



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

Facultad de Química

Estudio Metalúrgico de Extracción de Oro y Plata Mediante Cianuración, Tiourea y Tiosulfato a Partir de un Concentrado Bulk de Plomo.

TESIS PROFESIONAL

Que para obtener el título de

INGENIERO QUIMICO METALURGICO

Presenta:

Luis Antonio García García



MEXICO, D.F.

2000



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 Prof. Francisco Javier Rodríguez Gómez

Secretario Prof. Juan Carlos Ruiz Méndez

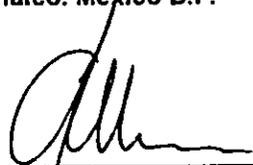
1er Suplente Prof. Faustino Juárez Sánchez

2do Suplente Prof. Carlos Poblano Salas.

Sitio donde se desarrolló el tema:

**Consejo de Recursos Minerales
Centro Experimental Tecamachalco. México D.F.**

Asesor de Tema:



Juan Carlos Ruiz Méndez

Sustentante:



Luis Antonio García García

DEDICATORIA

Esta tesis te la dedico a ti madre:

**Y te doy las gracias por tu cariño, el apoyo incondicional que me brindaste, la
paciencia que me tuviste, el amor y el esmero con el que me forjaste.**

Gracias madre, por el trabajo que juntos hemos realizado.

Mi madre: Clemencia Rita García Cruz.

AGRADECIMIENTOS

**Dios mío, gracias por dejarme ser, por rodearme de las cosas bellas y
maravillosas con las que he vivido. Te agradezco permitirme ser lo que soy y te
suplico dejarme ser todo lo que quiero ser para servirte a ti y al hombre.**

Te agradezco a ti también Padre, y te doy las gracias por todo el apoyo, los consejos y el cariño que me diste.

Mi padre: José Luis García Armendariz.

A mi abuelita Rosa Elia Renteria Montalban y a mi tío Arnulfo Arvizu García, por siempre y para siempre los quiero y les doy las gracias.

A mis hermanos Pepe, Beto y Rita; les doy las gracias por toda la enseñanza, el cariño que me han brindado y les agradezco permitirme ser parte de su existencia. Lo mismo para Jesús, Brenda y Mariela.

A todos mis maestros por darme parte de su ser, parte de sus conocimientos, de su tiempo y su apoyo.

Gracias Juan Carlos Ruiz Méndez, que al igual que mis maestros me has compartido parte de tu sabiduría.

A mis tíos, primos y abuelos, a todos ustedes gracias.

A todos mis amigos y seres queridos que han sido parte de mi vida y en cierta medida motivación para éste trabajo, gracias: Gladys, Susana, Liliana, Sabina, Jaqueline, Angélica, Israel, Luis, Carlos, Ricardo, Raúl, Cesar, Oscar, Mauricio, Tomás, Heriberto...

Con un especial agradecimiento a :

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

Y

CONSEJO DE RECURSOS MINERALES

Centro Experimental Tecamachalco.

TOPONOMÍAS INDIGENAS

Los símbolos⁽²⁶⁾ que se presentan a lo largo del trabajo no tienen relación alguna con el inciso donde se presentan, el objetivo de incluirlos es dar una atracción singular y una mejor identificación a cada uno de los incisos presentes.

El significado de cada una de las figuras se presenta a continuación:



Es el símbolo de una casa



Simboliza la palabra



Malinaltepec o "En el cerro de Malinalxóchitl"



Metlatónoc o "En el pequeño metate"



Huipila o "Donde abundan los huipiles"



Cacahuatepec o "En el cerro del cacao"



.....Olinálá o "Junto a los terremotos"



Mezcaltepec o "En el cerro del mezcal"



Metepec o "En el cerro del maguey"

ÍNDICE

PÁGINA

Resumen.	1
1.- Introducción.	
1.1.- Antecedentes.	3
1.2.- Objetivos.	4
1.3.- Hipótesis de trabajo.	4
2.- Bases teóricas.	
2.1.- Metalurgia convencional del plomo.	5
2.2.- Metalurgia convencional del oro y la plata por vía hidrometalúrgica.	9
2.3.- Hidrometalurgia del oro y la plata en procesos no convencionales.	12
2.3.1.- Directa.	13
2.3.2.- Indirecta.	14
2.4.- Termodinámica del oro y plata.	19
2.4.1.- Cianuración.	21
2.4.2.- Tiourea.	26
2.4.3.- Tiosulfato.	28
2.5.- Cinética química.	31
3.- Desarrollo.	
3.1.- Metodología empleada.	38
3.1.1.- Material y equipo.	39
3.1.2.- Muestreo y administración de muestras.	40
3.2.- Caracterización.	43
3.2.1.- Megascopía y determinaciones físicas.	43
3.2.2.- Fluorescencia de rayos X.	45
3.2.3.- Análisis químico cuantitativo.	46
3.2.4.- Distribución de valores.	47
3.2.5.- Difracción de rayos X.	57
3.2.6.- Minerografía química.	58
3.2.7.- Liberación de partícula.	59
3.2.8.- Fotomicrografías.	61
3.3.- Experimentación.	68
3.3.1.- Estudio de remolienda.	68
3.3.2.- Cianuración convencional.	78
3.3.2.1.- Determinación de la conc. de cianuro.	80
3.3.2.2.- Determinación del tiempo de cianuración.	83
3.3.3.- Cianuración no convencional.	86

3.3.3.1.- Efecto del H ₂ O ₂ en la cianuración.	86
3.3.3.2.- Efecto del Pb(NO ₃) ₂ en la cianuración.	89
3.3.3.3.- Determinación del tiempo de remolienda.	92
3.3.4.- Tiourea.	95
3.3.4.1.- Efecto de la conc. de agente oxidante (Fe ³⁺).	96
3.3.4.2.- Determinación de la temperatura óptima.	101
3.3.5.- Tiosulfato.	104
3.3.5.1.- Determinación de la conc. de tiosulfato, Agente oxidante y temperatura.	105
3.3.5.2.- Evaluación de la temperatura, tiempo de lixiviación y velocidad de agitación.	109
3.3.5.3.- Variación de la conc. de tiosulfato y agente oxidante.	114
4 Cinética.	117
4.1.- Cianuración.	118
4.2.- Tiourea.	118
4.3.- Tiosulfato.	119
5- Costos.	120
5.1.- Ingresos.	122
5.2.- Egresos.	123
5.3.- Ingresos – Egresos.	124
6- Discusión de resultados.	
6.1.- Naturaleza de la muestra.	125
6.2.- De los procesos estudiados.	127
6.3.- Cinética.	134
7 Conclusiones.	135
8- Anexos.	138
9.-Bibliografía.	145

RESUMEN

En el Centro Experimental Tecamachalco del C.R.M. se desarrolló un estudio específico de disolución de oro y plata en un concentrado bulk de plomo mediante cianuración y otros métodos alternativos tales como tiourea y tiosulfato. El estudio se apoyó de una investigación de caracterización química y mineralógica en la muestra a estudio, y señala que el mineral es un concentrado bulk de plomo (50.1%) con cantidades importantes de zinc (13.4%) y cobre (2.43%); además de oro (11.4 g/t) y plata (1112 g/t). El oro se identificó como electrum AuAg liberado y asociado a pirargirita Ag_3SbS_3 y cuarzo SiO_2 ; la plata como pirargirita asociada a la galena PbS , además de freibergita $(Ag,Cu,Fe)_{12}(As,Sb)_4S_{13}$ y electrum. Se pudo determinar la presencia de minerales de alteración o secundarios tales como bornita Cu_5FeS_4 , covelita CuS , anglesita $PbSO_4$ y zincita ZnO . La matriz o roca encajonante es cuarzo.

