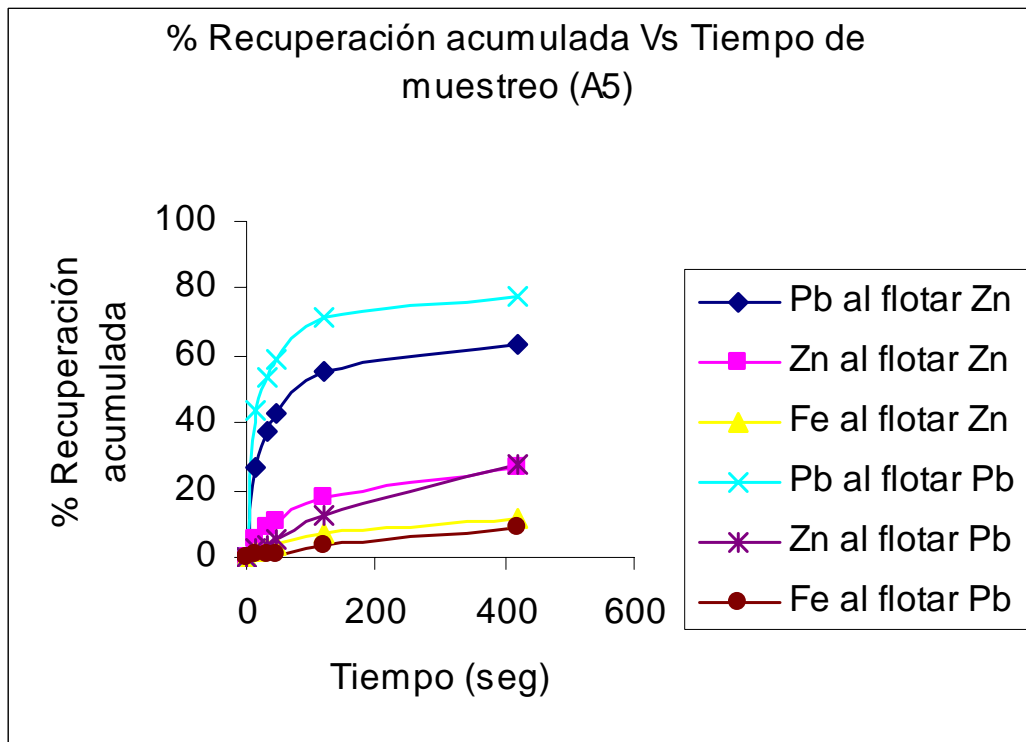
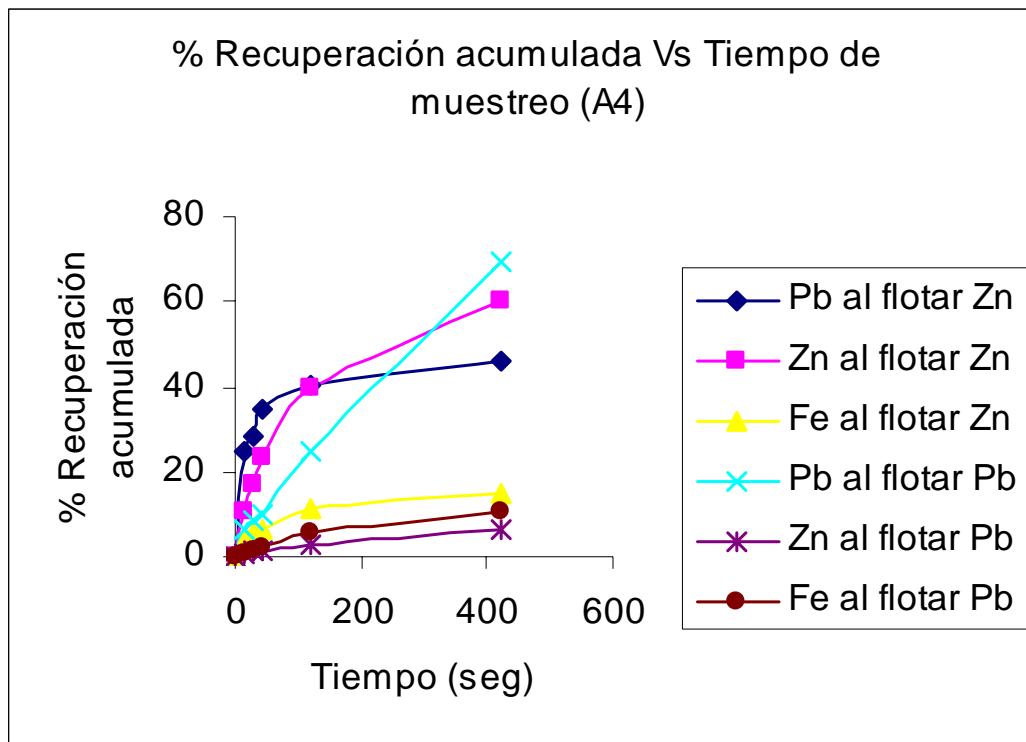
Para el Pb, en las pruebas anteriores es evidente la ausencia tanto de activador como de depresor, principalmente en dos aspectos: en primer lugar las recuperaciones de Pb para la prueba A1 son muy parecidas en las dos etapas (75% aprox.), aunque bajas comparadas con la prueba A2 en la primera etapa, en cualquiera de las dos etapas de flotación, se observó un comportamiento diferente a lo esperado, ya que las recuperaciones de Pb en la primera etapa, son mayores a las de la segunda para cualquiera de las tres pruebas, lo que se debe a la ausencia de depresor por lo que la galena puede ser flotada sin problema, esto aunado a la propiedad de flotabilidad natural con la que cuenta, con esto podemos suponer que la galena se flota en gran cantidad en la primera etapa del proceso, por tal motivo la mayor recuperación se observó en la prueba A3 (95% aprox.), que es la que tiene la mayor

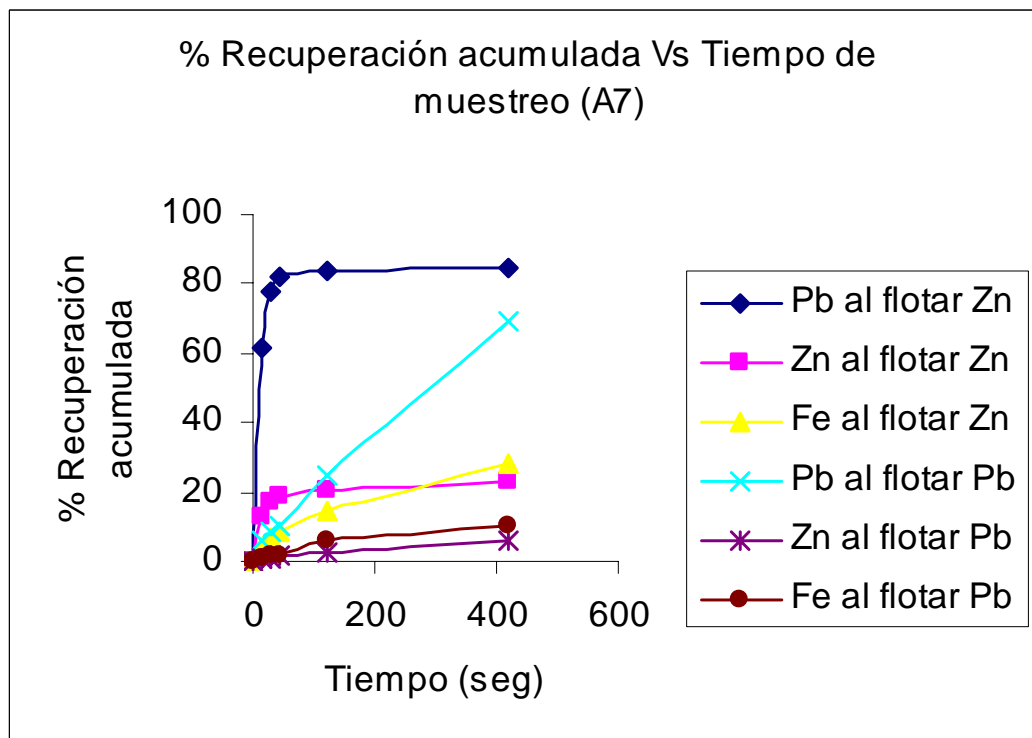
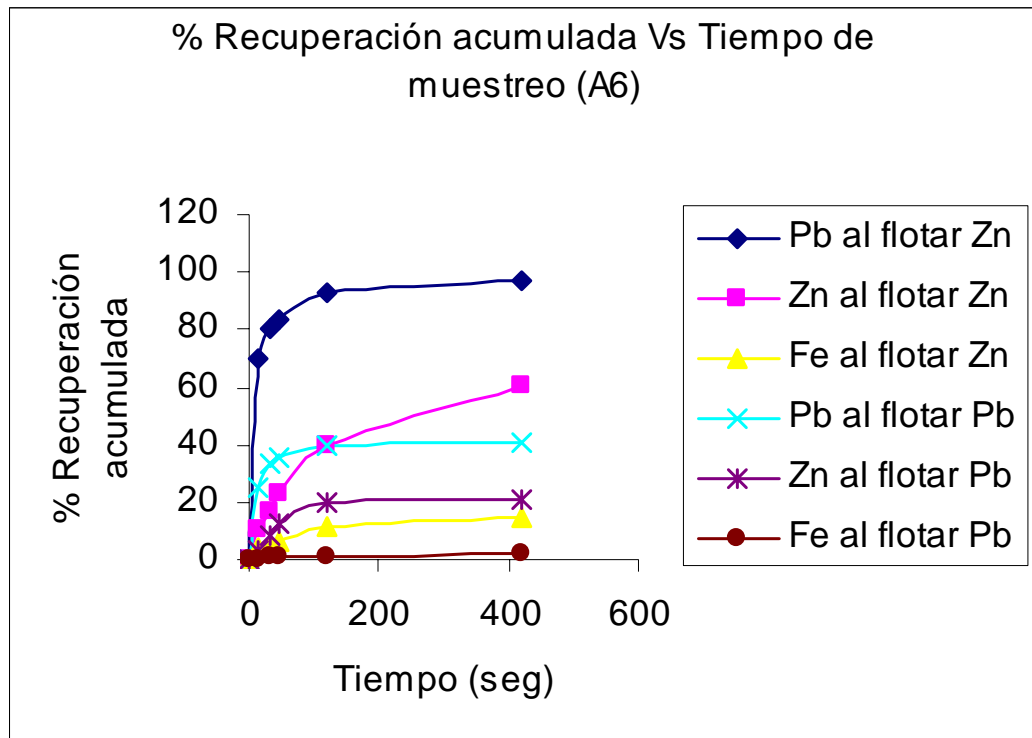
concentración de colector (5×10^3 M), la cantidad recuperada de Pb es mayor y más sin un reactivo que inhiba su colección (depresor), además las condiciones de pH son favorables ya que el rango en el que se llevo a cabo la primera etapa estuvo entre 10.4 – 10.6 en donde aún es favorecida la flotación del Pb.

Para el Zn, se observa que al no tener activador en esta serie de pruebas su recuperación es muy baja (entre 40% y 60%), teniendo en cuenta que la esfalerita no presenta la propiedad de flotabilidad natural como la galena, en la prueba A1 la recuperación es muy baja para las dos etapas, en la segunda prueba A2 la recuperación aumenta un poco para la primer etapa, para estas dos primeras pruebas podemos mencionar que aunque las recuperaciones son bajas, el comportamiento es el esperado para el Zn, ya que las recuperaciones son mayores en la primera etapa del proceso. Sólo hasta la tercera prueba es donde la recuperación de Zn aumenta hasta un 70% aproximadamente, esto se puede deber a que al tener una mayor concentración de colector ayuda no sólo a flotar a las partículas de Pb sino también a las de Zn. Por supuesto la galena se beneficia más, debido a su flotabilidad natural. El reactivo que juega un papel importante en los casos en los que no hay suficiente colector es el espumante MIBC (Methyl Isobutil Carbinol) ya que éste cuenta con propiedades colectoras, lo cual ayuda a la flotación de ambos minerales.

En cuanto a la cinética de las reacciones podemos decir de manera general, que para este serie de pruebas, la mayor recuperación se encuentra alrededor de los 2 minutos y que después de ese tiempo se mantiene un comportamiento constante, en la prueba A3 al flotar al Zn en la segunda etapa se ve que requería más tiempo para alcanzar una recuperación constante, lo cual es un indicio de que esta reacción requiere de un mayor tiempo para efectuarse.

B) Pruebas de la A4 a la A7.





Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A4	0	20	0	10.45	9.06
A5	0	20	1×10^{-4}	10.56	9.06
A6	0	20	6×10^{-4}	10.51	8.9
A7	0	20	5×10^{-3}	10.42	9.02

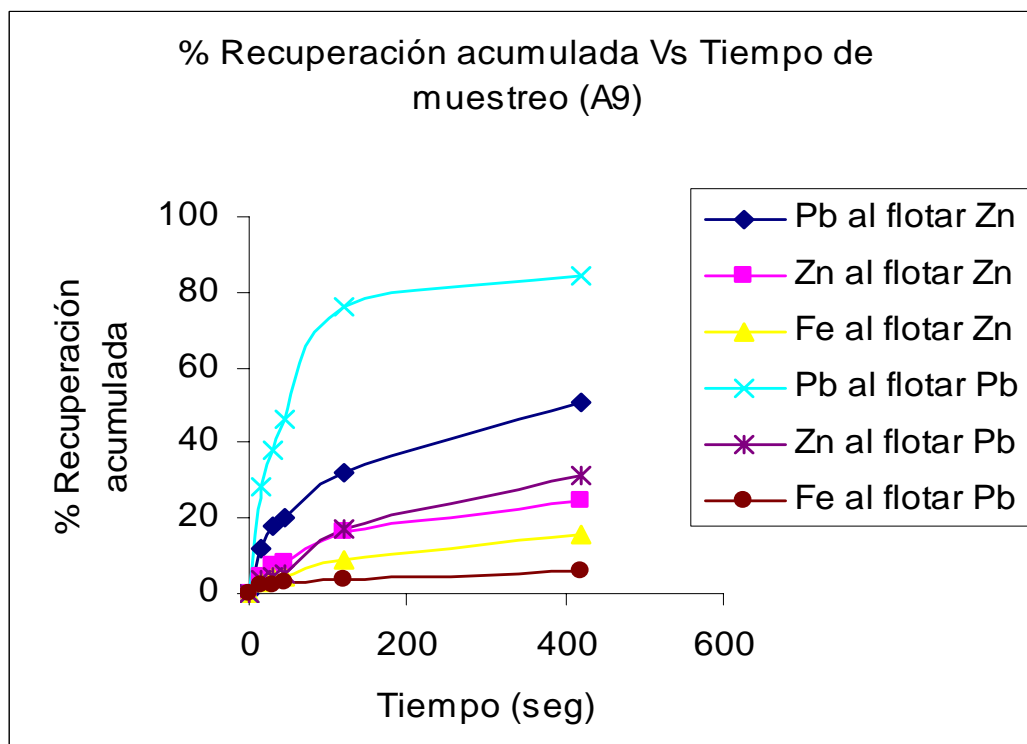
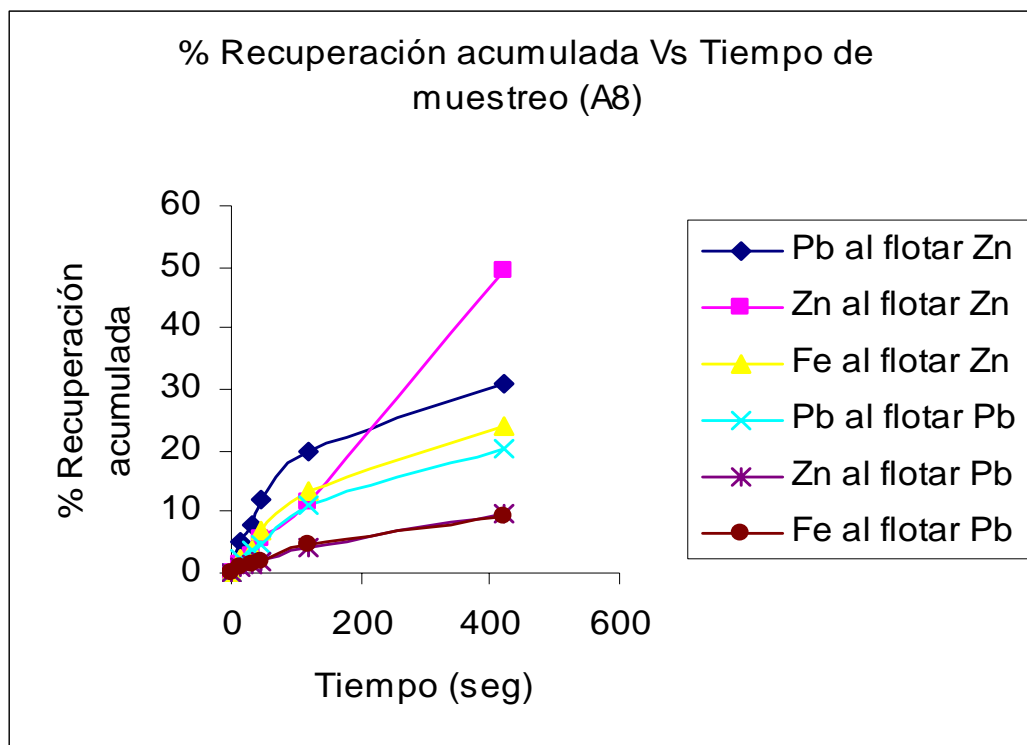
Para el Pb, en este grupo de pruebas se aprecia pausadamente el efecto que tiene la concentración del depresor, en la prueba A4 se observó que el Pb resintió el efecto de este reactivo, ya que las recuperaciones no son favorecidas para las pruebas A4 y A5 en la primera etapa del proceso, ya que son menores que en la segunda etapa, además en la prueba A5 el % de recuperación aumentó considerablemente hasta un 79% aproximadamente en la segunda etapa, lo cual sería el comportamiento ideal del Pb, para cuando se aumentó la concentración del colector en las pruebas A6 y A7 el efecto del depresor se vió disminuido, ya que las recuperaciones de Pb en la primera etapa del proceso volvieron a ser mayores que en la segunda, una explicación puede ser que la concentración que se utilizó de depresor no es la ideal para deprimir al PbS, en presencia de estas concentraciones de colector y del tiempo de acondicionamiento utilizado.