Los resultados de lixiviación mediante cianuración, tiourea y tiosulfato indican que: El proceso de cianuración presenta las mejores recuperaciones de oro (82.7%) y buenas recuperaciones de plata (71.5%); hubo una alta disolución de cobre (29.2%) que provocó el elevado consumo de reactivo.

El proceso de lixiviación con tiosulfato presenta la mejor capacidad de disolución de plata (88.84%) y regular de oro (57.9%); aquí también se pudo observar la alta

disolución de los minerales de cobre (56.7%) lo que provoca el elevado consumo de disolvente.

A pesar de que el proceso de lixiviación con tiourea presentó la menor capacidad para la lixiviación de oro y plata (40.3 y 49.0 % respectivamente), muestra la mejor rentabilidad de los tres procesos de lixiviación; ésto debido a que el consumo de reactivo lixivante es moderado. La lixiviación del cobre alcanzó el 19.3%.

Finalmente se concluye que bajo las condiciones de trabajo evaluadas, ninguno de los tres procesos hidrometalúrgicos estudiados puede superar aún la alternativa de enviar el concentrado bulk de plomo a la fundición junto con los valores de oro y plata.

Con base en las condiciones hasta ahora obtenidas, esta técnica puede ser aplicable a yacimientos que presenten problemas de mineralización compleja, altos costos de flete a la fundición o de difícil acceso.

Sin olvidarnos además del escenario económico social como la fuerte presión por el cierre de procesos pirometalúrgicos debido a problemas de medio ambiente y a la mayor importancia en el uso de técnicas de lixiviación no contaminantes.

1.- Introducción.

1.1.- Antecedentes.

Es muy común que los minerales de plomo como es el caso de la galena, estén asociados con cantidades importantes de oro y plata. En la actualidad, la extracción de estos metales de alto valor económico se realizan directamente en una de las etapas de refinación del plomo.

Este estudio promueve una alternativa para la lixiviación del oro y plata mediante diversos métodos hidrometalúrgicos de disolución; obteniéndose con esto, la extracción de los metales preciosos como es el caso de oro y plata presentes en los concentrados de plomo, logrando mejores utilidades económicas para las empresas del ramo minero-metalúrgico.

La metodología convencional para la disolución de minerales de oro y plata se basa comúnmente en el proceso de cianuración, el cual ha prevalecido durante más de 100 años ^[1] gracias a su gran versatilidad. Se han intentado desarrollar nuevas alternativas que puedan sustituir los procesos de cianuración, en gran parte debido a su alto grado de contaminación y toxicidad.

Entre una gran variedad de alternativas sobresalen la tiourea y tiosulfato, las cuales han demostrado buenas perspectivas de desarrollo^[2, 3, 4, 5, 6, 7].

1.2.- Objetivos.

Conocer la factibilidad técnica para la disolución de oro y plata en un concentrado bulk de plomo bajo diferentes tipos de agentes disolventes como es el caso de cianuro de sodio, tiourea y tiosulfato de sodio.

Determinar el proceso hidrometalúrgico más viable para la disolución de oro y plata de un concentrado bulk de plomo, con base en los tres agentes lixiviantes propuestos anteriormente.

Comparar los resultados obtenidos con la metodología convencional (enviar el concentrado a fundición sin la extracción de los valores de oro y plata).

1.3.- Hipótesis de trabajo.

Técnicamente es factible la disolución de oro y plata en concentrados bulk de plomo mediante cianuración, tiourea y tiosulfato.

Se considera a la disolución propuesta como una alternativa viable económicamente con respecto a la recuperación por fundición.

2.- Bases teóricas.

2.1.- Metalurgia convencional del plomo.

La galena (PbS) es el mineral más importante que se utiliza en nuestro país para obtener plomo, otros minerales con importancia económica donde se extrae el plomo son la anglesita ($PbSO_4$), cerusita ($PbCO_3$), boulangerita ($Pb_5Sb_4S_{11}$), jamesonita ($Pb_4FeSb_6S_{14}$) y otros. El plomo viene asociado a una gran variedad de minerales, los más comunes son: esfalerita (ZnS), calcopirita ($CuFeS_2$), pirita (FeS_2), arsenopirita ($FeAsS$), covelita (CuS), bornita (Cu_5FeS_4) y argentita (Ag_2S).

El proceso convencional para sulfuros y óxidos de plomo, consiste en una combinación de flotación diferencial para separarlos del zinc (esfalerita) y cobre (calcopirita) principalmente. En ocasiones cuando la flotación de óxidos de plomo (cerusita y anglesita) llega a fallar, se aplica algún proceso de concentración gravimétrica sobre las colas de flotación, situación en desuso en la actualidad. Las etapas de concentración siempre van precedidas de trituración-clasificación mecánica- molienda- clasificación hidráulica.

Se considera a la disolución propuesta como una alternativa viable económicamente con respecto a la recuperación por fundición.

2.- Bases teóricas.

2.1.- Metalurgia convencional del plomo.

La galena (PbS) es el mineral más importante que se utiliza en nuestro país para obtener plomo, otros minerales con importancia económica donde se extrae el plomo son la anglesita ($PbSO_4$), cerusita ($PbCO_3$), boulangerita ($Pb_5Sb_4S_{11}$), jamesonita ($Pb_4FeSb_6S_{14}$) y otros. El plomo viene asociado a una gran variedad de minerales, los más comunes son: esfalerita (ZnS), calcopirita ($CuFeS_2$), pirita (FeS_2), arsenopirita ($FeAsS$), covelita (CuS), bornita (Cu_5FeS_4) y argentita (Ag_2S).

El proceso convencional para sulfuros y óxidos de plomo, consiste en una combinación de flotación diferencial para separarlos del zinc (esfalerita) y cobre (calcopirita) principalmente. En ocasiones cuando la flotación de óxidos de plomo (cerucita y anglesita) llega a fallar, se aplica algún proceso de concentración gravimétrica sobre las colas de flotación, situación en desuso en la actualidad. Las etapas de concentración siempre van precedidas de trituración-clasificación mecánica- molienda- clasificación hidráulica.

El principio de la pirometalurgia del plomo ^[8, 9] se basa en tres etapas: tostación-sinterización, reducción y refinación.