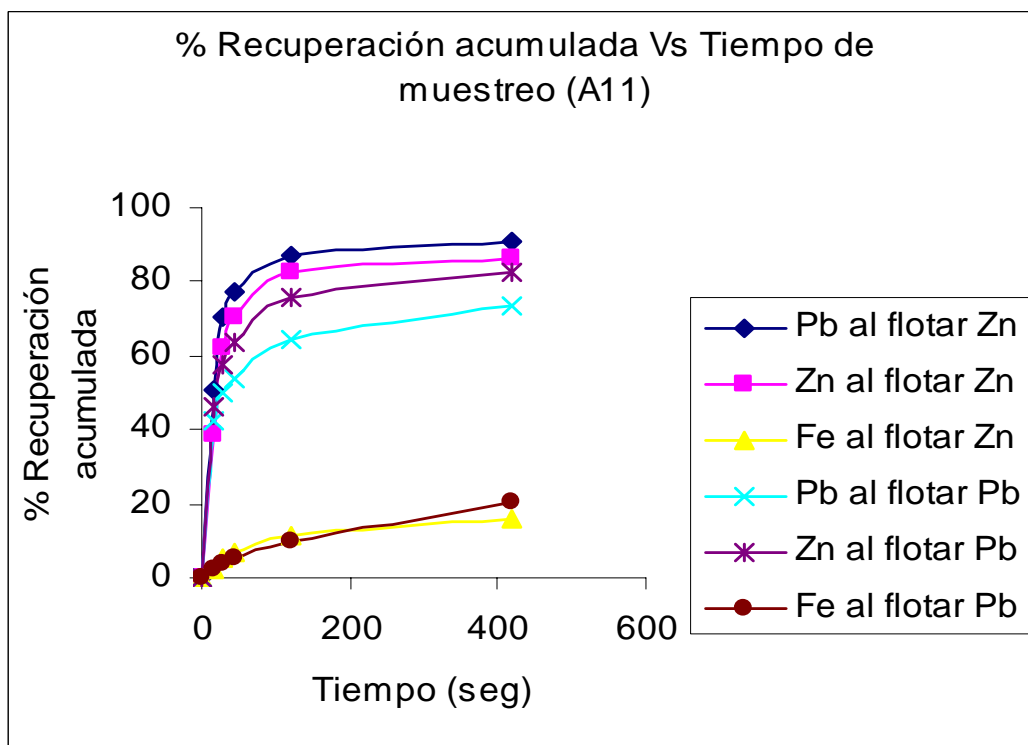
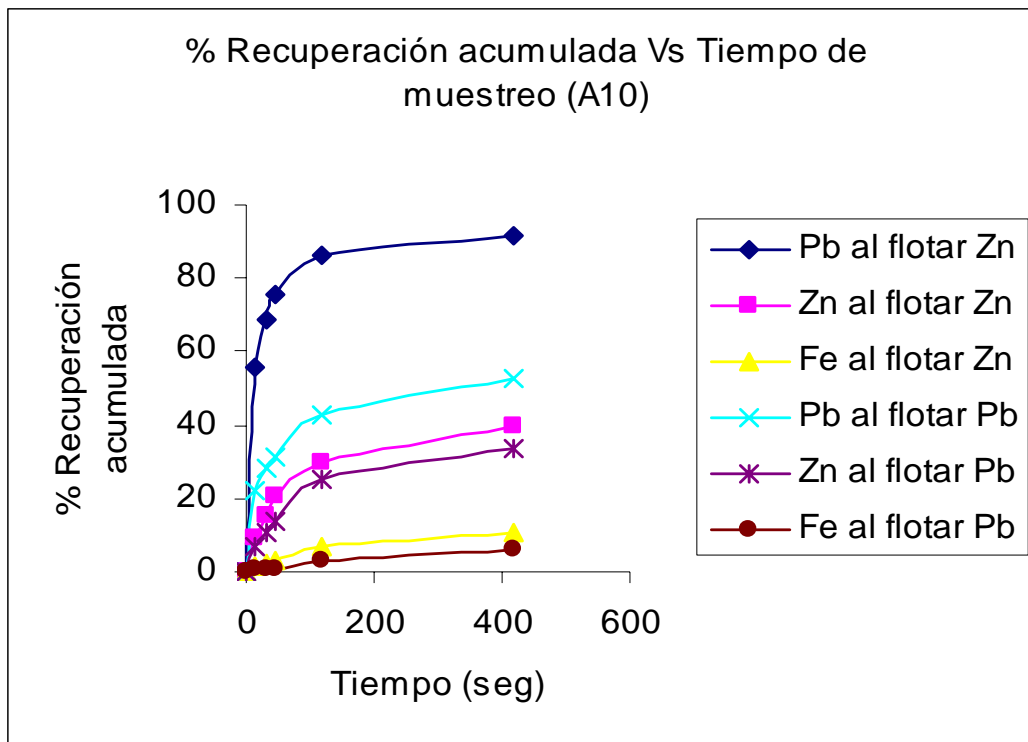
En cuanto al Zn, se notó que en presencia de depresor y ausencia de activador, las recuperaciones se disminuyen, indicando que el depresor también actúa sobre el Zn, este comportamiento se observó para las 4 pruebas, lo cual nos da un indicio que a estos rangos de pH (10.3 – 10.5) a los cuales se llevó a cabo la flotación del Zn y en ausencia del activador, la dextrina puede deprimir igualmente al Zn ó al Pb.

En la prueba A7 se observó efectivamente que el depresor ataca principalmente al Zn y al tener una mayor concentración de colector la recuperación del Pb en ambas etapas son similares, señalando que aunque el pH varió de 10.5 a 9, la concentración de colector puede contrarrestar el efecto del depresor para el Pb, aunado a la ausencia del activador y por consecuencia la depresión del Zn.

En cuanto a la cinética, en la prueba A4 se notó que necesitaba de más tiempo para que las recuperaciones de Pb en la segunda etapa y las de Zn en la primera, llegaran a su máximo, no así en la prueba A5, en donde se notó que aproximadamente en 3 minutos se obtuvo la mayor recuperación. Este comportamiento es similar al de la prueba A6, en la prueba A7 se notó que el tiempo de residencia fue insuficiente para obtener mayor recuperación de Pb en la segunda etapa del proceso y que si éste se hubiera dado, posiblemente las recuperaciones entre la primera y la segunda etapa, podrían haber llegado a ser similares o las mismas.

C) Pruebas de la A8 a la A11.





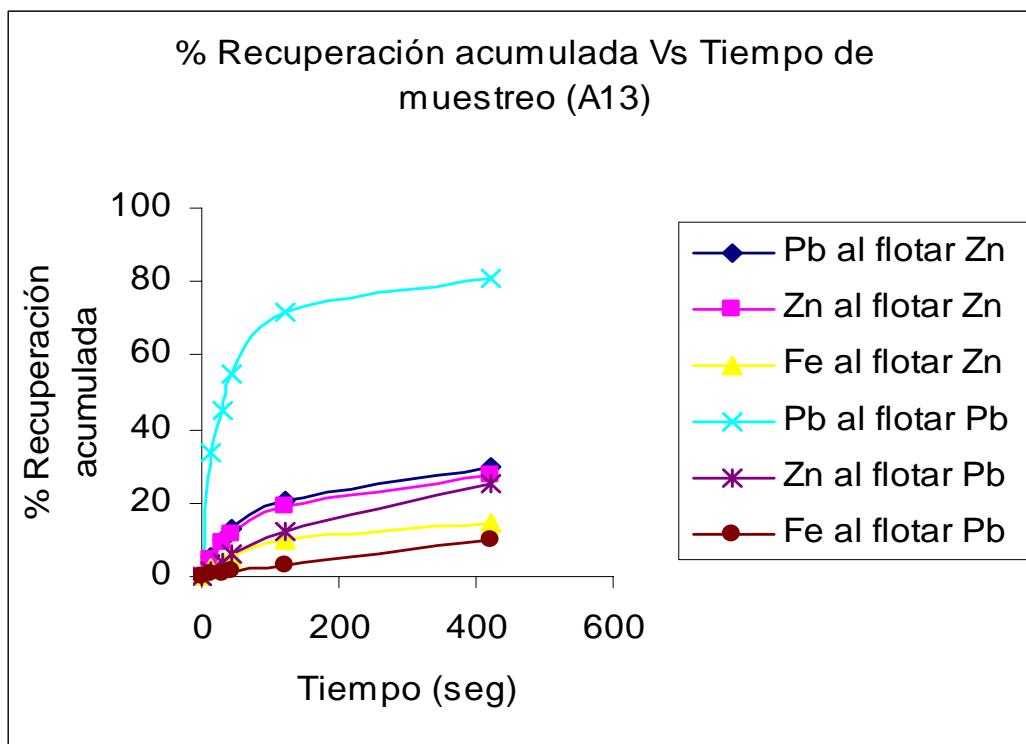
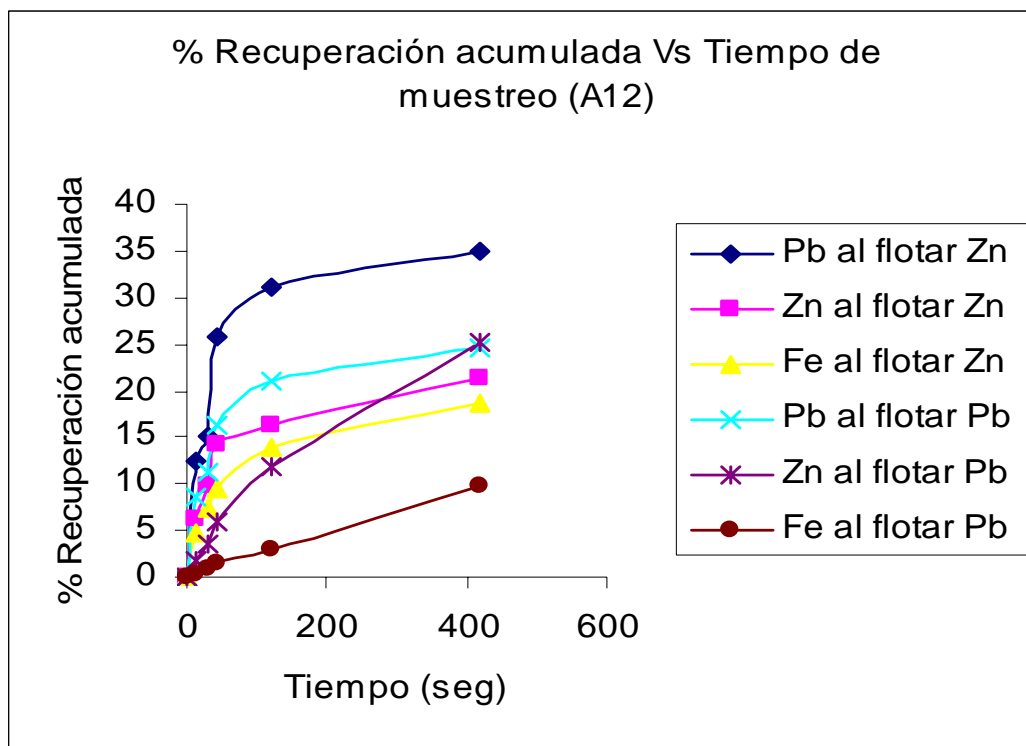
Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A8	0	30	0	10.45	8.9
A9	0	30	1×10^{-4}	10.6	8.9
A10	0	30	6×10^{-4}	10.6	9.01
A11	0	30	5×10^{-3}	10.6	8.9

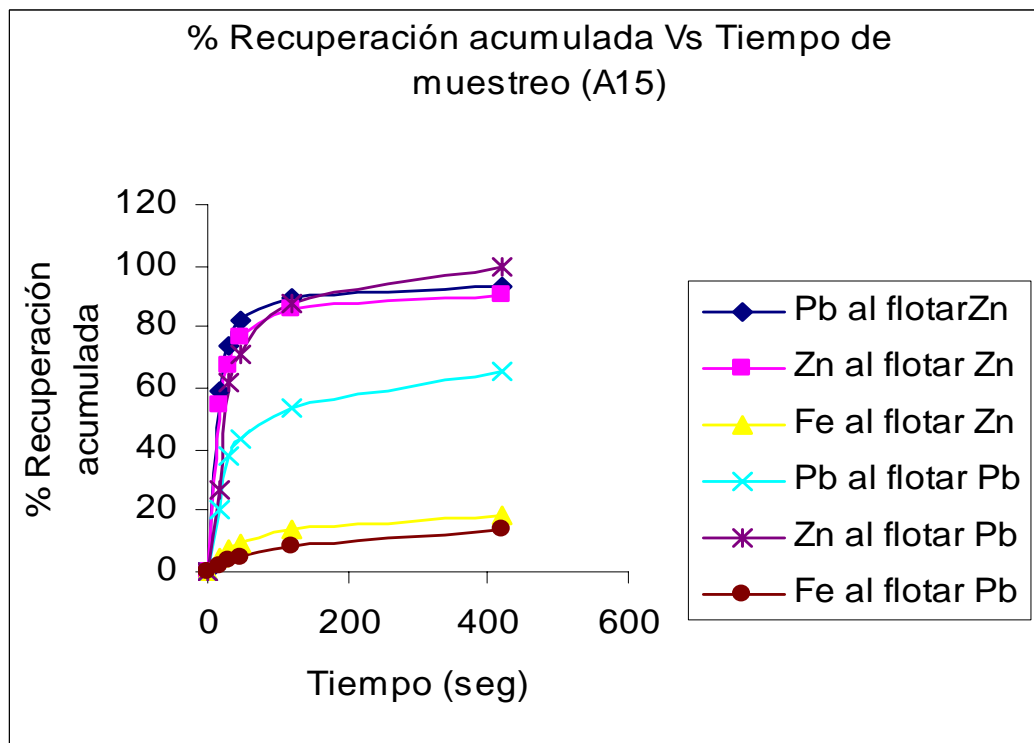
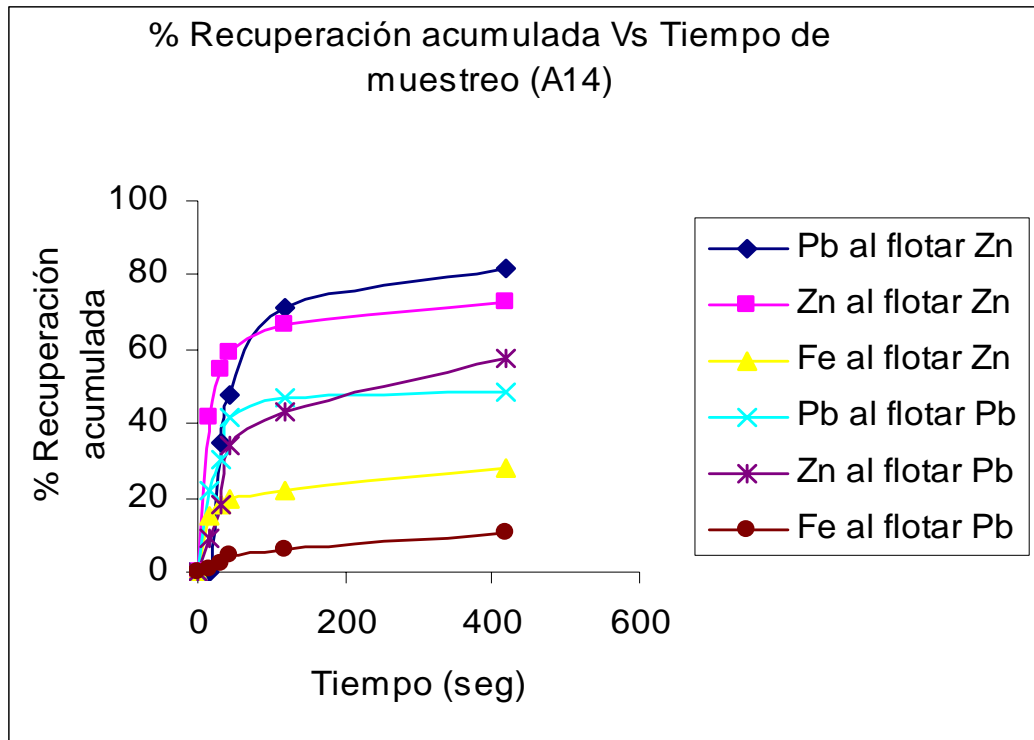
Para el Pb, en la prueba A8 se notó el efecto del aumento en la concentración de la dextrina, combinado con la ausencia de colector, ya que las recuperaciones de Pb en las dos etapas disminuyeron por debajo del 50%, para la prueba A9 las recuperaciones aumentaron y en particular para la segunda etapa, ya que la recuperación llega hasta un 82% aproximadamente, haciéndose notar que al haber colector se revierte un poco el efecto del depresor dando como resultado el comportamiento esperado, para las pruebas A10 y A11 se notó que el depresor no causa gran efecto en el Pb, ya que sus recuperaciones son más grandes en la primera etapa llegando hasta un 90% aproximadamente, comparándolas con las de la segunda etapa.

En el caso del Zn tenemos que, en la prueba A8 se presenta un comportamiento extraño, ya que aunque no hay activador la recuperación del Zn en la primera etapa, es relativamente alta llega a un 50%, en las pruebas A9 y A10 se muestra el comportamiento esperado, la recuperación del Zn es muy baja debido a la ausencia del activador, aunque en la prueba A11 aumentó considerablemente la recuperación hasta llegar a un 80% aproximadamente en la primera etapa. La explicación es que las condiciones de pH, aunque en las tres pruebas anteriores eran las mismas, para esta prueba tuvieron un mayor efecto positivo para la flotación del Zn y que al aumentar la concentración del colector esto ayuda tanto a su flotación como a la del Pb, efecto que no se apreció en las dos primeras pruebas, en las cuales la concentración del colector es nula o muy baja.

De la cinética se observa que en las dos primeras pruebas el tiempo de acondicionamiento no fue suficiente, ya que no se llega a tener un comportamiento constante en las gráficas concluyendo con esto que las reacciones no se llevaron a cabo completamente.

D) Pruebas de la A12 a la A15.