El objetivo de la tostación-sinterización es eliminar y regular la cantidad de azufre mediante una corriente forzada de aire.



Simultáneamente se volatiliza una parte del arsénico y antimonio que son las impurezas menos deseables en el plomo, formándose al mismo tiempo el sinter.

Hay que tomar en cuenta que si la cantidad de azufre es elevada debido a la presencia de pirita (53.3 % de S a comparación de la galena que tiene solo 13.4%) se produce la fusión de la carga; esto provoca que la masa sinterizada sea menos porosa lo cual es dañino en el proceso de difusión.

La fusión reductora se realiza en un horno de plomo. El coque se utiliza como agente térmico y reductor, al parecer la reacción es directa e indirecta.



El fundente que se añade debe contener hierro, con el fin de desplazar al plomo del sulfuro que puede quedar, o el que se encuentre en la escoria.



La descomposición del sulfuro de plomo nunca es completa, por lo que se forma una mata con 10 a 12% de Pb con cantidades importantes de fierro, azufre, cobre, cobalto y níquel, así como escoria compuesta por óxidos complejos de calcio, aluminio, fierro y magnesio.

Los productos líquidos se reúnen en la parte inferior del horno y se separan por orden de densidades: En la parte inferior el plomo impuro o bullion, encima la mata (sulfuro de plomo, cobre, hierro, etc.) y en la parte superior la escoria.

En los hornos para la fusión de plomo se desprenden humos ricos en ZnO y se recuperan para la posterior extracción del zinc (proceso Fuming).

Prácticamente todas las menas de plomo contienen plata y probablemente otros metales tales como oro, platino, paladio y telurio; así que en el proceso de refinación de plomo se recuperan estos metales y se eliminan otras impurezas que aún existen.

El objeto de la refinación del plomo es eliminar impurezas tales como As, Sb, Sn, Fe, Cu, Bi y metales preciosos. Mediante distintos procesos se funde el plomo impuro y aplicando varias técnicas se promueve la oxidación de dichas impurezas, retirando paulatinamente distintas escorias y natas también conocidas como dross; las etapas son sucesivas, algunas como las llevadas en el proceso

Harris generan un bullion de plomo libre de As, Sb, Sn, Cu y Te, pero argentífero y bismutífero. En México esta tecnología se aplica en la refinería de Torreón.

La obtención de oro y plata se realiza mediante el proceso Parker por la adición de zinc fundido, aprovechando la inmiscibilidad del zinc con el plomo a 500°C, el oro y la plata tienden a alearse en el zinc, logrando un complejo intermetálico de alta estabilidad y de baja temperatura. Posteriormente se separan mediante destilación del zinc, el no volátil que contiene oro y plata se recupera por copelación para finalmente procesarse en la refinería de plata.

El plomo con bismuto y libre de plata puede ser refinado electrolíticamente mediante el método de Betts; los ánodos son de plomo de obra del 98% y los cátodos de plomo puro. El electrolito es una solución de fluosilicato de plomo $PbSiF_6$, con un poco de gelatina (unos 500 g /t de plomo) lo que evita la oclusión de gases y así es posible obtener cátodos compactos. La temperatura se mantiene a unos 60 °C, la caída de potencial entre los electrodos es de 0.45 V y la densidad de corriente empleada es de 130 a 160 A/m². Los metales preciosos, cobre, antimonio, arsénico y bismuto no se disuelven en el baño pero se colectan en los lodos; en tanto que el zinc, níquel, hierro y cobalto pasan a la solución, el estaño si existe, se deposita en el plomo.

Otro proceso para la refinación del plomo es el proceso Kroll-Betterton y se basa en la afinidad del bismuto por el calcio y magnesio, formando aleaciones cuando está disuelto en el baño de plomo. El plomo desplatado es conducido según el proceso Kroll Betterton mediante adición de calcio-magnesio o calcio metálico. Las aleaciones formadas de bismuto-calcio y bismuto-magnesio son insolubles en el baño alcanzando la superficie como una costra y eliminándose de ésta forma del baño. La eliminación consiste en calentar el baño de plomo a 416 °C, la temperatura es disminuida por debajo de 400 °C formándose Ca_3Bi_2 y $\text{Mg}\cdot\text{Bi}_2$ eliminando así el sobrante de la superficie; la operación se vuelve a repetir a una menor temperatura. Si el producto eliminado contiene arriba del 20% de bismuto, éste puede ser tratado. El plomo final llega a contener menos de 0.05% de bismuto, los residuos de calcio y magnesio pueden ser removidos por inyección de gas cloro en el baño para formar óxidos o cloruros los cuales forman una costra que es eliminada de la superficie.

2.2.- Metalurgia convencional de oro y plata por vía hidrometalúrgica.

En la siguiente figura se observan seis secuencias que explican la cianuración en la extracción de los valores de oro y plata. Sin embargo no se refiere a un diagrama de flujo de proceso, trata de ilustrar las etapas necesarias en el tratamiento por vía hidrometalúrgica de casi cualquier mena; debido a que cada

variante está en función de sus características fisicoquímicas. Las variables sujetas a control de cada alternativa se resumen a continuación.

Concepto	Variante					
	No. 1	No. 2	No. 3	No. 4	No. 5	No.6
(a) Ley de cabeza Au, Ag.	NI	NI	alta	media	media	baja
(b) % de azufre	bajo	bajo	NI	bajo	bajo	medio
(c) % de Cu, Sb, As, Zn, Pb	bajo	bajo	alto	bajo	bajo	bajo
(d) % sales solubles	bajo	bajo	NI	bajo	bajo	bajo
% materia carbonosa	bajo	bajo	alto	nula	media	nula
Contenido de arcillas	bajo.	bajo	NI	baja	alto	NI
(e) Granulometría	14#	1/4"	65#	250#	250#	325#
(f) Peso volumétrico	IM	IM	NI	NI	NI	NI
% liberación a 200#	baja	baja	alta	alta	baja	baja
Grado de degradación	nula	baja	NI	NI	NI	NI
Relación sólido / líquido	alto	alto	1:3	1:3	1:3	1:3
Tiempo de residencia	12 días	24 días	VA	72 h	72 h	72 h
Conc. de NaCN	0.1%	0.1%	0.1%	0.2%	0.2%	0.3%
(g) Consumo de NaCN	bajo	bajo	medio	medio	bajo	alto
Concentración de CaO	baja	baja	medio	medio	alto	alto
Consumo de CaO	bajo	medio	medio	alto	alto	alto
Conc. de O ₂ en soln.	IM	IM	IM	IM	IM	IM
Conc. de Zn en soln.	IM	IM	IM	IM	NI	IM
Tiempo de lavado	4 días	6 días	NI	6 días	NI	6 días.

Notas:

- a.- Los términos relativos alta, mediana y baja se refieren al grado de factibilidad económica mínima de beneficio.
- b.- Se clasifica a las menas cianurables medias hasta 4 % de S.
- c.- Se clasifica a las menas cianurables medias hasta 4 % de metales base pesados.
- d.f- El término NI, IM y VA significan indiferente, importante y sujeta a control, y variable respectivamente.
- e.- Corresponde al 80% acumulativo negativo a la molienda o tamaño señalado; 1/4# = 6.300mm, 325# = 0.045 mm, etc.
- g.- Se clasifica a los medios consumos de NaCN en 40 kg/t y a los medios consumos de CaO en 12 kg/t.

Cuadro No. 1. Relación de las variables presentadas en la figura No. 1.

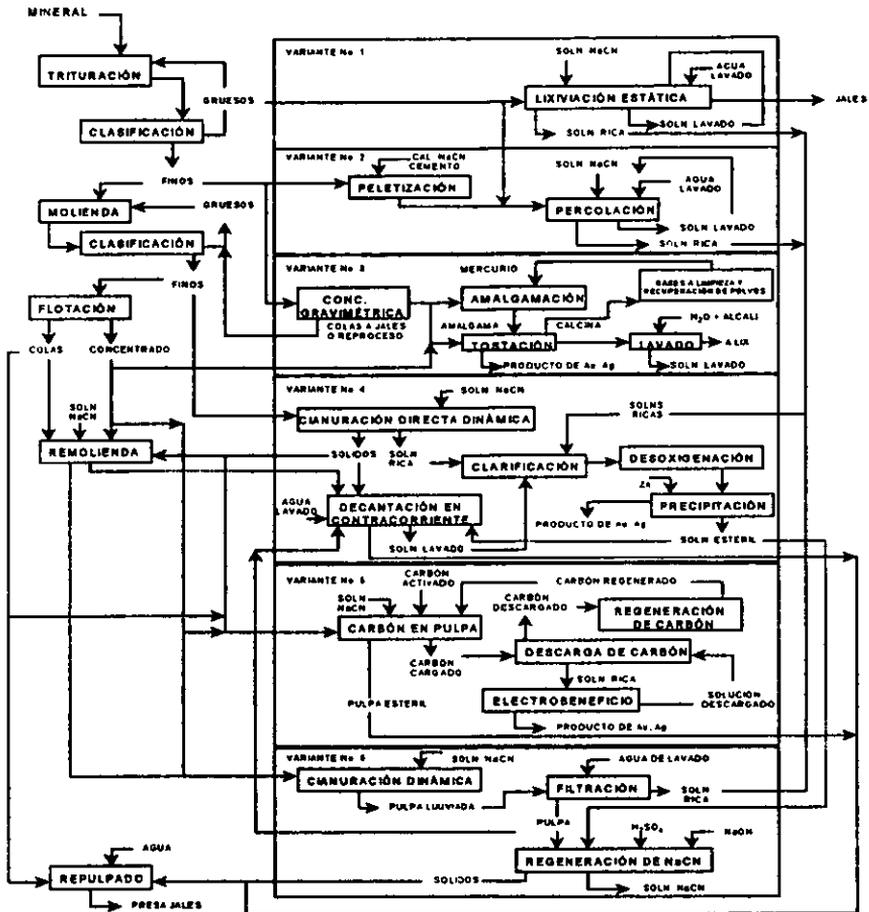


Figura No.- 1. Diagrama general de cianuración.

2.3.- Hidrometalurgia del oro y plata en procesos no convencionales.

En la actualidad se han desarrollado diversos procesos para la extracción del oro y la plata que se encuentran asociados a minerales de plomo. Las técnicas de lixiviación de sulfuros ofrecen diversas ventajas potenciales^[10] sobre el proceso de fundición, en estas se incluyen:

- Formación de azufre elemental o sulfato soluble con lo cual las emisiones de SO_2 son totalmente evitadas, así como gases tóxicos de PbO .
- La pirita llega a ser inofensiva.
- Factibilidad para minas que se encuentren lejos de las fundiciones.
- Viabilidad para plantas pequeñas o grandes.
- Disminuye considerablemente los gastos de fletes.
- Capacidad para bajos costos de inversión así como crecimiento de plantas.
- Fácil manejo de controles e instrumentos.
- Gran flexibilidad en la pureza del producto y su forma.

También existen diversas desventajas:

- Hay una gran necesidad de demostrar las ventajas significativas sobre las técnicas existentes.

- Existe un alto consumo de energía en el calentamiento de soluciones y uso de técnicas electroquímicas.
- Problemas de contaminación de aguas.
- La recuperación de Au y Ag como subproducto llega a ser difícil y requiere procesos adicionales.
- Problemas de corrosión.

Entre los diversos procesos llevados a cabo para la extracción del oro y la plata se encuentran los siguientes:

2.3.1.- Hidrometalurgia directa.

El proceso llevado a cabo por "Bulldog Mountain Plant" de la compañía mineral Homestake ⁽¹¹⁾, consiste en cianurar los sulfuros de plomo y mineral de plata presente como plata nativa. Las leyes de cabeza son de 2% de Pb y 550g/t de Ag. Mediante flotación se logra un concentrado de 23% de Pb y 6180 g/t de Ag. Se lleva a cabo la cianuración en un tanque Pachuca durante 36 h con 48 % de sólidos, la concentración de cianuro es de 0.06% y el consumo es de 0.9 kg/t. Se utiliza carbón en pulpa seguido de electrólisis para finalmente obtener lingotes bullion de plata

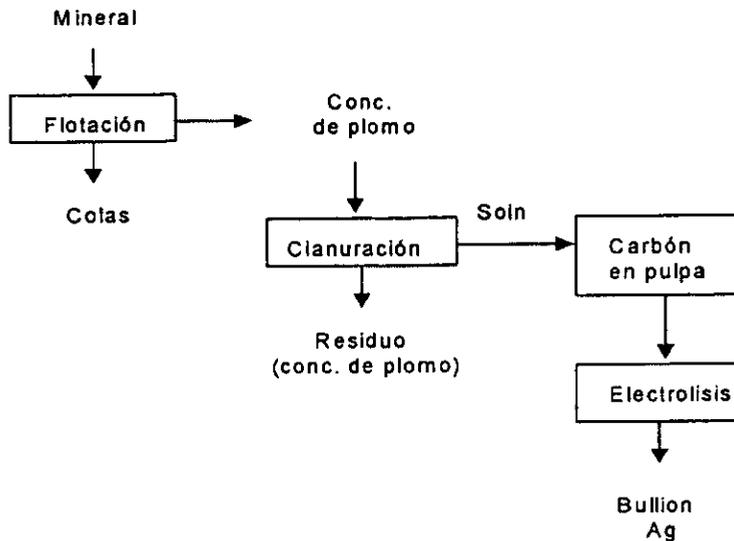


Figura No.- 2. Lixiviación de concentrados de plomo hasta obtener un bullion de plata mediante carbón activado y electrólisis.

2.3.2.- Hidrometalurgia indirecta.