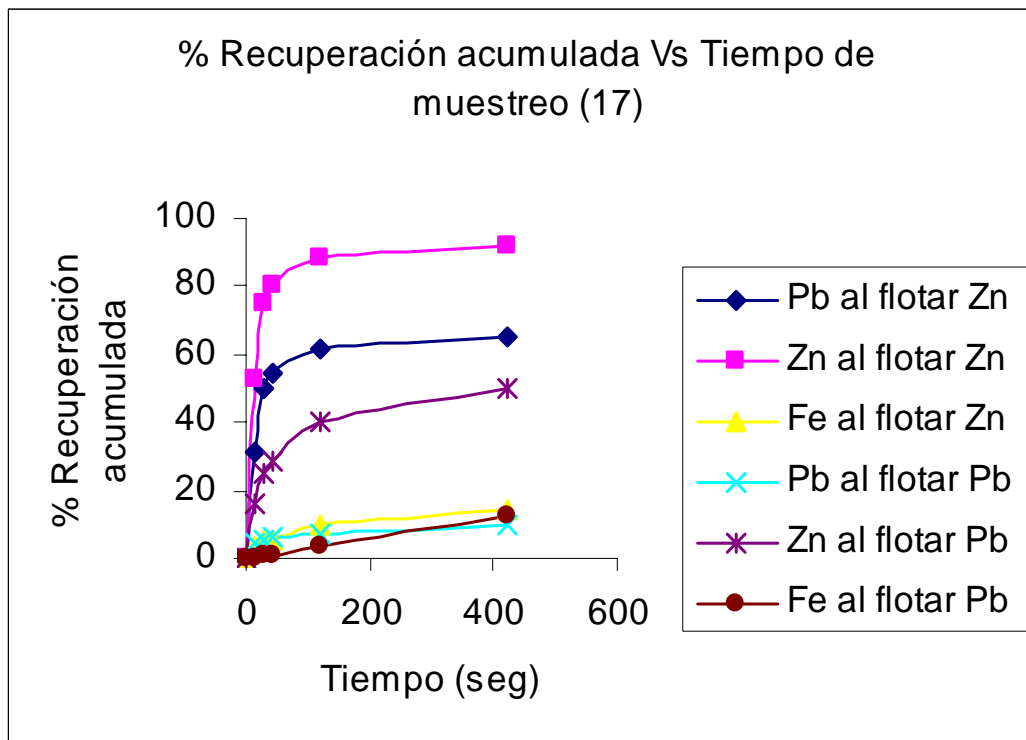
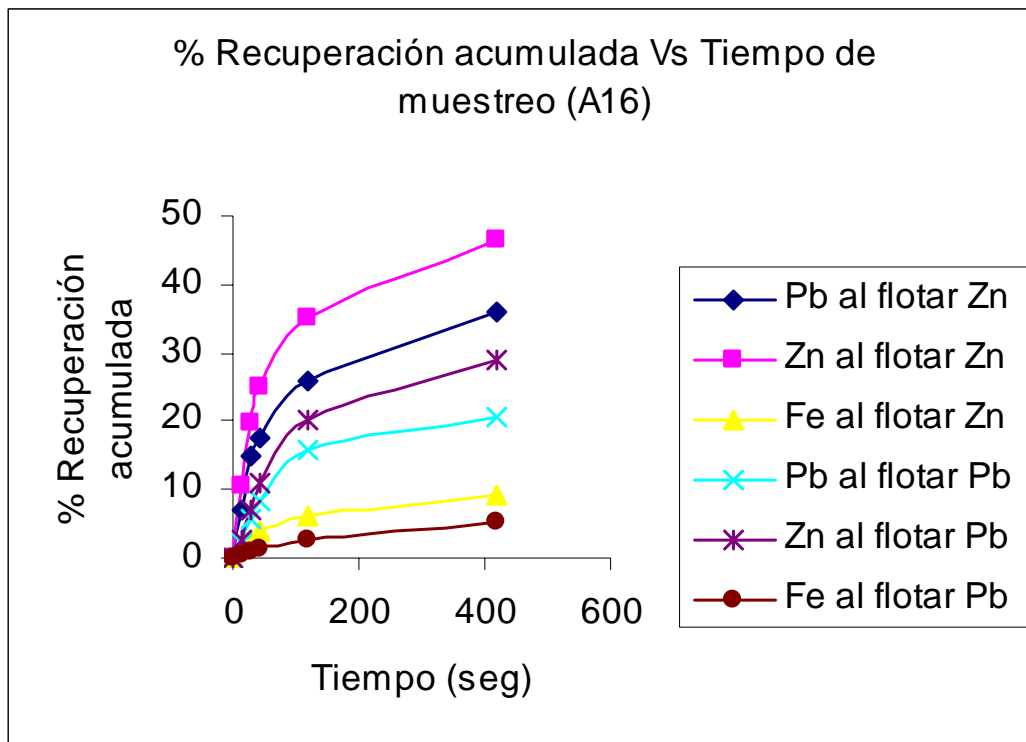
Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A12	0	50	0	10.45	9.05
A13	0	50	1×10^{-4}	10.6	9.01
A14	0	50	6×10^{-4}	10.56	9.03
A15	0	50	5×10^{-3}	10.6	9.06

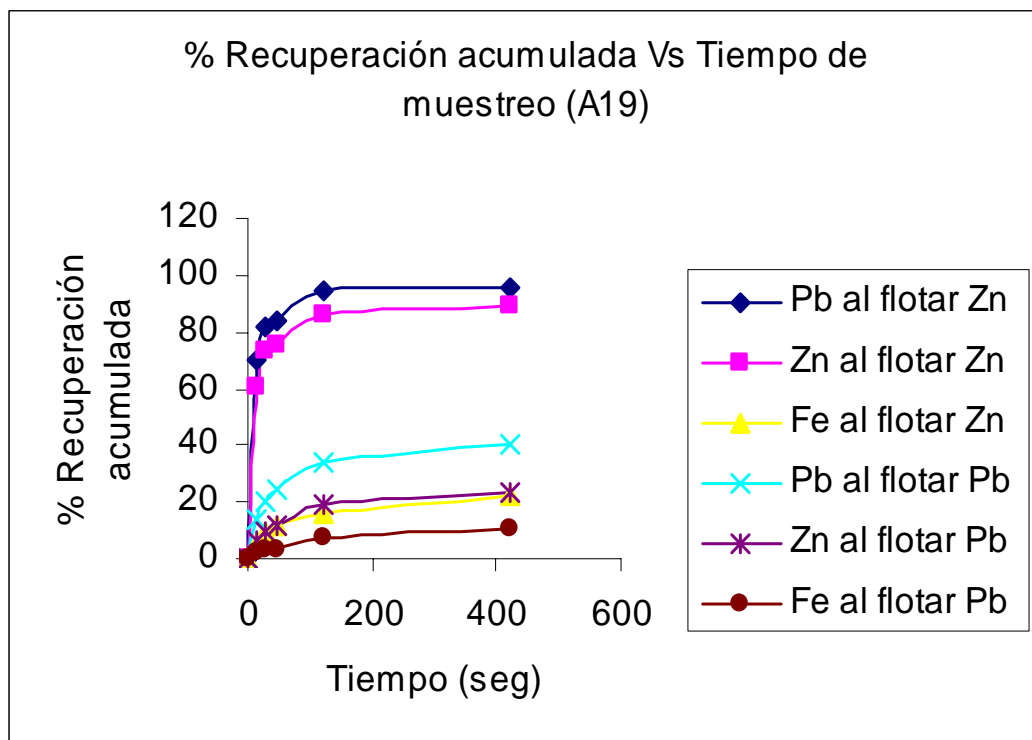
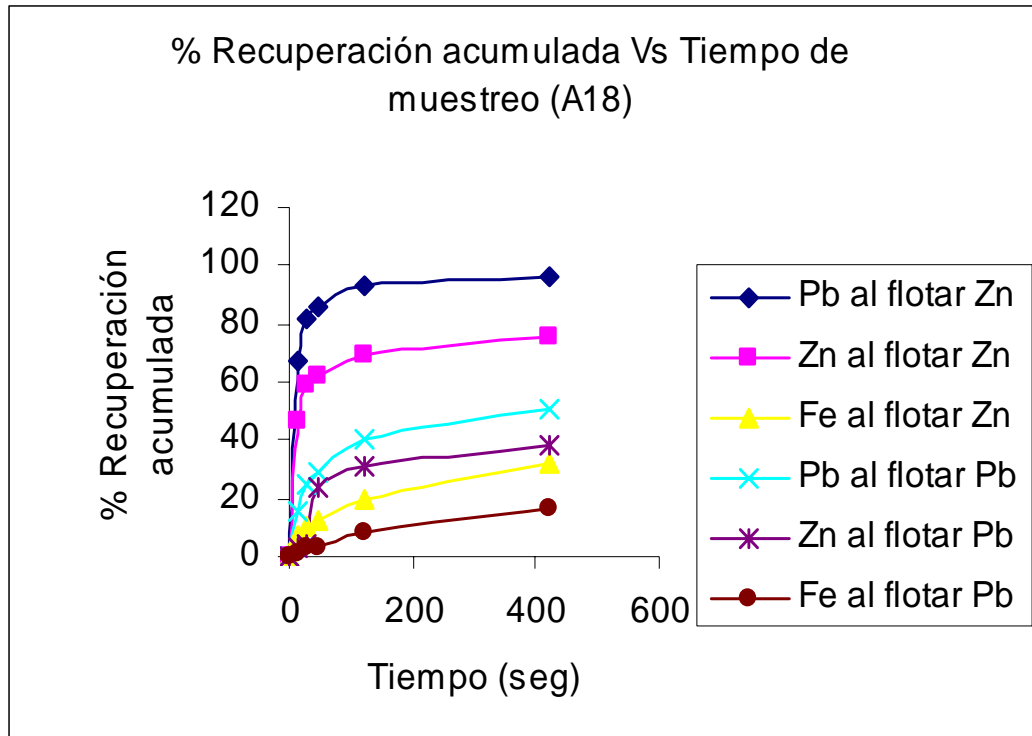
Para el Pb en la prueba A12 se notó el efecto del depresor sobre la flotación del Pb combinado con la ausencia del colector, las recuperaciones son bastantes bajas llegando a un 35% en el mejor de los casos, para la prueba (A13) aunque la concentración del colector es baja, provocando recuperaciones bastantes pobres, en ésta última la recuperación del Pb en la segunda etapa del proceso es buena debido a que, a medida que transcurría la prueba el efecto del depresor fue desapareciendo acercándose más a las condiciones de pH ideales para poder flotar al Pb. En las siguientes dos pruebas, A14 y A15 se mostró que al aumentar la concentración del colector se revierte el efecto del depresor y los porcentajes de recuperación aumentan considerablemente, dándonos una idea de las concentraciones óptimas de colector para llevar a cabo una flotación con buenos resultados.

Para el caso del Zn, las recuperaciones para las pruebas A12 y A13 son prácticamente las mismas, muy bajas, esto debido a la ausencia del activador y al aumento en la concentración del depresor lo cual nos da una respuesta en cuanto a la concentración de colector que se debe de utilizar. En las dos pruebas siguientes se notó que al aumentar la concentración del colector aumenta la recuperación hasta llegar a un 82% en la primera etapa, además en estas dos pruebas el comportamiento es el esperado, las recuperaciones de Zn en la primera etapa del proceso son mayores que en la segunda, esto significa que las recuperaciones de Pb aumentan junto con las de Zn.

Podemos ver que las recuperaciones de Fe fueron muy bajas en las cuatro pruebas, esto ayuda a que el Zn pueda flotar de una manera más fácil, ya que la presencia del Fe puede llegar a tener un efecto depresor sobre el Zn.

E) Pruebas de la A16 a la A19.





Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A16	5×10^{-4}	0	0	10.6	9.01
A17	5×10^{-4}	0	1×10^{-4}	10.5	8.9
A18	5×10^{-4}	0	6×10^{-4}	10.6	8.9
A19	5×10^{-4}	0	5×10^{-3}	10.6	9.06

Para el Pb, en la Prueba A16 se apreció que el reactivo que marca la diferencia para obtener buenos resultados es el colector, a pesar de que no hay depresor, al no haber colector las recuperaciones son bajas para la galena, a pesar de su propiedad de flotabilidad natural. Esta recuperación es mayor en la primera etapa del proceso, indicando que aunque en la segunda etapa las condiciones de pH son más favorables. En la prueba A17 se notó que aumentó la concentración del colector ya que las recuperaciones de galena, aumentaron, pero sólo en la primera etapa, ya que en la segunda etapa disminuyó aún más, esto se puede explicar debido a que al haber colector y no haber depresor la mayor parte de la galena se flota en la primera parte del proceso. Para las pruebas A18 y A19 se observó un comportamiento parecido entre ellas, las recuperaciones de galena en la primera etapa llegaron a ser de un 95% aproximadamente, mientras que para la segunda etapa se encuentran entre 40 y 50% esto debido a que se aumentaron las concentraciones del colector, lo que se reflejó en el aumento de las recuperaciones.

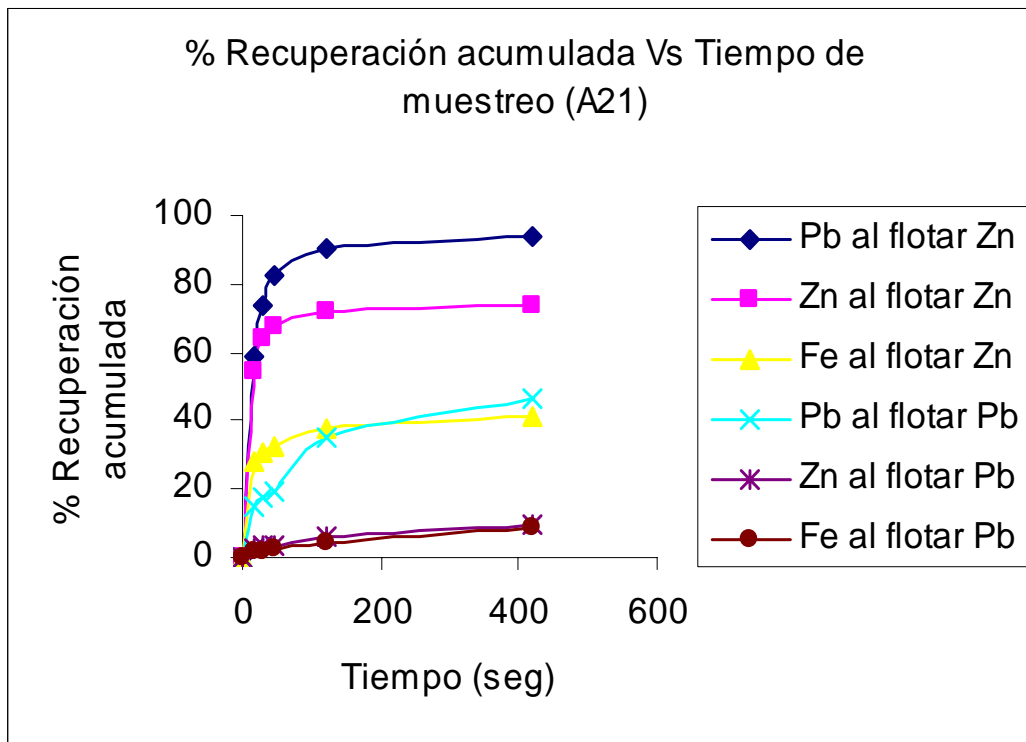
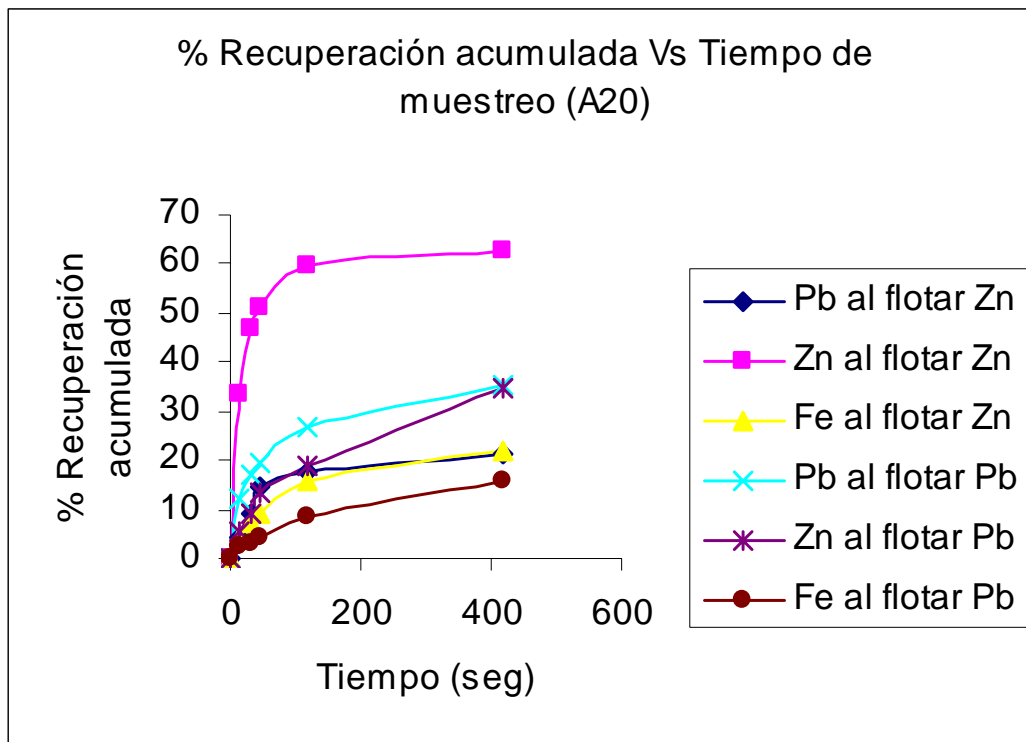
Para el caso del Zn en las pruebas A16 y A17 se observó el comportamiento ideal del proceso, es decir en la primera etapa del proceso la recuperación de Zn debe de ser mayor a la de Pb ya que es lo que se pretende con el orden de adición de reactivos, se debe de tomar en cuenta que en estas pruebas la concentración del activador aumentó, además para la prueba A16 la recuperación es considerablemente menor, comparándola con la prueba A17 esto se debe al aumento en la concentración del colector de una prueba a otra.

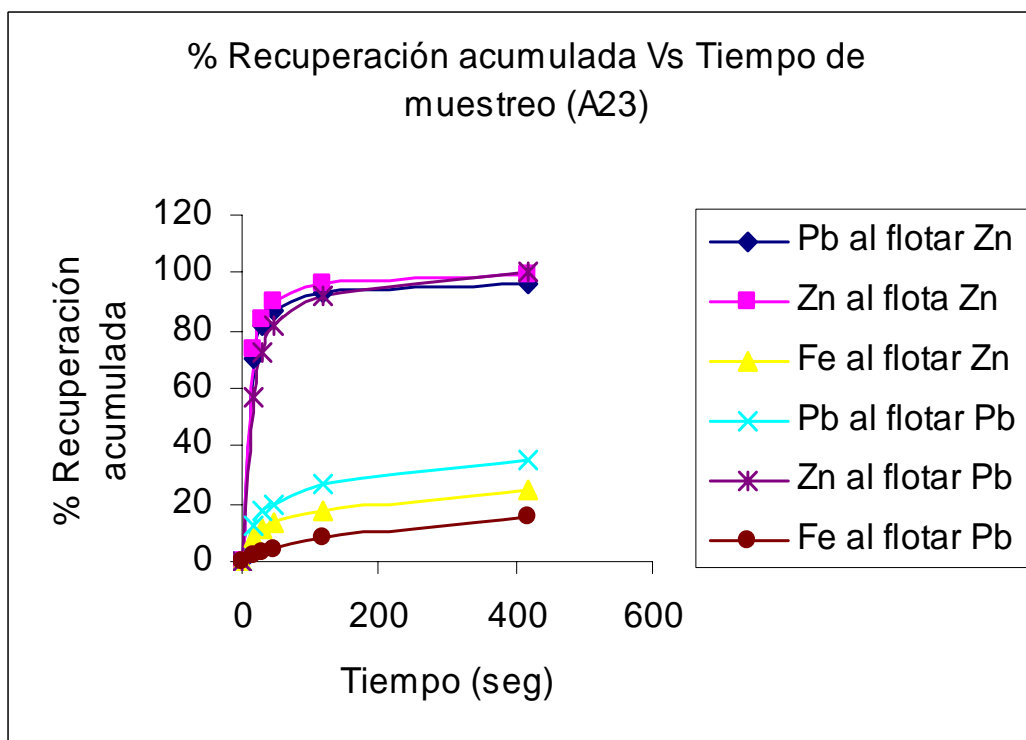
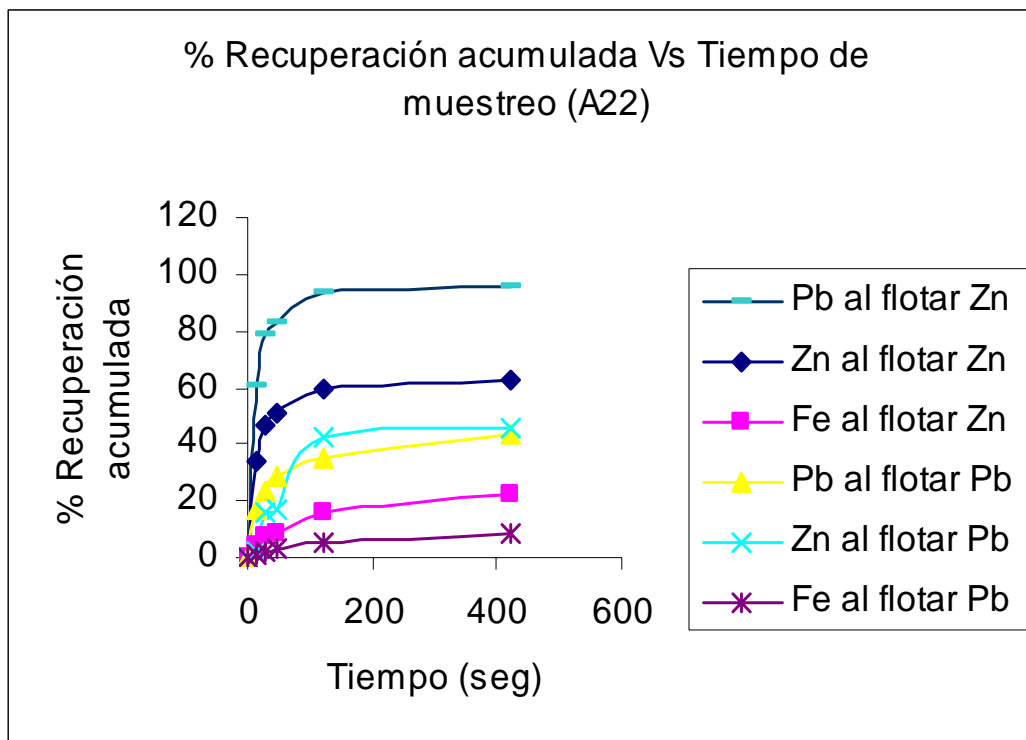
En las dos pruebas siguientes A18 y A19, se observó el comportamiento visto anteriormente, las recuperaciones de Pb en la primera etapa del proceso son mayores a las de Zn, la

explicación es que, al aumentar la concentración del colector aunado a la flotabilidad de la galena, este reactivo tiene mayor efecto sobre el Pb, indicando que en presencia de la galena la concentración que se utilizó de activador no ejerce un efecto tan grande sobre el Zn, la recuperaciones de esfalerita para estas dos pruebas son mayores en la primera etapa del proceso lo cual es bueno, aunque disminuyen en comparación con las dos pruebas anteriores.