Ke.Yuan. Lu y Chia-Yung Chen ⁽¹²⁾ han realizado estudios en la conversión de galena a carbonato de plomo con una solución de carbonato de amonio, éste en presencia de aire u oxígeno a temperaturas superiores a 50 °C. Las conversiones llegan a ser mayores del 90% mientras que más del 80% del azufre se reduce a su estado elemental. El oro y la plata asociados a la galena se concentran en el

producto de azufre con recuperaciones de 91.37% y 73.8% respectivamente. La transformación de galena a carbonato es mayor a 90% y la del sulfuro a azufre elemental es superior al 80%.

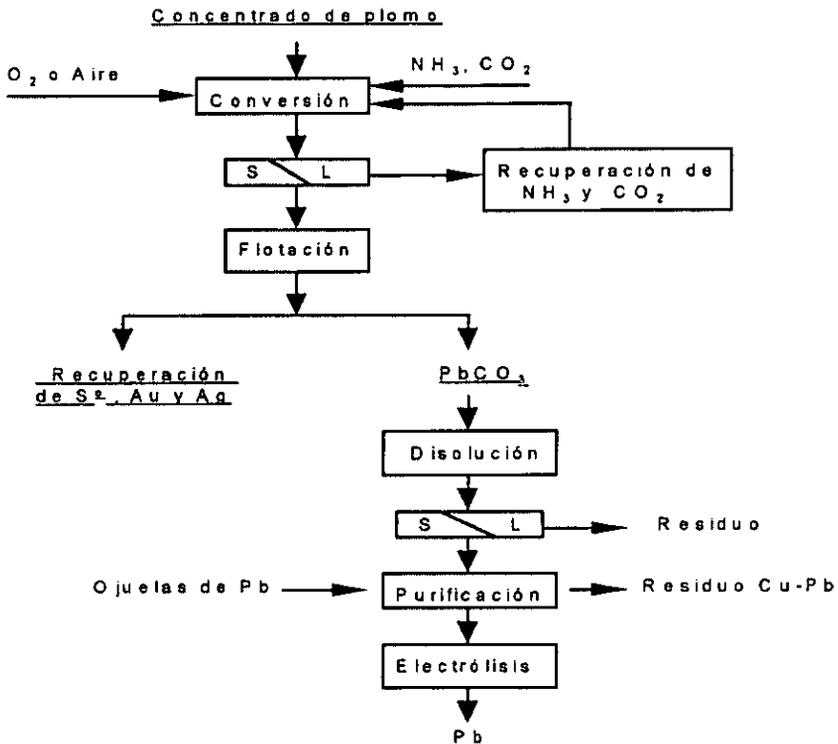


Figura No.- 3. Conversión de galena con una solución de carbonato de amonio a 50 °C y recuperación del oro y plata como subproducto.

El proceso llamado CENIM-LNETI ⁽¹³⁾ realiza la lixiviación oxidante de los sulfuros mediante cloruro de amonio, disolviendo todos los metales importantes (Pb, Zn, Cu, Ag) con un nivel de eficiencia del 95%. Se lleva a cabo bajo un pH neutro y produce una solución libre de hierro. Las impurezas tales como As, Sb, Bi y Sn se detectan en la solución como trazas.

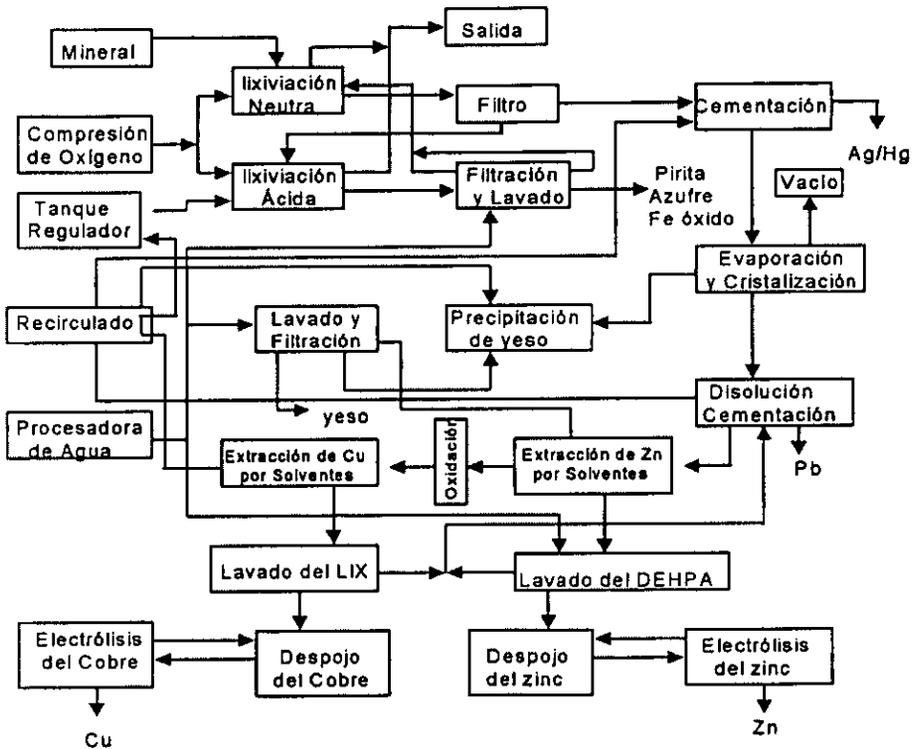


Figura No.- 4. Lixiviación oxidante de los sulfuros mediante cloruro de amonio y recuperación del oro y plata por cementación.

EL U.S. Bureau of Mines ^[14] desarrolló un proceso hidrometalúrgico (lixiviación a bajas temperaturas) para recuperar oro y plata así como un subproducto de plomo de minerales complejos plomo-zinc. Se realiza una prelixiviación con FeCl_3 a 40°C por 6 h extrayendo de esta forma el zinc y formando cloruros insolubles de plata y plomo, el segundo paso es una lixiviación con tiourea para extraer el oro y la plata; el cloruro de plomo insoluble se lixivia con una solución de salmuera de NaCl y posteriormente el plomo disuelto se recupera en una celda electrolítica.

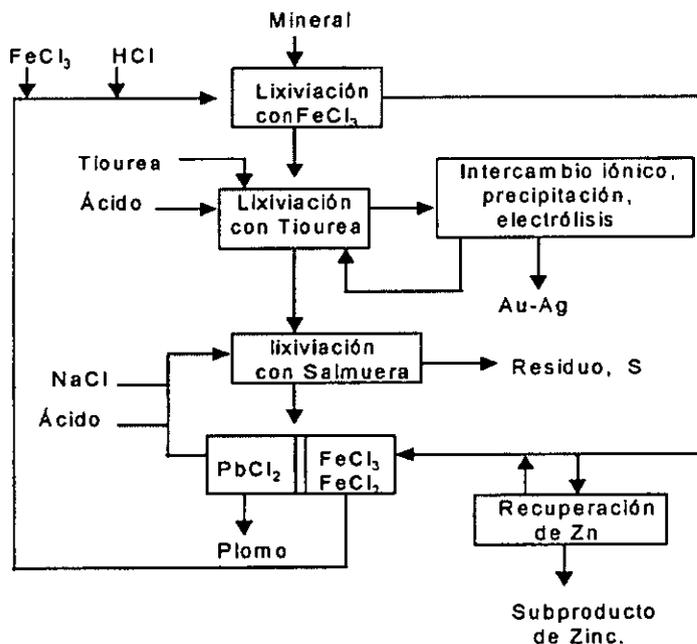


Figura No.- 5. Proceso hidrometalúrgico para recuperar oro y plata con tiourea mediante una prelixiviación con FeCl_3 en un concentrado Pb-Zn.

Otros estudios de lixiviación ^[10] mediante FeCl_3 pero a elevadas temperaturas fueron realizados por St. Joe Minerals, en éste proceso la lixiviación se realiza a $95\text{ }^\circ\text{C}$ por media hora, la solución es espesada y filtrada arriba de $92\text{ }^\circ\text{C}$ para prevenir la cristalización del PbCl_2 , posteriormente se alimenta a un cristizador al vacío llevándose la temperatura hasta $25\text{ }^\circ\text{C}$. El cobre y la plata fueron cementados de la solución con fierro.

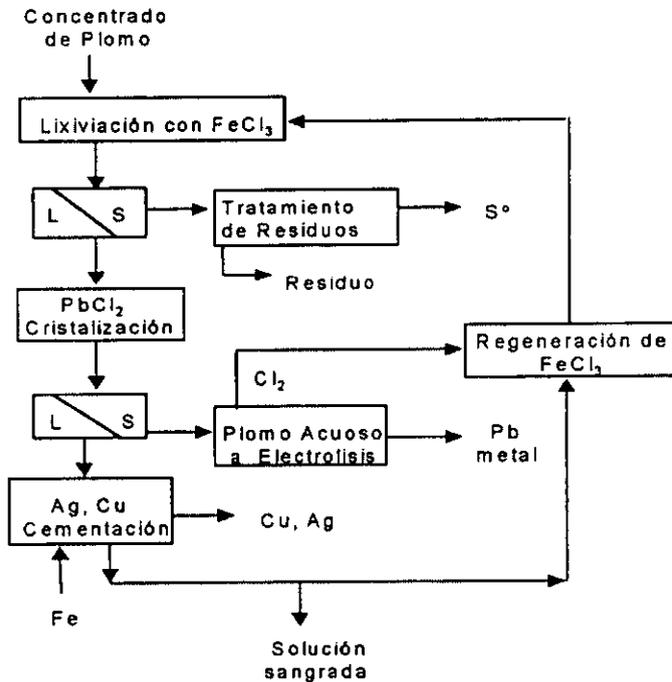


Figura No.- 6. Proceso hidrometalúrgico para recuperar oro y plata por cementación, mediante una prelixiviación con FeCl_3 en un concentrado Pb-Zn.

2.4.- Termodinámica de oro y plata.

La termodinámica de las reacciones químicas involucra la energía libre de Gibbs (ΔG), la cual determina cuándo una reacción se puede llevar a cabo o no; es decir, indica el sentido hacia donde se dirige una reacción química. Si el ΔG es negativo la reacción procede espontáneamente de izquierda a derecha, mientras que si es positiva la reacción ocurre en sentido inverso. El equilibrio se obtiene cuando $\Delta G=0$

$$\Delta G = \Delta G^\circ + RT \ln K \quad \text{y en el equilibrio} \quad \Delta G^\circ = -RT \ln K \quad (6 \ 7)$$

En los procesos de disolución del oro y plata, ocurren reacciones electroquímicas que involucran la oxidación y reducción de elementos mediante la transferencia de electrones.



La constante de equilibrio de la reacción es la relación de actividades de los productos divididos por las actividades de los reactivos.

$$K = \frac{a_{M^{(n-1)+}}}{a_{M^{n+}}} \quad (9)$$

La energía libre se relaciona con el potencial del electrodo (E) mediante:

$$\Delta G = -nFE \quad (10)$$

donde n es el número electrones transferidos y F la constante de Faraday. Si las especies se presentan en su estado estándar, se tiene:

$$\Delta G^\circ = -nFE^\circ \quad (11)$$

y sustituyendo las ecuaciones (10 y (11 en (6 tenemos:

$$nFE = nFE^{\circ} - RT \ln K \quad (12)$$

$$E = E^{\circ} - \left(\frac{RT}{nF}\right) \ln \frac{[\text{Oxidado}]}{[\text{Reducido}]} \quad (13)$$

la ecuación anterior es conocida como Ecuación de Nernst. Con base en la ecuación (13, es posible deducir diagramas E-pH o de Pourbaix, los cuales son representaciones gráficas de datos que caracterizan las condiciones de equilibrio a una temperatura dada de un gran número de procesos.

Finalmente el potencial de reacción se obtiene de:

$$E_{\text{Reacción}} = E_{\text{especie reducida}} - E_{\text{especie oxidada}} \quad (14)$$

Donde $E_{\text{especie reducida}}$ es el potencial del electrodo en donde se reduce la especie y $E_{\text{especie oxidada}}$ es el potencial del electrodo donde se oxida la especie.

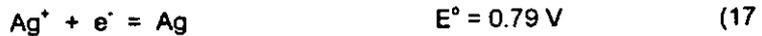
Y en condiciones estándar:

$$E^{\circ}_{\text{Reacción}} = E^{\circ}_{\text{especie reducida}} - E^{\circ}_{\text{especie oxidada}} \quad (15)$$

En donde un signo positivo del $E^{\circ}_{\text{Reacción}}$ implica que la reacción es posible termodinámicamente y el signo negativo indica que la reacción no se puede llevar a cabo.

2.4.1.- Termodinámica en la cianuración.

Los datos termodinámicos pueden ser usados para predecir las condiciones generales que llegan a prevalecer en un proceso de disolución. De esta forma se demuestra que el oro y la plata son altamente estables en solución acuosa (ver Figuras Nos. 7 y 8):



Calculando el potencial de reacción para la disolución de oro en medio acuoso se obtiene: $E^\circ_{\text{Reacción}} = 1.23 - 1.42 = -0.19$, el signo negativo nos indica que la disolución de oro no se puede llevar a cabo en medio acuoso. Para el caso de la plata tenemos: $E^\circ_{\text{Reacción}} = 1.23 - 0.79 = 0.44$, como este valor es positivo, nos indica que es posible disolver plata en medio acuoso. Los resultados del potencial de reacción se aprecian en las siguientes figuras:

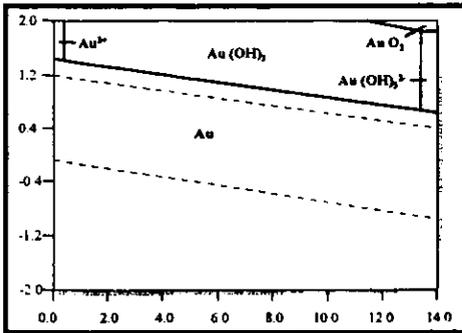


Figura No.- 7. Diagrama^[15] E-pH para el sistema Au-H₂O a 25 °C, [Au] = 10⁻³

M.