La cinética para la prueba A16 nos mostró que el tiempo empleado para la prueba no fue el suficiente, ya que se puede ver que si el tiempo hubiera sido más largo, se tendría una estabilidad en la curva para todas las recuperaciones, en las tres siguientes pruebas es muy claro que dicha estabilidad se alcanza muy rápido, aproximadamente los 2 minutos.

F) Pruebas de la A20 a la A23.





Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A20	5×10^{-4}	20	0	10.7	8.97
A21	5×10^{-4}	20	1×10^{-4}	10.42	8.9
A22	5×10^{-4}	20	6×10^{-4}	10.7	9.04
A23	5×10^{-4}	20	5×10^{-3}	10.51	9.06

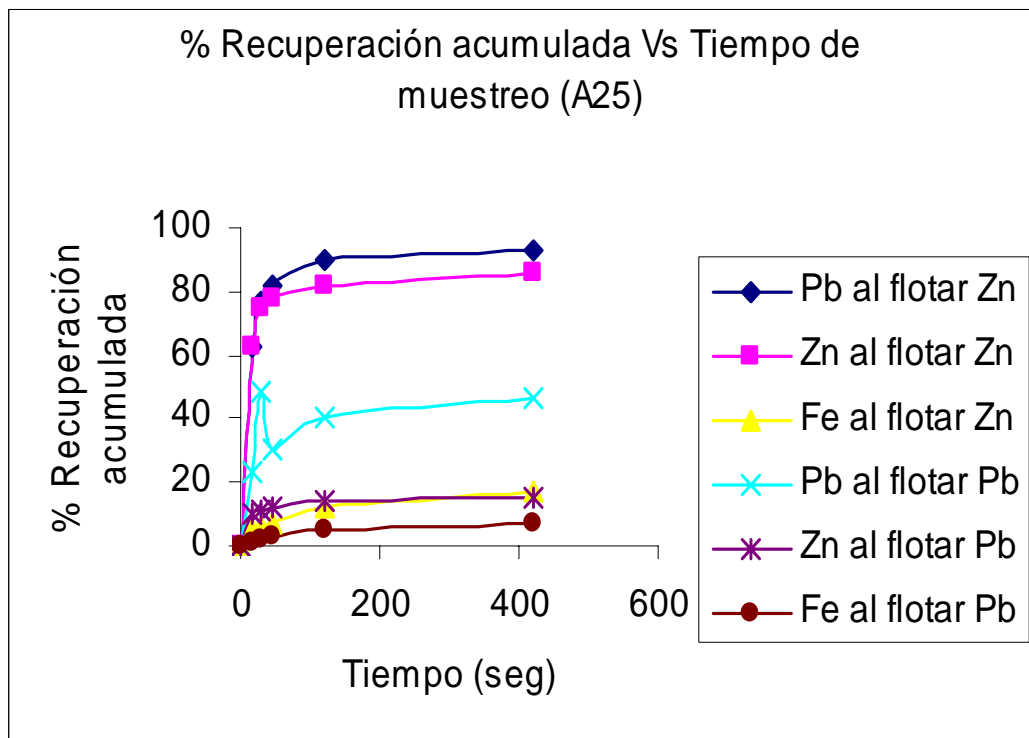
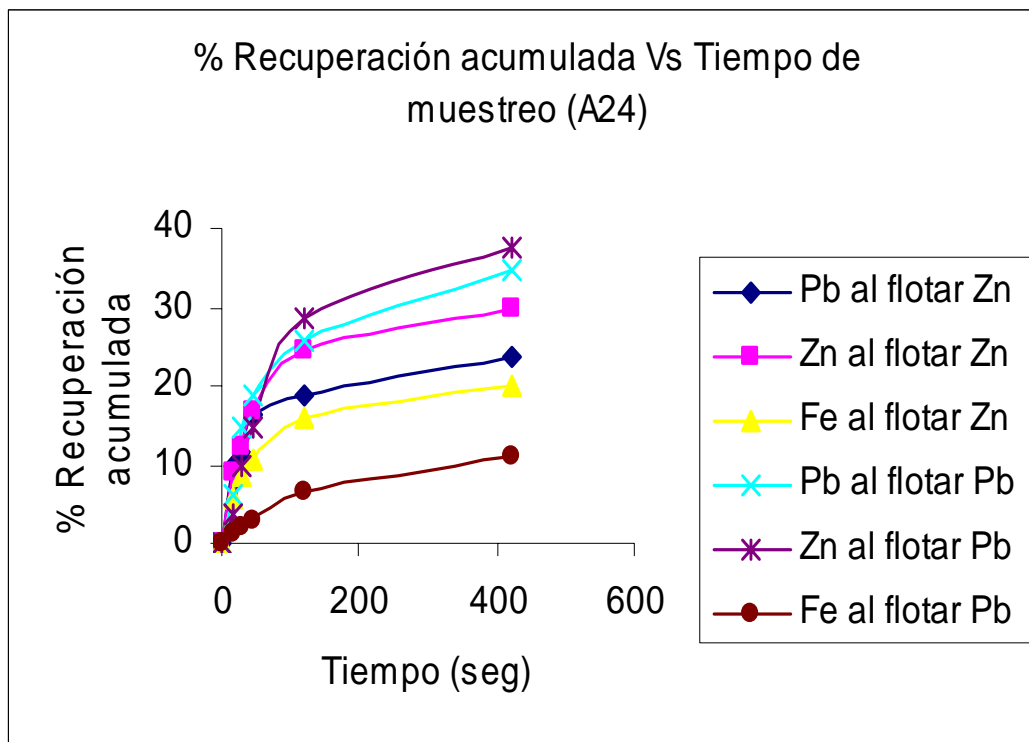
Para el Pb, en la prueba A20 la ausencia de colector se reflejó en las bajas recuperaciones que no superan el 40% en cualquiera de las dos etapas del proceso. Para las pruebas A21, A22, A23 se observó el aumento en la concentración del colector, dando como resultado el aumento en la recuperación del Pb sobre todo en la primera etapa del proceso, llegando a un 90% aproximadamente en los tres casos, lo que podemos tomar como normal ya que en la segunda etapa las recuperaciones son muy bajas, debido a que la mayor parte del mineral en teoría ya se debió flotar en la primera etapa. Se apreció que el depresor no tuvo un efecto marcado sobre la galena.

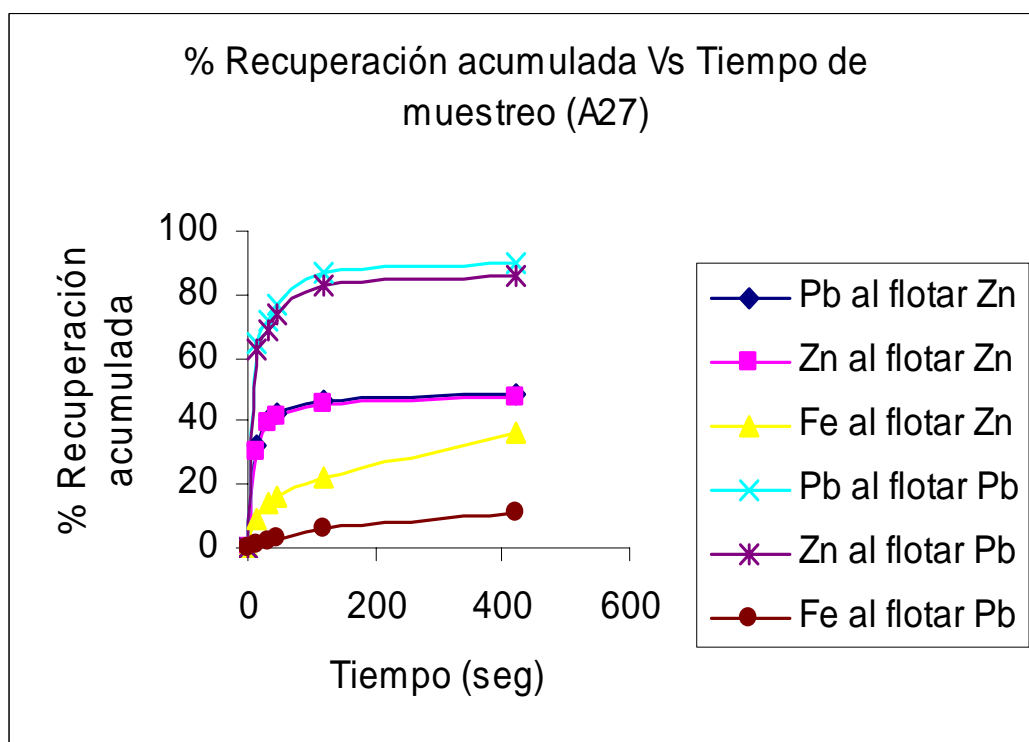
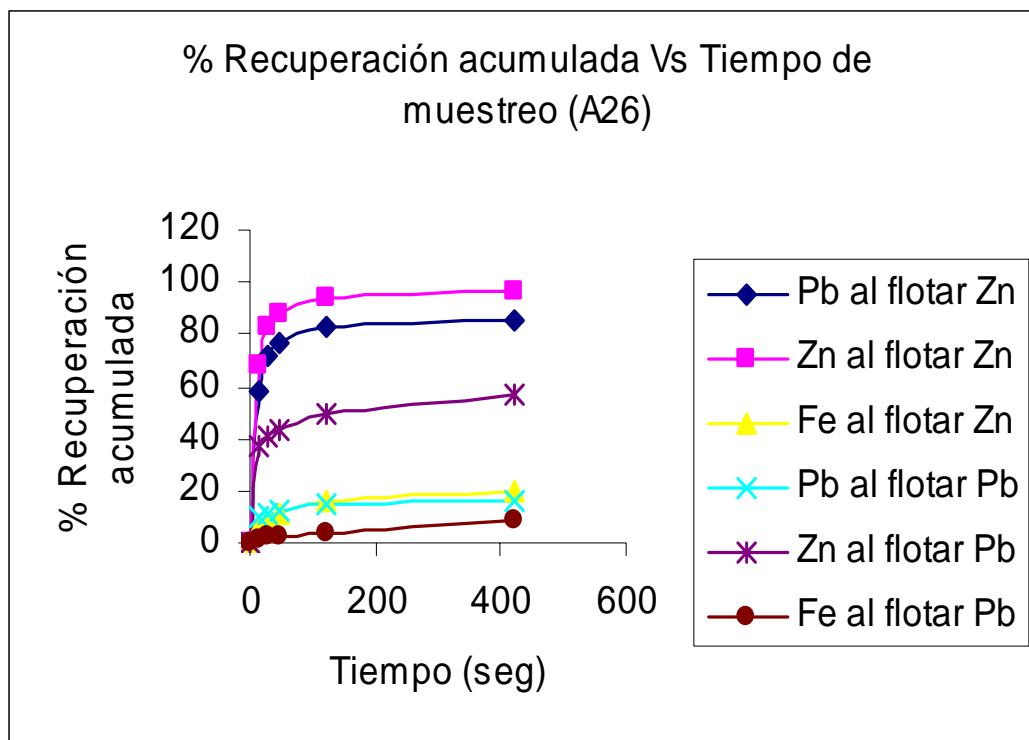
Para el Zn en la prueba A20, se notó que el depresor no tiene mucho efecto sobre él, sumado a que el activador se adiciona antes del mismo, aunque las recuperaciones no son del todo favorecidas ya que sólo se llegan a tener en un 60% para la primera etapa, lo que puede afectar es la ausencia del colector. Para las pruebas A21 y A22 se notó un ligero aumento para las recuperaciones en las dos etapas, esto debido también al aumento en la concentración del colector. Este efecto se notó más en la prueba A23, en la cual la recuperación de Zn aumentó considerablemente en las dos etapas del proceso.

Estas buenas recuperaciones se obtienen a tiempos cortos, es decir a los 120 segundos se están teniendo buenas respuestas de recuperación, lo mismo podemos decir que ocurre con las recuperaciones del Pb.

Las recuperaciones de Fe siguen estando muy bajas, lo que ayudó a tener una mayor recuperación del Zn, ya que como se sabe el Zn en presencia de Fe no presenta buena flotabilidad.

G) Pruebas de la A24 a la A27.





Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A24	5×10^{-4}	30	0	10.6	9.01
A25	5×10^{-4}	30	1×10^{-4}	10.55	9.05
A26	5×10^{-4}	30	6×10^{-4}	10.6	9.08
A27	5×10^{-4}	30	5×10^{-3}	10.6	9.03

Para el Pb, en la prueba A24, se observó que la ausencia de colector afecta demasiado las recuperaciones tanto del Pb como del Zn, al Pb aún más por el aumento en la concentración del depresor, se apreció que la recuperación en la segunda etapa es mayor que en la primera, la explicación es que al cambiar las condiciones de pH al valor de 9, es un rango en el cual se ve muy favorecida la flotación del Pb.

Para las pruebas A25 y A26, a medida que se aumentó la concentración del colector las recuperaciones de Pb aumentan sobre todo en la primera etapa del proceso, indicando con esto que posiblemente el tiempo de acondicionamiento no es el indicado, ya que el depresor no alcanzó a cubrir la superficie de las partículas de Pb, y hace posible su flotación en la primera etapa del proceso, aunque en la prueba A27 la recuperación de Pb en la segunda etapa del proceso es mejor que en la primera, lo que representa el comportamiento deseado, ya que esto significa que el depresor está actuando de manera efectiva y combinado con un acondicionamiento ideal de pH y de tiempo, con lo cual hidróxido de Pb que se forma alcanzó una estabilidad considerable después de aproximadamente 11 ó 12 minutos.

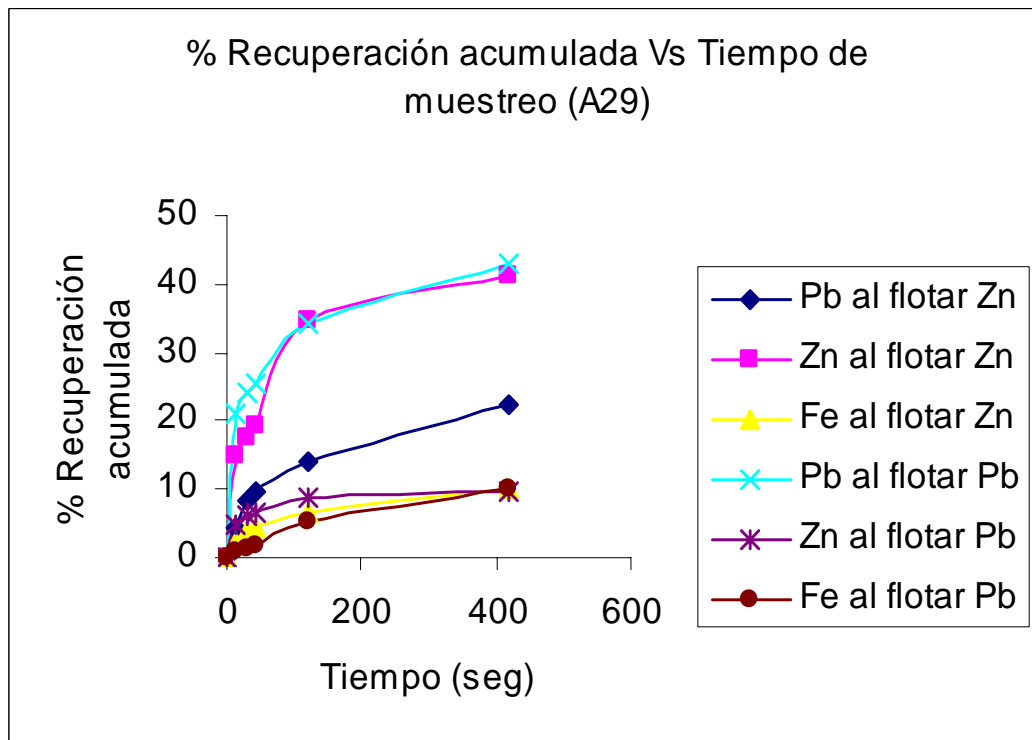
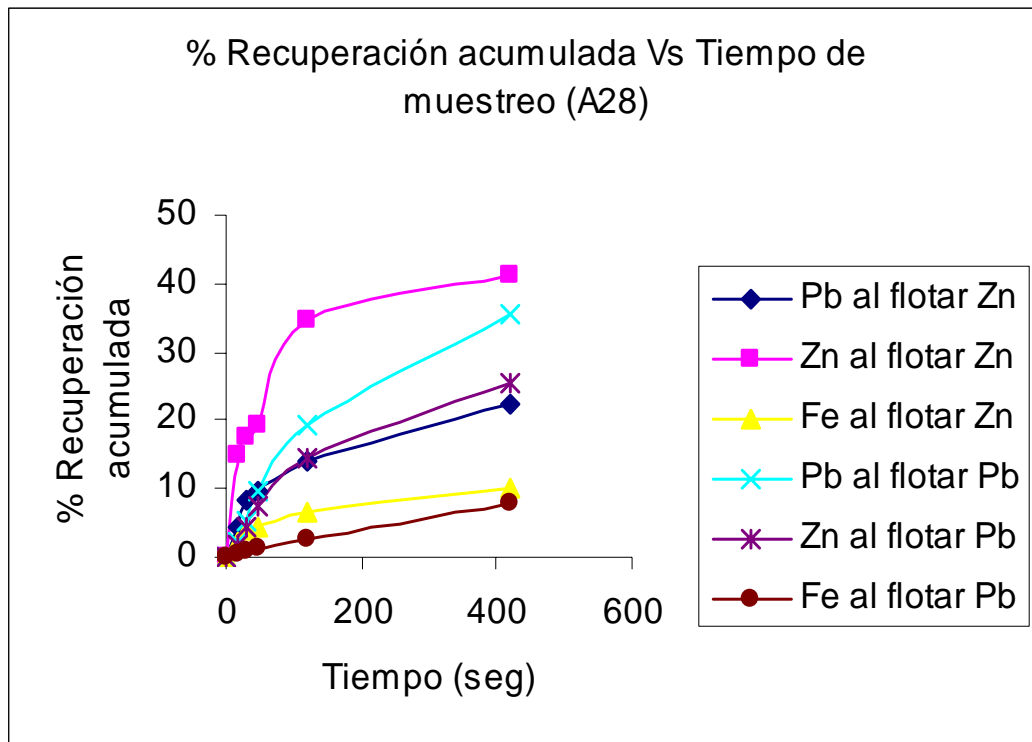
Para el Zn, en la prueba A24 la recuperación aunque no es muy grande, en la segunda etapa del proceso es mejor que para la primera, indica que la esfalerita activada en presencia de galena y de depresor, no es tan afectada por este reactivo y que lo único que requiere para ser flotada es un tiempo de acondicionamiento adecuado.

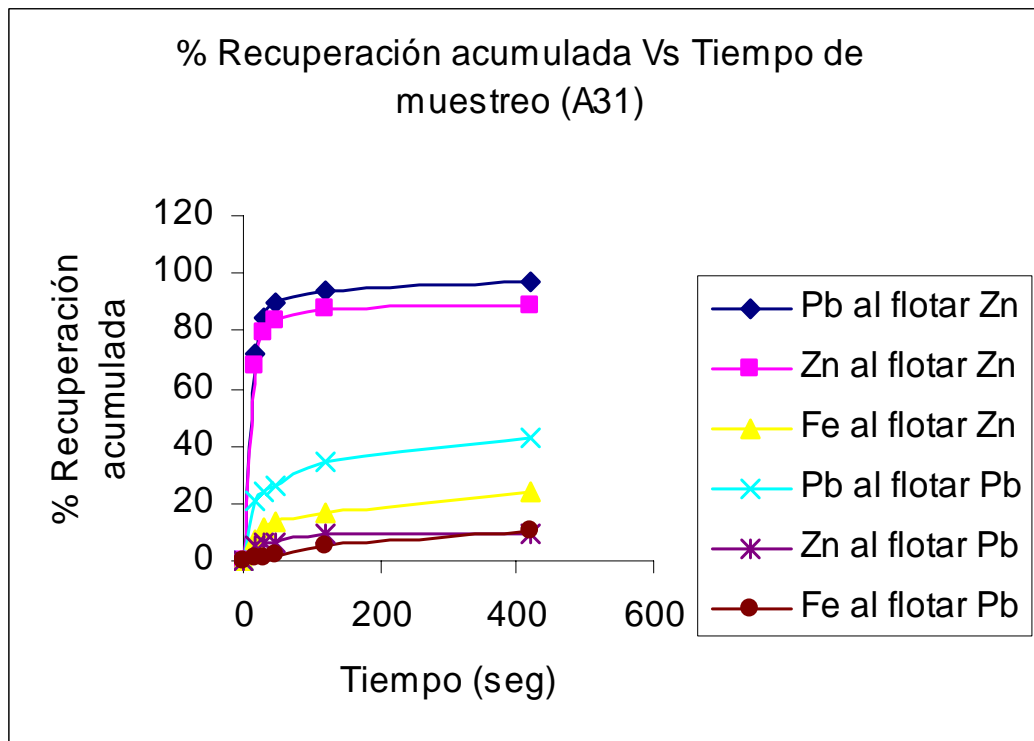
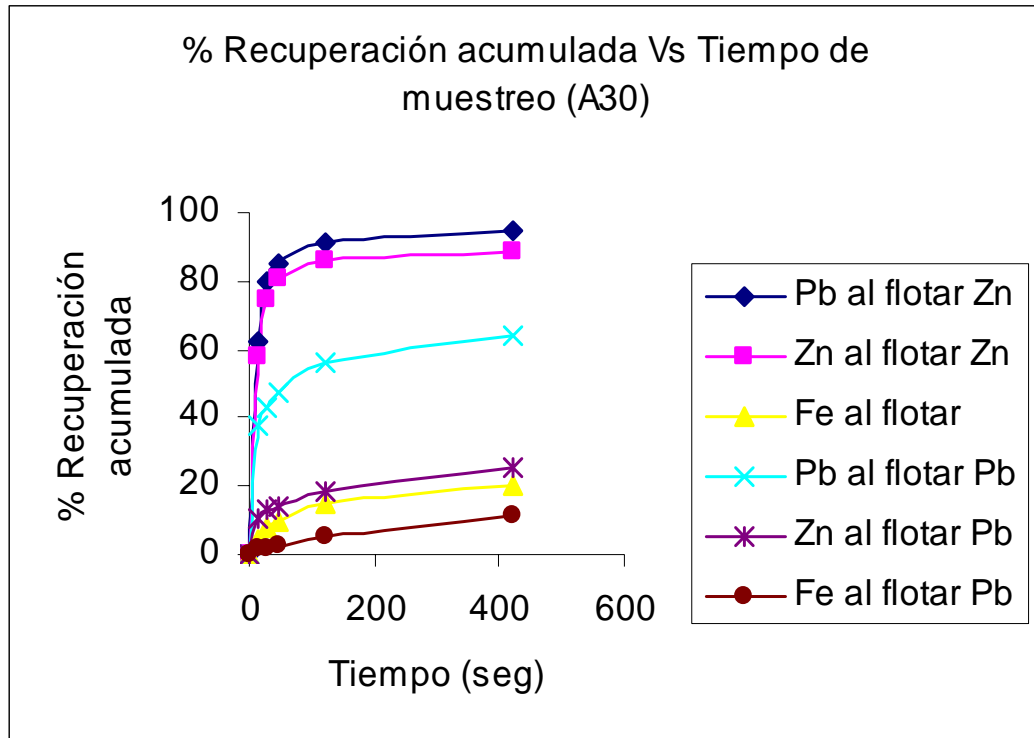
Para el caso del Zn en las pruebas A25 y A26, se notó un aumento considerable en los porcentajes de recuperación, además de que el Zn recuperado en la primera etapa del proceso

se comportó como se esperaba, es mayor en esta etapa que en la segunda y se observó que las recuperaciones de Fe siguen estando bajas, efecto que no se notó en la prueba A27, en esta prueba la recuperación del Zn en la segunda etapa es mayor que en la primera, esto seguramente se debe a que tardó demasiado tiempo en alcanzar una estabilidad considerable el ZnS para poder ser flotado, es aquí en donde juega un papel importante el Fe presente en el mineral, ya que se nota que en esta primera etapa el Fe aumentó su recuperación.

La cinética en la prueba A24 indicó que el tiempo de acondicionamiento en presencia de depresor y ausencia de colector es muy importante, ya que las gráficas muestran que se requiere de un mayor tiempo para que se lleven a cabo por completo las reacciones y se alcance la estabilidad en las recuperaciones, a diferencia de las tres siguientes pruebas para las cuales se nota que el tiempo en el cual se alcanzan a completar las reacciones es de aproximadamente a los 150 minutos, notándose con esto que, después de este tiempo ya no se alteran las recuperaciones.

H) Pruebas de la A28 a la A31.





Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A28	5×10^{-4}	50	0	10.4	8.9
A29	5×10^{-4}	50	1×10^{-4}	10.55	9.05
A30	5×10^{-4}	50	6×10^{-4}	10.6	9.03
A31	5×10^{-4}	50	5×10^{-3}	10.6	9.05

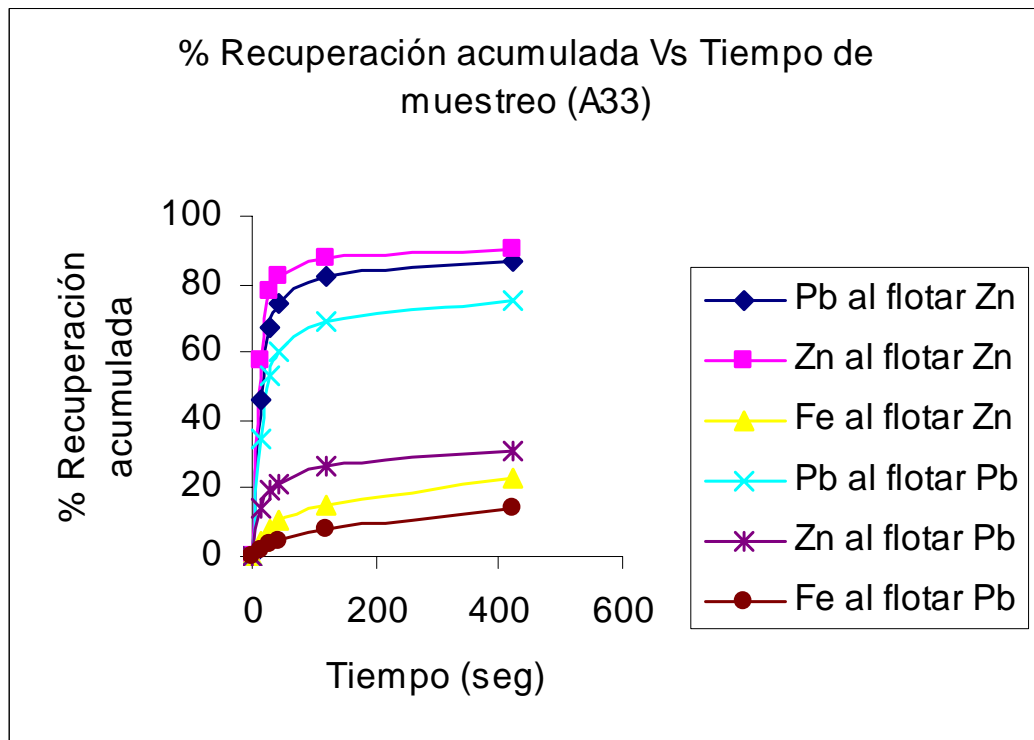
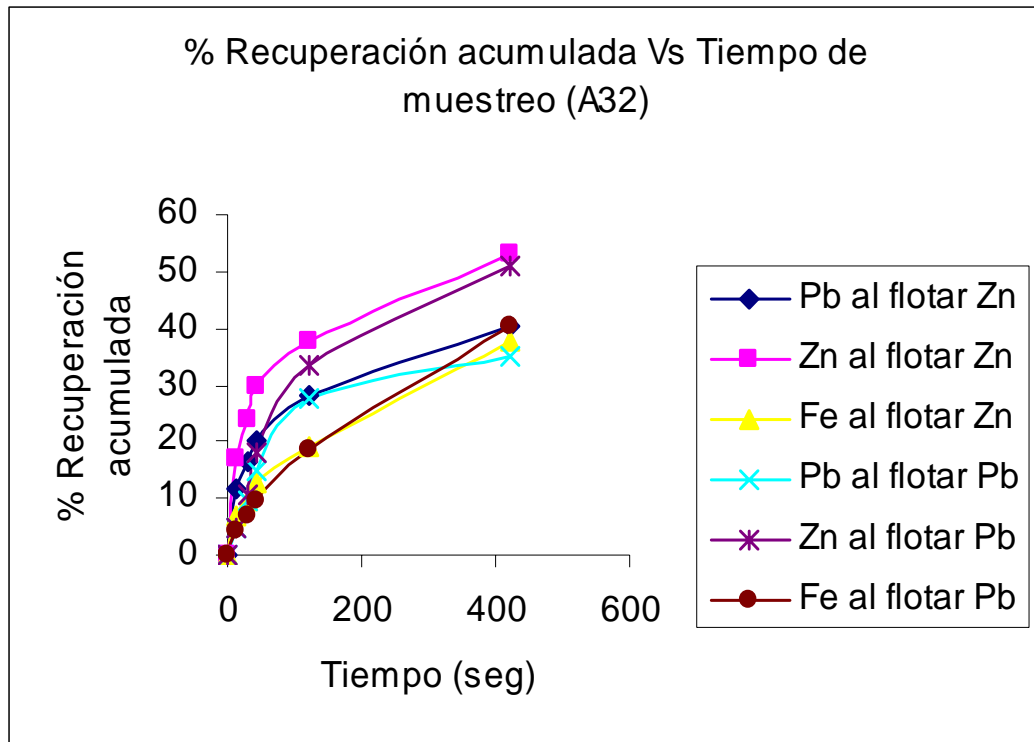
Para el Pb, en este grupo de pruebas es notorio el aumento en la concentración del depresor utilizándose la mayor cantidad de este reactivo [50ppm], en las pruebas A28 y A29 las recuperaciones de Pb son demasiado bajas principalmente en la primera etapa del proceso, en la segunda etapa del proceso estas recuperaciones son un poco más altas, lo que representa el comportamiento ideal, aunque nuevamente en las pruebas A30 y A31 las recuperaciones de la primera etapa son mayores que en la segunda, esto puede ser un indicio de que la concentración del depresor aunque aumentó, sigue siendo insuficiente para deprimir a la totalidad del mineral PbS, aunado a que se encuentra en presencia de ZnS.

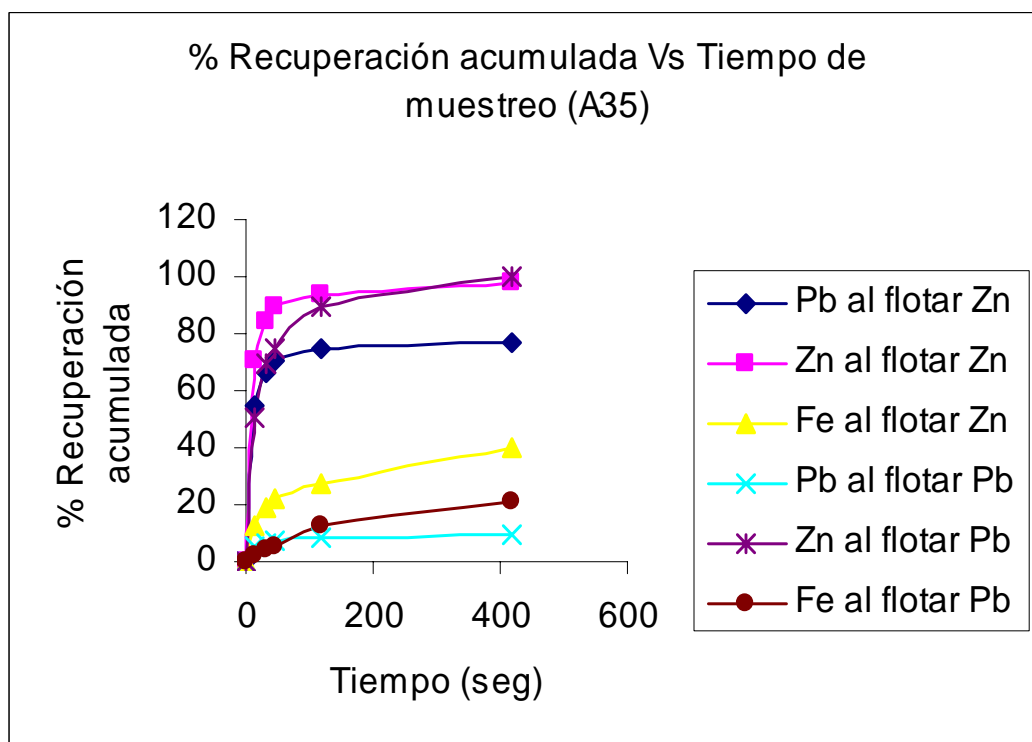
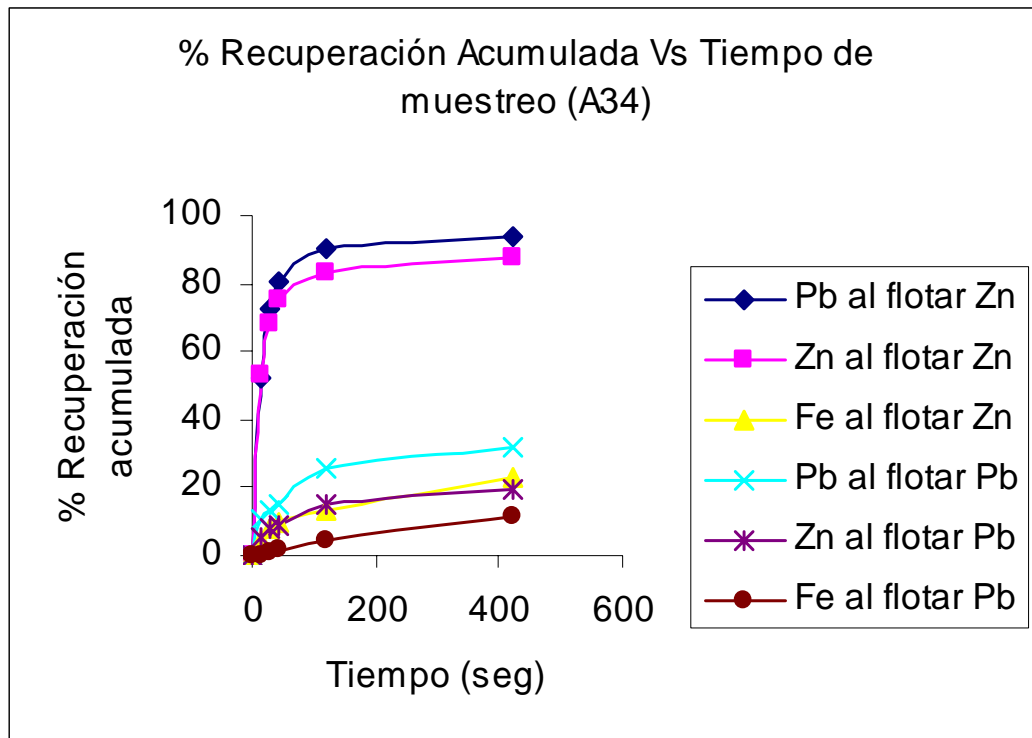
Para el caso del Zn, en las pruebas A28 y A29 es claro que el comportamiento de la esfalerita, en la primera etapa es el mismo, podemos decir que aunque de una prueba a otra sólo varía la concentración del colector, no se apreció con esto un cambio significativo en las recuperaciones estando bajo estas condiciones. Por otro lado, el comportamiento es el esperado, aunque las recuperaciones no son del todo buenas, en la primera etapa del proceso son mayores que en la segunda que es lo esperado.

Las recuperaciones de Fe no son tan altas, esto trae como consecuencia que las recuperaciones de Zn también aumenten, principalmente en las pruebas A30 y A31 primordialmente en la primera etapa aunado a que las concentraciones del colector que también aumentaron.

Se volvió a apreciar que al aumentar la concentración del depresor es necesario que el tiempo de acondicionamiento y condiciones de pH mejoren para llevarse a cabo una flotación con buenas recuperaciones, de lo contrario las recuperaciones obtenidas serán muy bajas, como es el caso de las dos primeras pruebas.

I) Pruebas de la A32 a la A35.