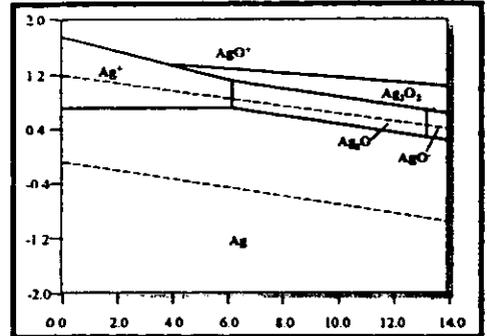


Figura No.- 8. Diagrama^[15] E-pH para el sistema Ag-H₂O a 25 °C, [Ag]

= 10⁻³ M.

No obstante, el oro y la plata forman complejos estables con diferentes ligantes en una solución acuosa, logrando la expansión del dominio de la disolución. (ver Figuras Nos. 9 y 10).

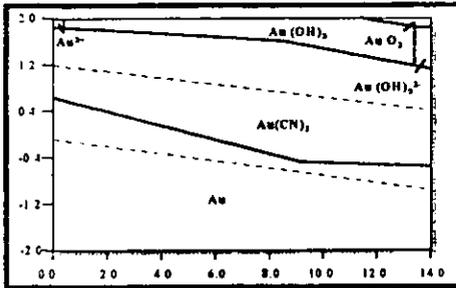


Figura No.- 9. Diagrama^[16] E-pH para el sistema Au-CN-H₂O a 25 °C, [Au] = [CN] = 10⁻³ M.

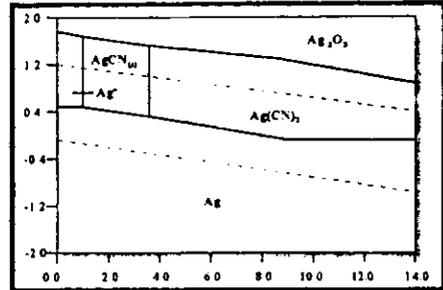


Figura No.- 10. Diagrama E-pH^[16] para el sistema Ag-CN-H₂O a 25 °C, [Ag] = 10⁻⁴ M, [CN]=10⁻³ M.

Existen condiciones más complejas que se pueden presentar cuando se realiza la cianuración directamente en mena o concentrado, lo cual, además de los minerales de oro y plata, contiene una gran variedad de otras especies en proporciones muy variables.

Se presentan a continuación diferentes diagramas E -pH que existen en una mena de sulfuros bajo lixiviación con cianuro: M^+-CN-H_2O .

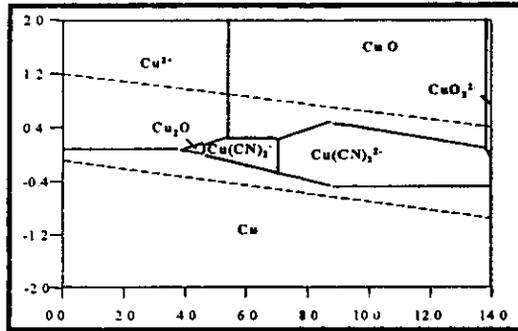


Figura No.- 11. Diagrama^[16] E-pH para el sistema Cu-CN-H₂O a 25 °C, [Cu] = 10⁻⁴ M, [CN]=10⁻³ M.

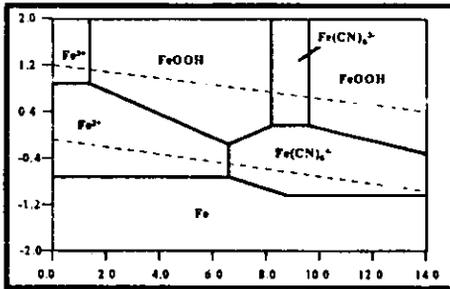


Figura No.- 12. Diagrama^[16] E-pH para el sistema Fe-CN-H₂O a 25 °C, [Fe] = 10⁻⁴ M, [CN]=10⁻³ M.

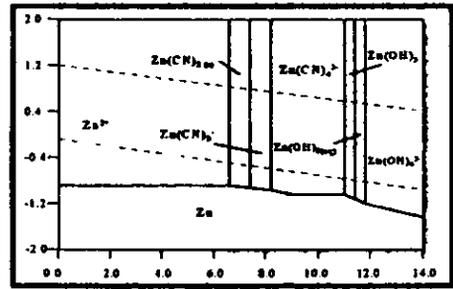


Figura No.- 13. Diagrama^[16] E-pH para el sistema Zn-CN-H₂O a 25 °C, [Zn] = 10⁻⁴ M, [CN]=10⁻³ M.

Cabe resaltar que las sales de cianuro de potasio, sodio y calcio, se disuelven y se ionizan en agua para formar sus respectivos cationes metálicos además de iones de cianuro:



El ion cianuro se hidroliza en el agua para formar una molécula de cianuro de hidrógeno y un hidroxilo



El cianuro de hidrógeno tiene una alta presión de vapor (100kPa a 26 ° C) y consecuentemente se volatiliza con gran facilidad de la superficie líquida bajo condiciones ambientales, causando pérdida de cianuro de la solución (además de su alta toxicidad).

Ambos, cianuro de hidrógeno e iones cianuro pueden ser oxidados a cianato en presencia de oxígeno y bajo condiciones oxidantes.



Estas reacciones son indeseables durante la lixiviación debido a que reducen la concentración del cianuro libre y los cianatos formados no disuelven al oro.

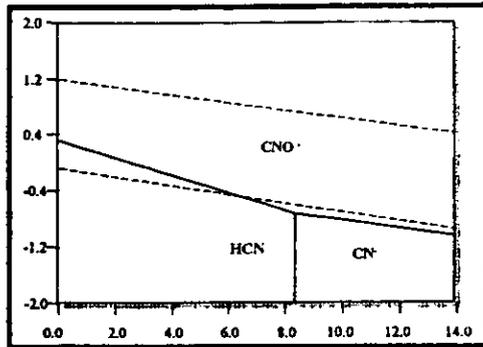


Figura No.- 14. Diagrama^[16] E-pH para el sistema CN-H₂O a 25 °C.

2.4.2.- Termodinámica en tiourea.

En una solución ácida de tiourea, el procedimiento para la disolución de oro y plata es acorde a las siguientes reacciones.



Existe una gran variedad de agentes oxidantes que ayudan para lograr mejores disoluciones del Au y Ag tales como Fe³⁺, H₂O₂, O₂, y ozono ^[2, 17].

Todos los oxidantes propuestos oxidan a la tiourea con relativa facilidad y rapidez, transformándola en disulfuro de formamidina ^[17, 18].

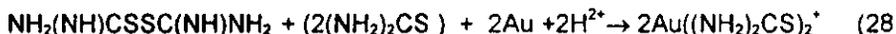


siendo 6p^* el agente oxidante y 4p^* su manifestación reducida.