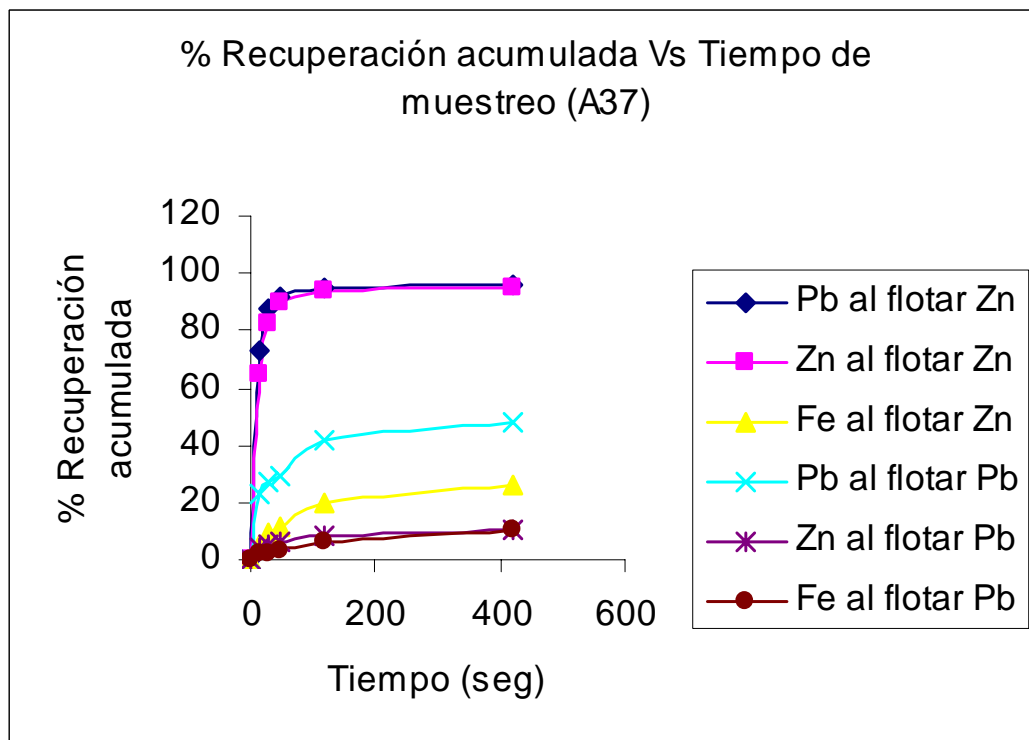
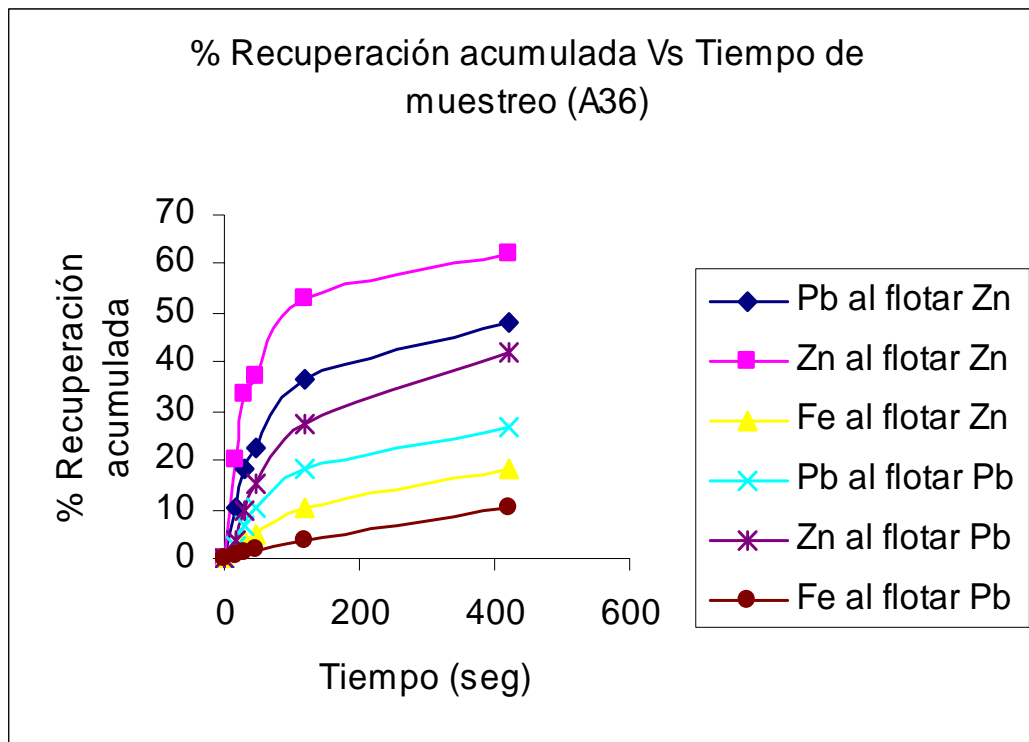
Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A32	1×10^{-3}	0	0	10.5	9.03
A33	1×10^{-3}	0	1×10^{-4}	10.6	8.9
A34	1×10^{-3}	0	6×10^{-4}	10.5	9.05
A35	1×10^{-3}	0	5×10^{-3}	10.45	9.06

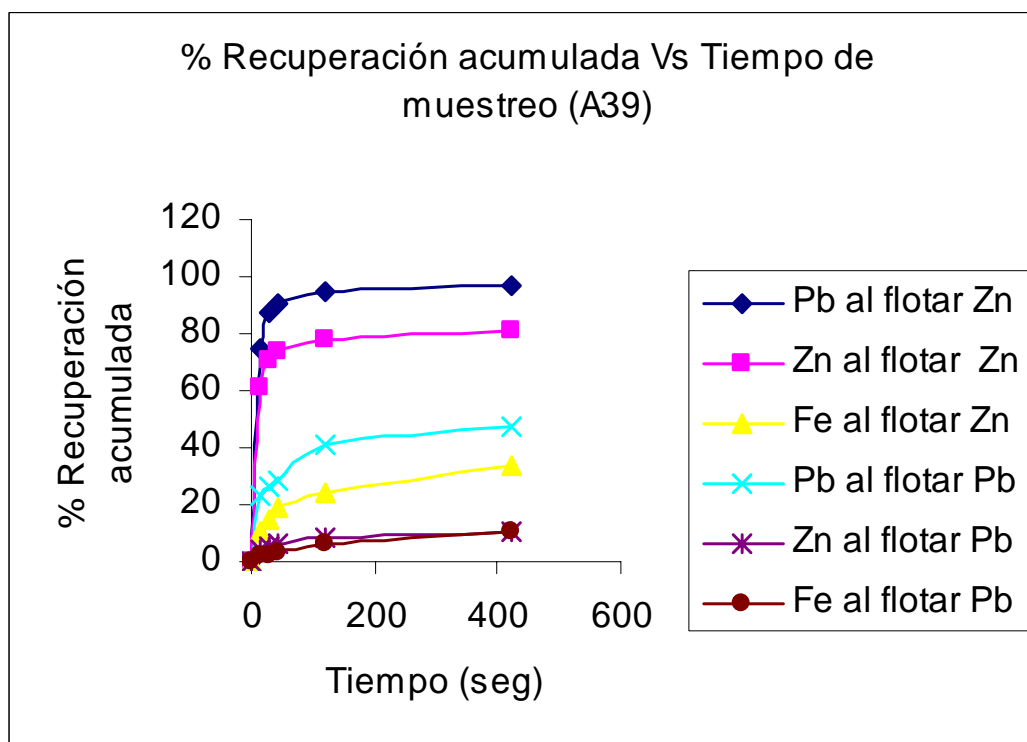
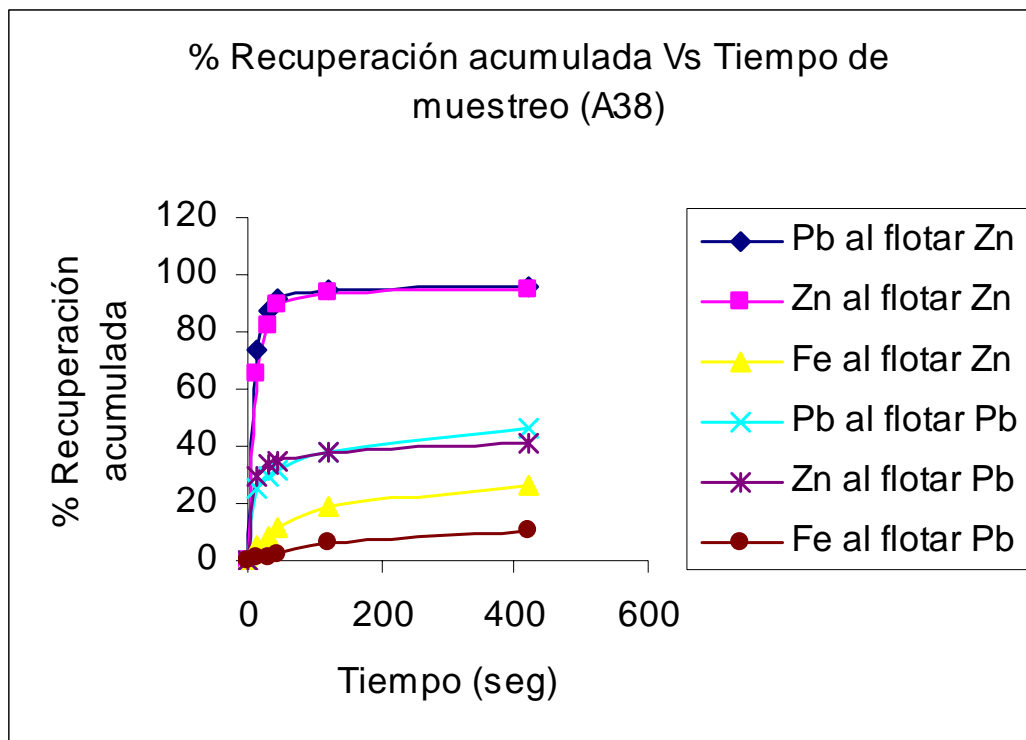
En ésta serie de pruebas no se utilizó depresor, lo que provoca que las recuperaciones de Pb en la mayoría sean muy buenas, para la prueba A32 la recuperación es muy baja ya que en esta prueba tampoco se utilizó colector, es evidente que la parte recuperada se llevó a cabo debido a la propiedad de flotabilidad natural de la galena ayudado con las propiedades colectoras del espumante. En la prueba A33 y A34, las recuperaciones son muy buenas sobre todo en la primera etapa debido a la ausencia de depresor, para la prueba A35 las recuperaciones bajan un poco sobre todo en la segunda etapa, posiblemente se debió al aumento en las recuperaciones tanto del Fe y Zn.

Para el Zn en la prueba A32 el comportamiento es parecido al del Pb, ya que a pesar de la ausencia del colector se encuentra una pequeña parte recuperada debido a que la esfalerita activada adquiere cierta flotabilidad natural. Para las pruebas A33 y A34 el comportamiento es similar entre ellas, las recuperaciones son muy altas en la primera etapa alcanzando hasta un 93% aproximadamente, lo cual contrasta con las recuperaciones del Fe. Para la prueba A37 las recuperaciones en ambas etapas del proceso llegan a ser las mismas, la única diferencia es que en la segunda etapa alcanza ese máximo no tan rápido como la primera, esto se debe a que existe una buena combinación en la concentración de reactivos (colector y activador).

Hablando con respecto a la cinética de las reacciones se notó que al no haber depresor, este tiempo para alcanzar una buena estabilidad es muy corto, sobre todo es más notorio en la primera prueba en donde al mismo tiempo que en la prueba A28, las recuperaciones son mayores.

J) Pruebas de la A36 a la A39.





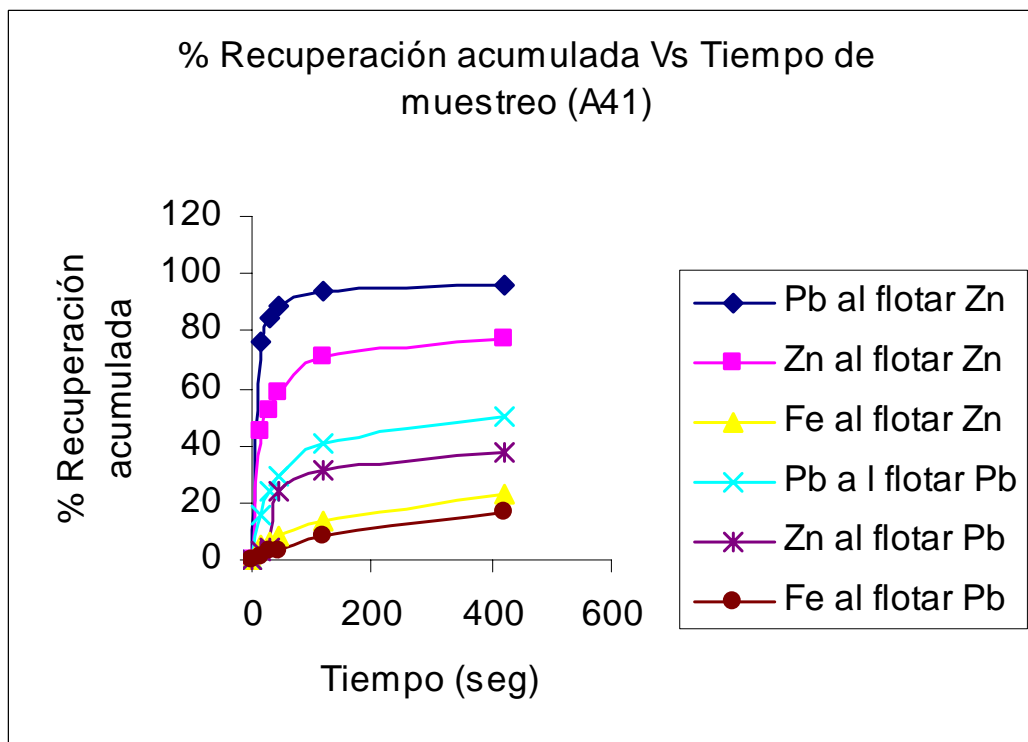
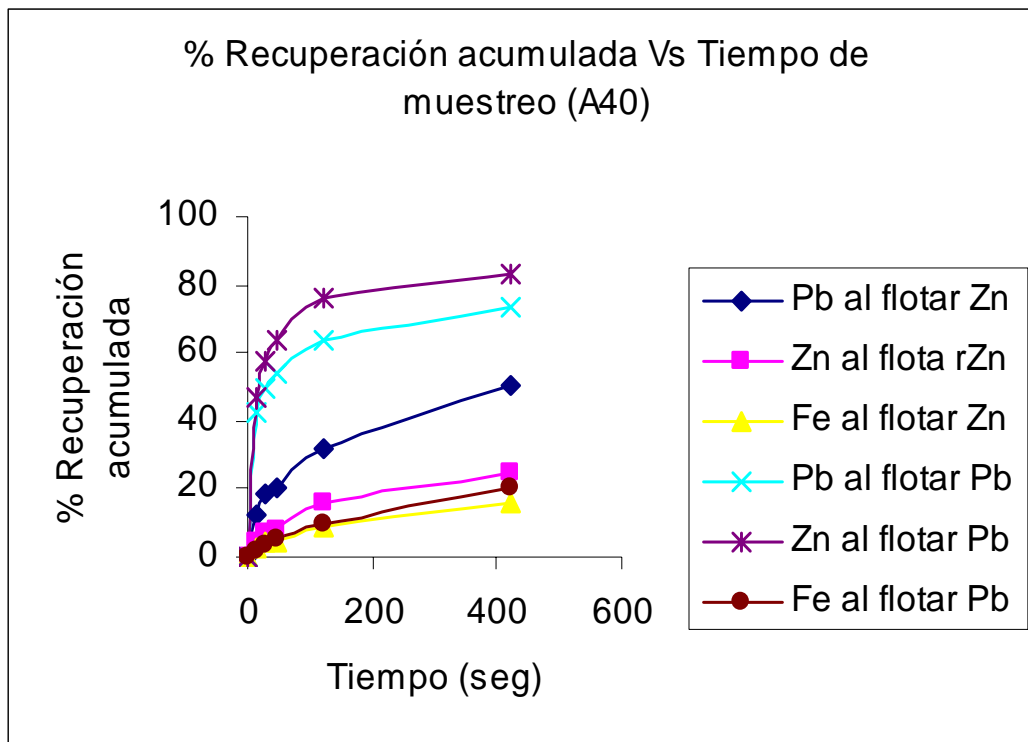
Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A36	1×10^{-3}	20	0	10.49	9.1
A37	1×10^{-3}	20	1×10^{-4}	10.6	8.9
A38	1×10^{-3}	20	6×10^{-4}	10.5	9.01
A39	1×10^{-3}	20	5×10^{-3}	10.6	8.9

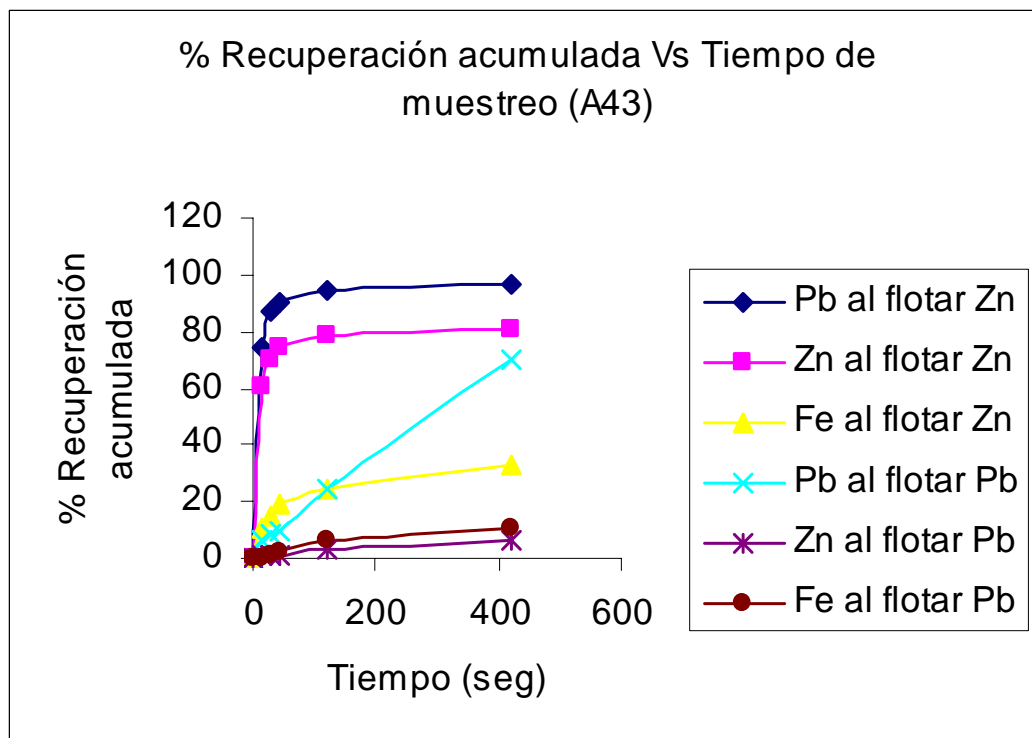
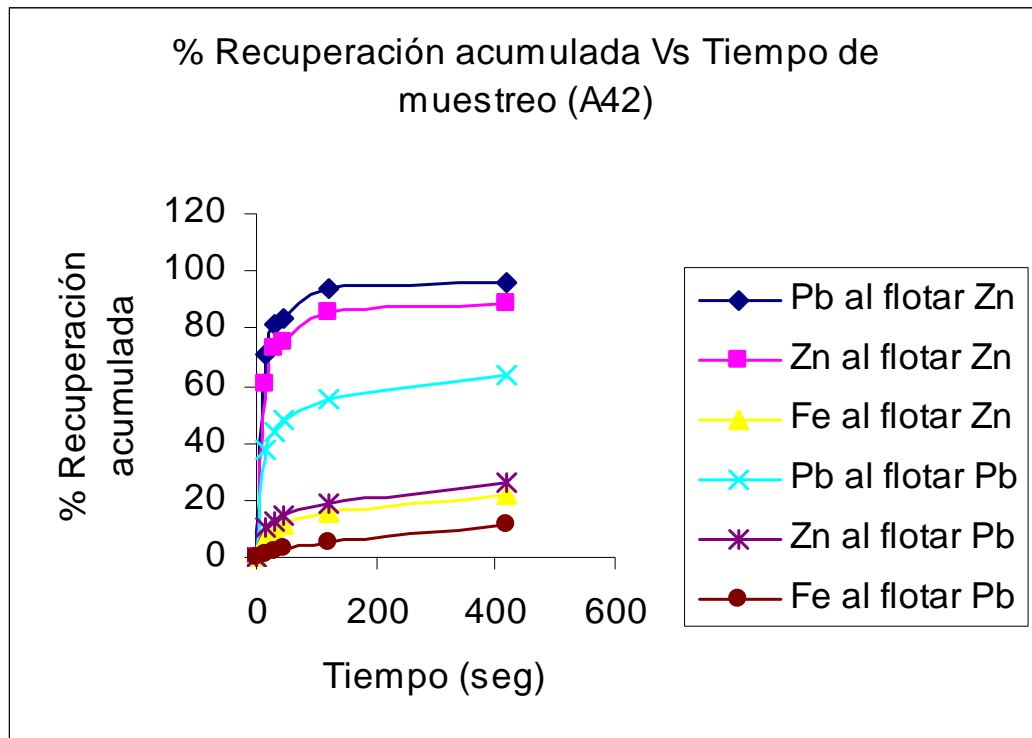
Para el Pb, en la prueba A36, la ausencia de colector y la presencia del depresor se reflejó en las bajas recuperaciones de Pb en ambas etapas del proceso, dichas recuperaciones son principalmente la consecuencia de la flotabilidad natural de la galena y al espumante utilizado (MIBC) que contiene propiedades colectoras, en las siguientes pruebas al aumentar la concentración del colector seguido de las condiciones favorables de pH estas recuperaciones aumentan, se volvió a presentar el mismo efecto de anteriores pruebas, la recuperación de Pb en la primera etapa de la prueba es mayor que en la segunda esto debido a que las condiciones de pH que se manejan en la primera también entran en el rango en el cual es posible flotar al Pb y si tomamos en cuenta que la concentración del depresor no parece ser la óptima, se refleja en recuperaciones altas a un tiempo corto. Las recuperaciones tanto de Zn como de Pb son muy parecidas en la primera parte del proceso, mostrando que el tipo de colector y su concentración, pueden ser considerados los indicados para llevar a cabo este tipo de flotación.

En el caso del Zn se observó que al haber depresor, el Fe también sufre el efecto de éste, dando como resultado que las recuperaciones de Zn sean mayores comparándolas con la serie anterior, a excepción de la prueba A36 estas recuperaciones se llegan a tener en tiempos muy cortos (a los 45 segundos), indicando que el sistema alcanza estabilidad a tiempos muy cortos, debido a que las condiciones de pH, son buenas.

Se observó para el Zn, que en la primera parte de la flotación su recuperación es mayor que en la segunda, indicando que el activador y el colector hacen posible una flotación muy buena en los primeros minutos y recuperando así la mayor cantidad de Zn de manera muy rápida.

K) Pruebas de la A40 a la A43.



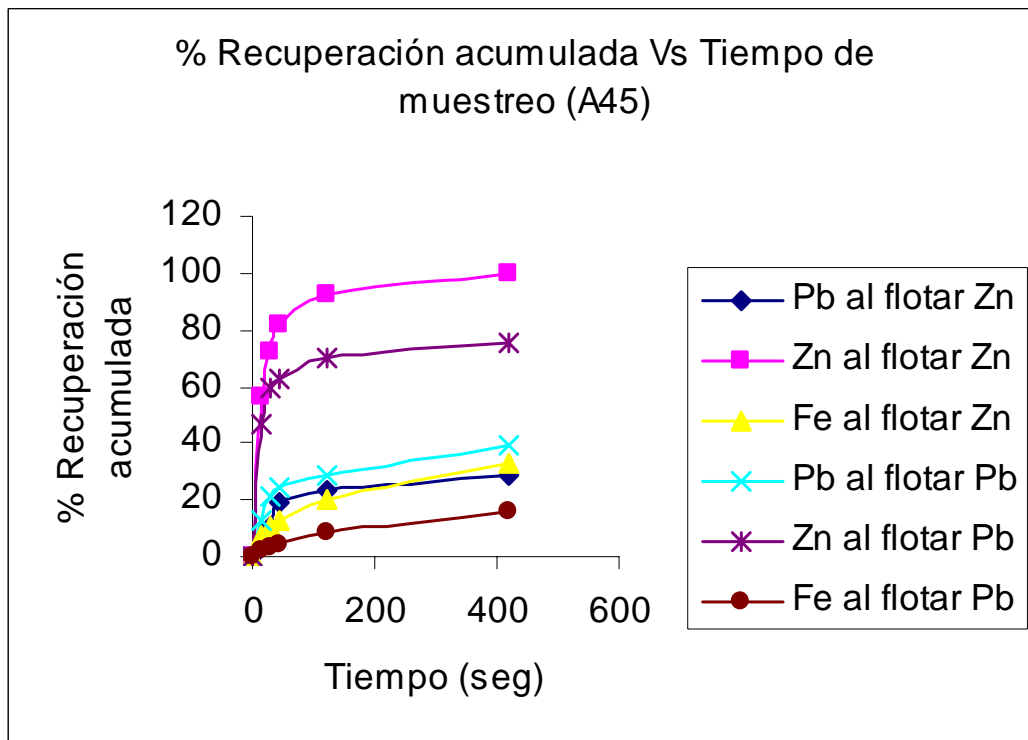
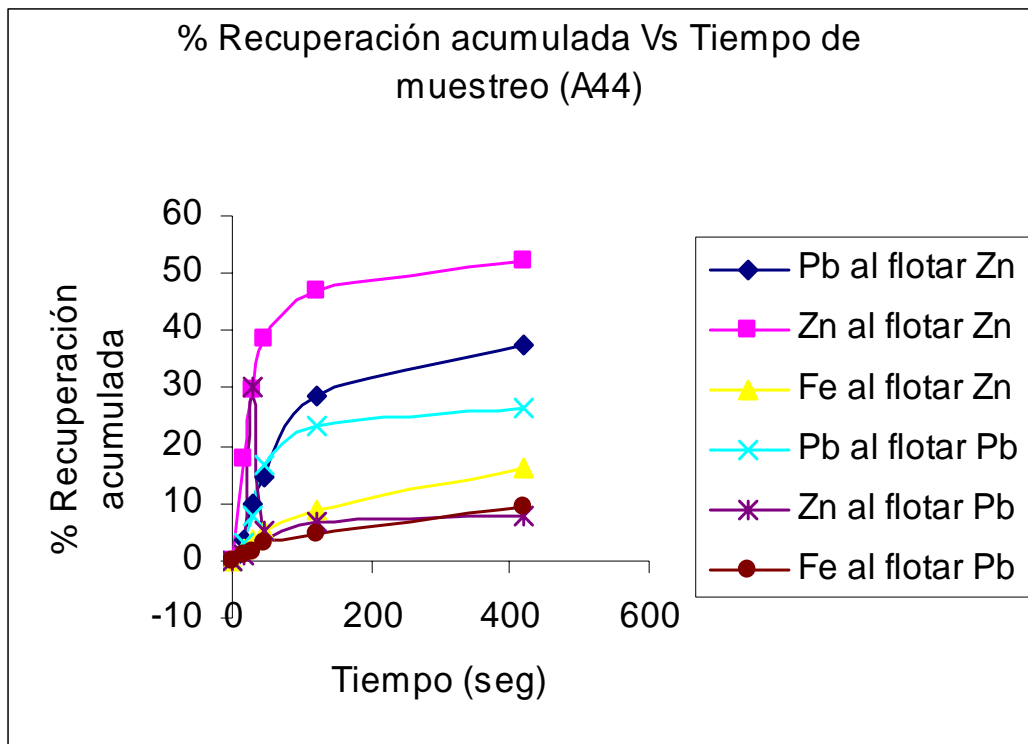


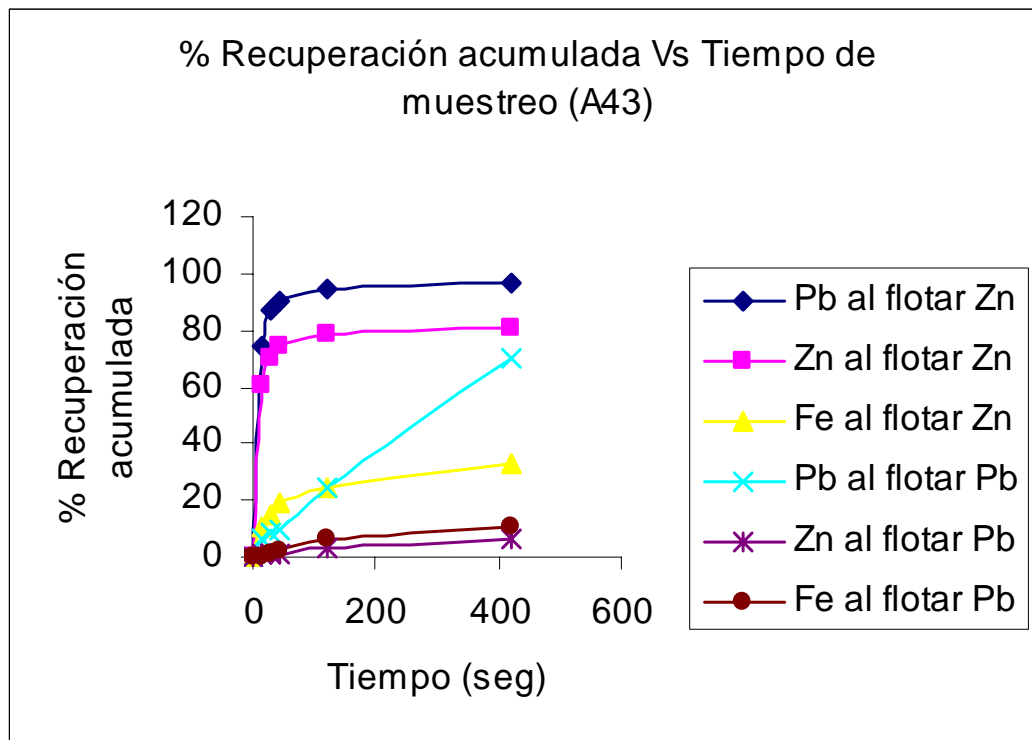
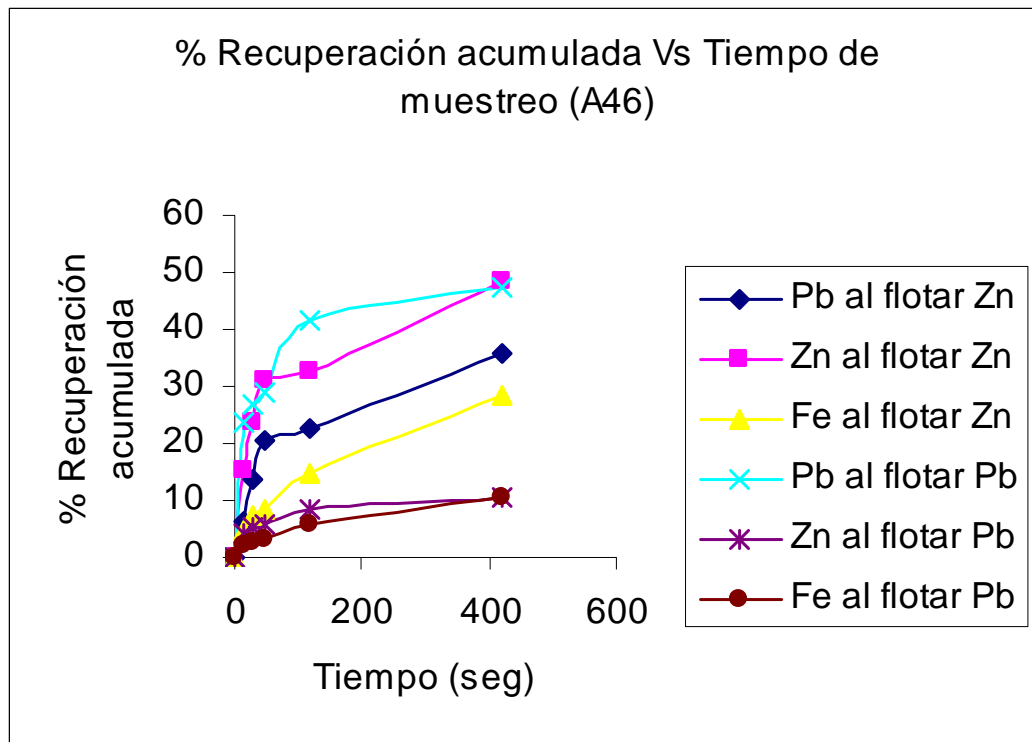
Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A40	1×10^{-3}	30	0	10.55	9.03
A41	1×10^{-3}	30	1×10^{-4}	10.6	9.06
A42	1×10^{-3}	30	6×10^{-4}	10.8	9.05
A43	1×10^{-3}	30	5×10^{-3}	10.45	9.06

El aumento en la concentración del depresor para esta serie de pruebas es muy notorio, ya que al pasar a 30ppm de dextrina, en la prueba A40 la recuperación del Pb en la primera etapa de la flotación es muy baja, aumentando sólo hasta que el tiempo de acondicionamiento aumentó y las condiciones de pH son más favorables y con esto la formación del hidróxido de Pb el cual es más estable haciendo posible la flotación, en las siguientes pruebas se notó el aumento de la concentración del colector, ya que se tuvieron recuperaciones elevadas, sobre todo en la primera etapa del proceso en donde se llegan a tener recuperaciones casi del 100%, también se notó que a partir de los 120 minutos la recuperación se comporta constante con lo cual podemos decir que a este tiempo bien se podría detener la prueba, comportamiento que no se apreció para la segunda etapa de la recuperación de Pb, sobre todo en la prueba A43 ya que se observó que tendrían que pasar más de 420 minutos para que el sistema se estabilice y las recuperaciones mejoren.

Para el Zn en las pruebas a excepción de la prueba A40, el comportamiento es el esperado las recuperaciones en la primera parte son buenas, del mismo modo se notó que después de los 120 minutos la recuperación es constante, asegurando que es en este lapso de tiempo al cual se podría detener el proceso ya que es en donde están las mejores recuperaciones, para la segunda parte, se notó que la concentración iría en aumento si se dejara correr aun más la prueba, sólo que no llegaría a ser mayor al 30%, lo cual no sería una flotación necesaria, nuevamente se vuelve a notar que al momento de aumentar las recuperaciones de Zn, las de Fe son muy bajas, lo cual se puede deber a que el depresor también afecta a la pirita, lo cual ayuda a la flotación más selectiva de la esfalerita.

L) Pruebas de la A 44 a la A47.





Prueba	Concentración de activador. [M]	Concentración de depresor. [ppm]	Concentración de colector. [M]	pH inicial	pH final
A44	1×10^{-3}	50	0	10.55	9.03
A45	1×10^{-3}	50	1×10^{-4}	10.6	9.06
A46	1×10^{-3}	50	6×10^{-4}	10.8	9.05
A47	1×10^{-3}	50	5×10^{-3}	10.45	9.06

Para el Pb, en esta serie de pruebas es evidente el aumento de la concentración del depresor a 50ppm, sobre todo en la primera etapa del proceso, ya que en estas pruebas las recuperaciones pasan del 50%, en la pruebas A45 y A46 en la segunda etapa las recuperaciones aumentan, siendo el comportamiento esperado, indicando cual puede ser la concentración ideal del depresor obviamente al modificar las condiciones de pH, motivo por el cual las recuperaciones crecen en la parte posterior, en estas pruebas se notó que si se hubiera dejado correr aun más de 420 minutos se hubiera alcanzado una mejor recuperación para el Pb.

En el caso del Zn en las pruebas A44 y A45, el comportamiento es el esperado, la recuperación llega a ser buena a tiempos cortos y constante después de los 120 minutos. Para las pruebas A46 y A47, aunque las recuperaciones siguen siendo buenas en la primera parte, se notó que no alcanza estabilidad el sistema, indicando que aunque se aumentó la concentración del colector, se necesita más tiempo para que se lleve a cabo la sustitución de los iones de Zn por los iones de Cu del activador y la flotación sea posible, además al aumentar la concentración de depresor el Pb necesita de una mayor concentración de colector para poder ser flotado, provocando que el colector no sea aprovechado de igual manera por el Zn, se notó en que las recuperaciones de Zn en la segunda parte del proceso son demasiado bajas con respecto a la mayoría de las pruebas anteriores, en las dos primera pruebas A44 y A45 se alcanza cierta estabilidad a los 140 segundos de prueba indicando que no es necesario más tiempo para alcanzar buenas recuperaciones, comportamiento que no se observó en las dos siguientes pruebas A46 y A47, ya que en estas es claro que se necesita más tiempo para que las reacciones se lleven a cabo y la recuperación pueda llegar a un máximo.

4.4 RESULTADOS Y ANÁLISIS GENERALES.

Se observó para el Pb, que la ausencia o presencia del activador no afecta en sus recuperaciones, quien le afecta y de forma importante es la presencia y en grandes concentraciones del depresor, como las pruebas A40 y A44 que se encuentran en presencia de activador con concentraciones de depresor elevadas y aunadas con la ausencia del colector se obtuvieron recuperaciones muy bajas de Pb, indicando con esto que a pesar de que la galena cuenta con una buena flotabilidad natural, esta no es suficiente en presencia de depresor.

Se observó que aunque el rango de pH en el cual el Pb puede ser flotado es amplio (entre 11 y 9) de acuerdo al diagrama de Pourbaix para este elemento, su flotación se ve más favorecida a valores de pH 9 aproximadamente, ya que en las proximidades de este valor es en donde se encuentra una mayor estabilidad para la capa formada de hidróxido de plomo y puede ser flotado aún sin tener la suficiente concentración de colector o de espumante.

En cuanto al Zn, se observó al comparar las recuperaciones de las pruebas en las cuales hay ausencia de activador como la A12 en contra de las cuales hay una buena concentración del mismo como la A45, que la esfalerita activada en presencia de galena y de depresor no es tan afectada por este último y que lo único que requiere es un adecuado tiempo de acondicionamiento así como condiciones óptimas de pH.

Para el Zn es necesario tener un mayor control del pH ya que sus recuperaciones en la segunda etapa del proceso en donde el valor de pH oscilaba entre 9 y 9.5, casi siempre fueron muy bajas indicando que a este valor de pH su flotación no es favorecida, aunado a las diferentes concentraciones de los reactivos y ausencia de activador, por lo cual para poder flotar adecuadamente al Zn se requiere que el sistema tenga un valor de pH entre 10 y 11.

Analizando los resultados obtenidos y comparándolos con los de la literatura podemos mencionar que aunque el orden de adición de los reactivos se realizó de manera adecuada, es muy probable que se hubieran obtenido mejores resultados, si se hubiera flotado primero a la

galena seguida de la esfalerita ya que el depresor no hubiera tenido mucho efecto sobre la primera, ayudando con esto a obtener mejores recuperaciones para ambos minerales.

Se observó también que el efecto del depresor no varía demasiado arriba de las 30 ppm, interpretando con esto que para la cantidad de mineral y las concentraciones de reactivos utilizadas no es necesario aumentar las concentraciones del depresor, ayudando así al ahorro de recursos económicos del proceso y a tener un menor impacto en el medio ambiente por el uso de sustancias químicas.

De manera general para la mayoría de las pruebas podemos comentar que el tiempo de acondicionamiento aplicado fue el suficiente para que el sistema alcanzara estabilidad y las reacciones químicas de sustitución o de adsorción se pudieran completar, dando con esto altas recuperaciones para cada mineral, por supuesto este efecto no se observó en las pruebas en las cuales se tenía la ausencia del colector o del activador.

A través del análisis de los datos obtenidos en este trabajo, podemos resaltar la dificultad que tiene el trabajar este método de separación para una mena compleja, sobre todo cuando se desea separar a más de un mineral por lo que debemos tomar en cuenta las condiciones de operación ideales para cada componente.

CAPÍTULO V
CONCLUSIONES

CONCLUSIONES

- En cuanto al Zn, se concluye que en presencia de depresor y ausencia de activador, las recuperaciones no son favorecidas indicando que el depresor también actúa sobre el Zn, aunque no tanto como sobre la galena. Se comprobó la necesidad de contar con un reactivo activador para que se lleve a cabo una buena flotación de la esfalerita.
- La esfalerita activada y en presencia de galena, no sufre un efecto marcado del depresor, en un rango de pH entre 9.0 y 9.6 las recuperaciones casi siempre fueron bajas, por lo cual se requiere que el proceso se lleve a cabo a un valor de pH entre 10 y 11.
- El proceso de flotación del Pb no se ve afectado por el activador, pero si por la dextrina y en grandes concentraciones. El rango de pH en el cual el Pb puede ser flotado se encuentra entre 9.0 y 9.5.
- La concentración ideal de colector para poder flotar al Pb es de $6 \cdot 10^{-4} \text{M}$ en combinación con una concentración de depresor no mayor a 30 ppm.
- La concentración ideal de activador es la de $5 \cdot 10^{-4} \text{M}$, combinada con una concentración de colector de $6 \cdot 10^{-4} \text{M}$ y una de depresor cuando más de 30 ppm.
- Para el depresor se concluye que la concentración a la que se obtuvieron mejores resultados es a la de 30 ppm, aunque se trabajó a concentraciones mayores no se observó una variación importante en los resultados
- En las pruebas donde no hubo colector, el tiempo de acondicionamiento debe de ser más prolongado, de igual manera en las pruebas en donde no hubo activador esto con el fin de que el sistema alcance una estabilidad en las especies formadas y logremos recuperaciones altas.

APÉNDICE I

A continuación se presentan los datos con los cuales se realizaron los gráficos mostrados en el capítulo IV y los cálculos que se realizaron para obtener esos datos.

Para simplificar el manejo de datos se maneja la siguiente simbología:

α = peso en gramos de la muestra flotada para cada lapso de tiempo en cada una de las pruebas.

β = % ley para cada muestra y lapso de tiempo analizado en el laboratorio.

χ = contenido metálico para cada componente en cada una de las pruebas y lapsos de tiempo.

δ = contenido metálico total de un elemento en toda una prueba.

ε = contenido metálico de las colas de Zn.

ϕ = % de recuperación total para cada uno de los elementos en cada prueba y lapsos de tiempo.

γ = % de recuperación en la alimentación del Pb en cada prueba y lapso de tiempo.

CALCULOS

1) De las flotaciones realizadas se obtuvo el peso para cada mineral en cada lapso de tiempo y cada etapa, en cada una de las muestras.

2) De los análisis cuantitativos realizados se obtuvo el % ley para cada componente, cabe mencionar que los valores reportados por el laboratorio tiene una incertidumbre del 2%, dicho valor es el resultado de un promedio de tres mediciones que realiza en automático el equipo utilizado, por supuesto antes de realizar los análisis se llevó a cabo la calibración del equipo.

3) El contenido metálico: $\frac{\alpha * \beta}{100}$

4) El % de recuperaciones totales: $\frac{\chi * 100}{\delta}$

5) El % de recuperación en la alimentación del Pb: $\frac{\chi * 100}{\varepsilon}$

6) El % de recuperación acumulada es la suma de las recuperaciones totales para cada elemento, en cada prueba y lapso de tiempo.

A continuación se muestran tres ejemplos de los cálculos realizados.

Prueba A 3				Leyes	Contenidos metálicos				
	Peso (g)	% Peso	% Pb	% Zn	% Fe	Pb	Zn	Fe	
0									
15Zn	29.45	15.6774022	15.67	19.32	4.27	4.61568858	5.68939154	1.25882416	
30Zn	6.8	3.6199095	6.92	13.39	6.01	0.47050505	0.91078788	0.40868687	
45Zn	4.4	2.34229438	6.18	17.36	12.63	0.27173996	0.76373231	0.55563671	
120Zn	15.89	8.45887676	1.96	10.55	8.66	0.31159902	1.67612371	1.37568644	
390Zn	20.88	11.1152515	0.61	3.55	10.76	0.1270422	0.74196742	2.24680275	
15Pb	1.3	0.69204152	1.42	9.63	10.31	0.01850095	0.12517742	0.13398387	
30Pb	0.5	0.26616982	0.65	6.81	10.61	0.00324427	0.03406489	0.05304389	
45Pb	0.5	0.26616982	0.67	5.81	7.02	0.0033517	0.02903581	0.03512397	
120Pb	4.7	2.50199627	0.34	2.68	8.70	0.0157804	0.12615789	0.40892559	
390Pb	9.4	5.00399255	0.18	8.72	8.33	0.01735666	0.81996501	0.78269388	
Colas finales	94.03	50.0558957	0.18	1.89	19.85	0.17026008	1.77612222	18.669018	
Colas Zn	110.43	58.7862656	0.20691303	2.63562732	18.1859904	0.22849406	2.91052325	20.0827892	
Alimentación calculada	187.85	100	3.20738295	6.75673468	13.8027289	6.02506887	12.6925261	25.9284261	
Alimentación usada	200								

% de Recuperaciones totales			% Recuperación / Alimentación Pb			% Recuperación acumulada		
Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
						0	0	0
76.6080633	44.8247377	4.85499641				76.60806332	44.82473772	4.85499641
7.80912319	7.17578102	1.57621163				84.42	52.00	6.43
4.51015528	6.01718135	2.14296351				88.93	58.02	8.57
5.17170892	13.2055959	5.30570745				94.10	71.22	13.88
2.1085601	5.84570331	8.6654035				96.21	77.07	22.55
0.30706618	0.98622936	0.5167451	8.09690575	4.30085619	0.66715768	8.096905755	4.300856191	0.66715768
0.05384627	0.26838539	0.20457814	1.41985083	1.17040417	0.26412613	9.51675658	5.471260362	0.93128381
0.05562922	0.22876307	0.13546509	1.46686474	0.99761487	0.17489586	10.98362132	6.46887523	1.10617967
0.26191235	0.99395419	1.57713232	6.90626234	4.33454345	2.03619918	17.88988366	10.80341868	3.14237885
0.288074	6.46021925	3.01867099	7.59610857	28.1724262	3.89733651	25.48599223	38.97584488	7.03971536
2.82586118	13.9934494	72.0021258	74.5140078	61.0241551	92.9602846			
3.79238919	22.9310007	77.4547175	100	100	100			
100	100	100						

Leyes	Contenidos metálicos
-------	----------------------

Prueba A 23	Peso (g)	% Peso	% Pb	% Zn	% Fe	Pb	Zn	Fe
0								
15Zn	32.6	16.3073383	11.01	10.78	4.59	3.59027074	3.51396681	1.49561397
30Zn	8.3	4.15186834	7.33	6.34	6.69	0.60828767	0.52601859	0.55501174
45Zn	4.7	2.35105798	5.67	5.65	6.52	0.26633333	0.26561351	0.30664324
120Zn	9.01	4.50702816	3.50	3.68	7.66	0.31565351	0.33169634	0.68992839
390Zn	16.4	8.20369166	0.76	0.72	8.58	0.12400756	0.11858223	1.4071758
15Pb	3.2	1.60072032	0.80	0.95	8.99	0.02564559	0.03051825	0.28774354
30Pb	1.5	0.75033765	0.67	0.55	9.27	0.01007905	0.00831522	0.13909091
45Pb	1.5	0.75033765	0.31	0.34	9.53	0.0045977	0.00512931	0.14288793
120Pb	5	2.50112551	0.29	0.20	10.61	0.01457726	0.00991254	0.5303207
390Pb	10.1	5.05227352	0.17	0.00	9.76	0.01766764	0	0.98614869
Colas finales	107.6	53.8242209	0.12	0.00	10.39	0.13416459	0	11.1759102
Colas Zn	128.9	64.4790156	0.16038156	0.04179621	10.2886749	0.20673183	0.05387532	13.262102
Alimentación calculada	199.91	100	2.55679288	2.40595909	8.86222558	5.11128465	4.80975281	17.7164752
Alimentación usada	200							

% de Recuperaciones totales			% Recuperación / Alimentación Pb			% Recuperación acumulada		
Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
						0	0	0
70.2420426	73.0591977	8.44193871				70.24	73.05919767	8.44193871
11.9008764	10.9364995	3.1327436				82.14	83.99569715	11.5746823
5.21069264	5.52239427	1.73083664				87.35	89.51809142	13.305519
6.17561992	6.89632827	3.89427573				93.53	96.41441969	17.1997947
2.42615252	2.46545374	7.94275267				95.96	98.87987344	25.1425474
0.50174455	0.63450776	1.62415798	12.405246	56.6460771	2.16966771	12.40524597	56.64607714	2.16966771
0.19719214	0.17288243	0.78509358	4.87542307	15.4341869	1.04878479	17.28066904	72.08026401	3.2184525
0.08995197	0.10664395	0.80652573	2.22399285	9.52070531	1.07741541	19.50466189	81.60096932	4.29586791
0.28519757	0.20609243	2.99337591	7.05128929	18.3990307	3.99876807	26.55595118	100	8.29463598
0.34565945	0	5.56628042	8.54616262	0	7.43584002	35.10211381	100	15.730476
2.62487022	0	63.082019	64.8978862	0	84.269524			
4.04461589	1.12012656	74.8574526	100	100	100			
100	100	100	2472.42267					

	Leyes	Contenidos metálicos
--	-------	----------------------

Prueba A 34	Peso (g)	% Peso	% Pb	% Zn	% Fe	Pb	Zn	Fe
0								
15Zn	24.5	12.5063808	10.97	11.50	3.00	2.68737024	2.8175	0.735
30Zn	12.2	6.22766718	8.53	6.66	4.13	1.04042318	0.81280957	0.50371297
45Zn	5.3	2.70546197	7.64	6.88	4.83	0.40472727	0.364711	0.25607368
120Zn	9.4	4.79836651	5.06	4.51	6.06	0.47536122	0.42380418	0.56962928
390Zn	20.1	10.2603369	1.03	1.24	7.75	0.20625	0.248625	1.5586875
15Pb	0.8	0.40837162	4.07	4.19	6.58	0.03258126	0.03354493	0.05265774
30Pb	0.8	0.40837162	1.06	2.18	6.75	0.00846222	0.017408	0.05403733
45Pb	0.8	0.40837162	0.95	1.00	6.70	0.00760784	0.008	0.0536
120Pb	4.7	2.39918326	0.66	0.84	7.53	0.03104587	0.03958349	0.35405229
390Pb	11.7	5.97243492	0.21	0.24	7.60	0.02507922	0.02780522	0.88976701
Colas finales	105.6	53.9050536	0.20	0.49	10.06	0.21010381	0.51247059	10.6221176
Colas Zn	124.4	63.5017866	0.25311915	0.51351465	9.66738909	0.31488022	0.63881223	12.026232
Alimentación calculada	195.9	100	2.61817873	2.70865849	7.98843056	5.12901214	5.30626198	15.6493355
Alimentación usada	200							

% de Recuperaciones totales			% Recuperación / Alimentación Pb			% Recuperación acumulada		
Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
						0	0	0
52.3954744	53.0976422	4.69668506				52.40	53.09764218	4.69668506
20.2850599	15.3179314	3.21874991				72.68	68.41557353	7.91543497
7.89094005	6.87321896	1.63632306				80.57	75.28879249	9.55175803
9.26808524	7.9868688	3.63995825				89.84	83.27566129	13.1917163
4.02124219	4.68550179	9.96008747				93.86	87.96116308	23.1518037
0.63523464	0.63217635	0.33648549	10.3471922	5.25114137	0.43785737	10.34719225	5.251141366	0.43785737
0.16498737	0.32806522	0.34530114	2.68744164	2.72505742	0.44932888	13.03463389	7.976198789	0.88718625
0.1483296	0.15076527	0.34250656	2.41610701	1.25232418	0.44569238	15.45074091	9.228522972	1.33287863
0.60529924	0.74597685	2.26241104	9.85958132	6.19641964	2.94400019	25.31032222	15.42494261	4.27687882
0.48896779	0.52400766	5.68565362	7.96468478	4.35264352	7.39855182	33.27500701	19.77758613	11.6754306
4.09637959	9.65784558	67.8758384	66.724993	80.2224139	88.3245694			
6.13919823	12.0388369	76.8481963	100	100	100			
100	100	100						

CAPÍTULO VI
BIBLIOGRAFÍA

BIBLIOGRAFÍA

1. Cyanamid Canada Inc, Mining Chemicals Handbook, Minerals Dressing Notes No.26, pp 32 – 38, 1989, Ontario Canada.
2. Arthur W. Adamson, Physical Chemistry of Surface, Third Edition, Chapter XI, pp .459 – 486, 1992, Pennsylvania USA.
3. Marcel Pourbaix, Atlas of Electrochemical, equilibria in aqueous solutions, pp. 385 – 390, 486, 407 – 413, 486 – 492, 1975, Madrid España.
4. Errol G.Kelly and David J. Spottiswood, Introduction to Mineral Processing, pp. 310 – 319, 1986, Quebec Canada.
5. Peter Hayes, Process Principles in Minerals and Materials Production, pp. 102 – 113, 1979, Oxford.
6. Ronald Rousseau, Handbook of Separation Process Technology, Chapter 16, pp. 775 – 799, 1991, Poland.
7. Wills B.A. “Mineral Processing Technology”, Pergamon Press, Capítulo 12 pp. 345 – 419, 1988, Oxford.
8. Januz S. Laskowski, Activation in Flotation Circuits, Mining Department, University of British Columbia Canada.
9. R.K. Rath and S. Subramanian, Selective Separation of Mica From Galena Using Dextrin, Department of Metallurgy, Indian Institute of Science, India 1997.
10. M.S. Morey, S.R. Grano, J. Ralston C.A. Prestidge and B. Verity, The Electrochemistry of Pb Activated Sphalerite in Relation to Flotation, Minerals Engineering Vol.14, No.9, pp. 1009 – 1017, Australia 2001.

11. S. Song, A. Lopez Valdivieso, J.L. Reyes – Bahena and C. Lara Valenzuela, Flocculation of Galena and Sphalerite Fines, Minerals Engineering, Vol. 14, No. 1, pp. 87-98, México 2001.
12. M. Barbaro and L. Piga, Comparison of Pb-Zn Selective Collector Using Statistical Methods, Minerals Engineering, Vol.12, No. 4, pp. 355-366, Italy 1999.
13. G.A. Nyamekye and J.S. Laskowsky, Adsorption and Electrokinetic Studies on the Dextrin-Sulfide Mineral Interactions, Journal and Colloid and Interface Science, 157, pp. 160-167, Canada 1993.
14. Bronoslaw Janczuk, Anna Zdziennicka, Wieslaw Wójcik, Influence of Ethyl Xanthate on the Wettability and Surface Free Energy of Galena, Applied Surface Science, 120, pp. 35-42, Poland 1997.
15. Qi Liu and J.S. Laskowsky, The Interaction between Dextrin and Metal Hydroxides in Aqueous Solutions, Journal of Colloid and Interface Science, Vol. 130 No. 1, pp. 101 – 111, Canada 1989.
16. J.S. Laskowsky, Q. Liu and Y Zhan, Sphalerite Activation: Flotation and Electrokinetic Studies, Minerals Engineering, Vol. 10, No.8, pp. 787-802, Canada 1997.
17. A. Boulton , D. Fornasiero and J. Ralston, Depression of Iron Sulphide Flotation in Zinc Roughers, Minerals Engineering, Vol. 14, No. 9, pp. 1067-1079, Australia 2001.
18. Andrea R. Gerson, Angela G. Lange, Kathryn E. Prince, Roger St. C. Smart, The Mechanism of Copper Activation of Sphalerite, Applied Surface Science 137 pp. 207-223, Australia 1999.
19. V.J. Cullinan, S.R. Grano, C.J. Greet, N.W. Johnson and J.Ralston, Investigating Fine Galena Recovery Problems in the lead Circuit of Mount ISA Mines Lead/Zinc

- Concentrator Part I: Grinding Media Effects, Minerals Engineering, Vol. 12, No. 2, pp. 147-163, Australia 1999.
20. J.O. Leppinen, V.V. Hintikka and R.P. Kalapudas, Effect of Electrochemical Control on Selective Flotation of Copper and Zinc From Complex Ores, Minerals Engineering, Vol.11, No.1, pp. 39-51, Finland 1998.
 21. A.G. Lange, W.M. Skinner and R.St.C. Smart, Fine: Coarse Particle Interactions and Aggregation in Sphalerite Flotation, Minerals Engineering, Vol.10, No. 7, pp. 681-693, Australia 1997.
 22. P. Nowak, K. Laajalehto and I. Kartio, A Flotation Relation X-ray Photoelectron Spectroscopy Study of the Oxidation of Galena Surface, Colloids and Surface, 161, pp. 447- 460, Finland 2000.
 23. I. Kartio, K. Laajalehto and E. Suoninen, Characterization of the Ethyl Xanthate Adsorption Layer on Galena (PbS) by Synchrotron Radiation Excited photoelectron Spectroscopy, Colloids and Surface, 154, pp. 97-101, Finland 1999.
 24. Liu and Laskowsky, Xanthate Adsorption on Galena in the Presence of Dextrin, Elsevier Science, Publisher B.V. Amsterdam 1983
 25. Pérez Galván Porfirio, Tesis de Licenciatura, Correlación de los potenciales de reposo, flotación y recuperación de un mineral de galena con diferentes leyes, UNAM 1997.
 26. Martínez Hernández Nicolás, Tesis de Licenciatura, Estudio de dielectricidad del activador CuSO_4 y el colector KEX sobre ZnS bajo condiciones de flotación, UNAM 1997.
 27. Salgado López Juan Manuel, Tesis de Licenciatura, Flotación y depresión selectiva de esfalerita en el sistema KEX – CuSO_4 – Zn SO_4 – NaCN – ZnS, UNAM 1999.

28. González Rodríguez Carlos Alberto, Tesis de Licenciatura, Análisis dieléctrico aplicado a la flotación selectiva de galena en presencia de KEX, dextrina y mezcla de estos, a partir de las técnicas de impedancia a altas frecuencias, UNAM 2001.

29. De la Rosa Canales Juan Manuel, Tesis de Licenciatura, Estudios de Voltametría cíclica del sistema galena- xantato etílico de potasio – dextrina bajo condiciones de flotación, UNAM 1998.

Huerta Cerdán Antonio, Tesis de Maestría, Estudios de cinética de flotación en menas sulfuradas a partir de métodos potenciodinámicos, UNAM 1991.