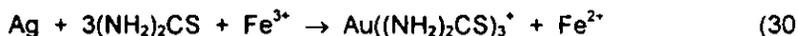
De esta forma debe considerarse al producto formado como el oxidante propio del proceso. Utilizando a los iones Fe^{3+} como oxidantes, se producen las siguientes reacciones. En la primera etapa se oxida la tiourea a disulfuro de formamidina:



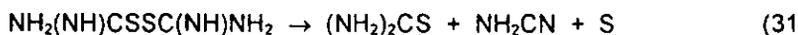
Al reducirse el disulfuro de formamidina a tiourea se disuelve oro en presencia de tiourea adicional en medio oxidante, bajo la formación del complejo catiónico oro-tiourea de acuerdo a la siguiente reacción:



De esta forma el oxidante se transforma simultáneamente a agente formador de complejo. La adición de las últimas ecuaciones equivale a la reacción general de la disolución:



Sin embargo, a potenciales redox superiores a 200 mV, llega a ocurrir además de la oxidación de tiourea para formar al disulfuro de formamidina, la descomposición de esta última a cianamida y azufre elemental.

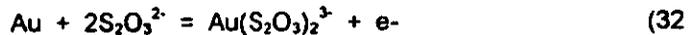


resultando la pérdida de tiourea de la solución.

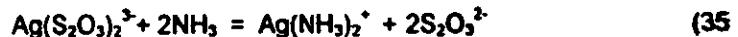
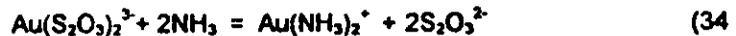
Existe una gran variedad de opciones disponibles para la recuperación del oro y la plata de los licores de lixiviación de tiourea⁽¹⁹⁾ tales como: adsorción en carbón activado, resinas de intercambio iónico, extracción por solventes, electrobeneficio, cementación, etc.

2.4.3.- Termodinámica en tiosulfato.

El tiosulfato de sodio es otro de los agentes disolventes de oro y plata en medio acuoso.



La lixiviación de Au con tiosulfato en presencia de amoníaco mejora la disolución:



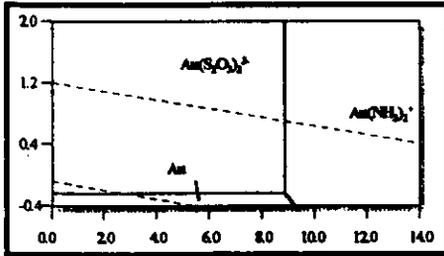


Figura No.- 15. Diagrama^[7] E-pH para el sistema Au-tiosulfato- $\text{NH}_3/\text{NH}_4^+$ - H_2O a 25 °C, $[\text{Au}] = 5 \text{ ppm}$, $[\text{tiosulfato}] = 1 \text{ M}$, $[\text{NH}_3/\text{NH}_4^+] = 1 \text{ M}$.

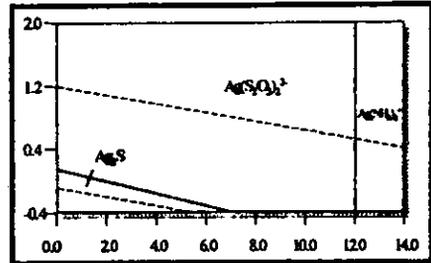


Figura No.- 16. Diagrama^[7] E-pH para el sistema Ag-tiosulfato- $\text{NH}_3/\text{NH}_4^+$ - H_2O a 25 °C, $[\text{Ag}] = 20 \text{ ppm}$, $[\text{tiosulfato}] = 1 \text{ M}$, $[\text{NH}_3/\text{NH}_4^+] = 3 \text{ M}$.

La especie compleja de aurotiosulfato es la más estable en un sistema menor a pH 8.5, conforme la concentración de amonio. Cuando el pH se vuelve más alcalino, la especie predominante de oro es representada por la diamina compleja. Ver figuras Nos. 15 y 16.

La lixiviación de Au con tiosulfato en presencia de amoniaco y un agente oxidante tal como Cu^{2+} mejora aun más la disolución:

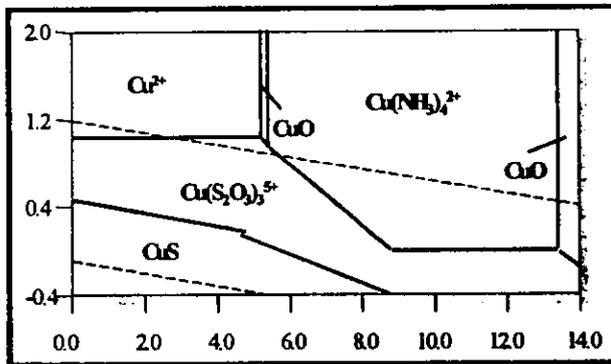
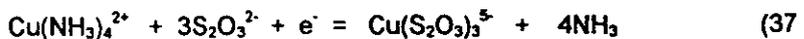


Figura No.- 17. Diagrama^[7] E-pH para el sistema Cu-tiosulfato- $\text{NH}_3/\text{NH}_4^+-\text{H}_2\text{O}$ a 25 °C, $[\text{Cu}^{2+}] = 0.05 \text{ M}$, $[\text{tiosulfato}] = 0.1 \text{ M}$, $[\text{NH}_3/\text{NH}_4^+] = 1 \text{ M}$.

El equilibrio redox entre el par cuproso-cúprico de amoniaco es representado por la siguiente reacción:



2.5.- Cinética química.

El objetivo de la cinética química es el estudio de las velocidades de las reacciones químicas y de los factores de que dependen dichas velocidades, de estos factores los más importantes son la concentración, temperatura y presión.

La velocidad de reacción se define como el índice de cambio de la concentración de un reactivo (o un producto) en el transcurso del tiempo; puede expresarse de las siguientes formas:

Basada en la unidad de volumen

del fluido reactante
$$\frac{1}{V} \frac{dNi}{dt} = \frac{\text{moles de } i \text{ formado}}{(\text{volumen de fluido})(\text{tiempo})} \quad (I)$$

Basada en la unidad de masa del sólido

en los sistemas sólido fluido.
$$\frac{1}{W} \frac{dNi}{dt} = \frac{\text{moles de } i \text{ formado}}{(\text{masa de sólido})(\text{tiempo})} \quad (II)$$

Basada en la unidad de superficie del sólido

en los sistemas sólido fluido.
$$\frac{1}{S} \frac{dNi}{dt} = \frac{\text{moles de } i \text{ formado}}{(\text{superficie})(\text{tiempo})} \quad (III)$$

donde V= volumen, W = masa, S = superficie y dN = variación de las moles de i (reactivo o producto) .



En algunas reacciones la velocidad es proporcional a la concentración de los reactivos elevados a una potencia; en tal caso, es conveniente hablar del orden de una reacción. Así, si la velocidad es directamente proporcional a una sola concentración, $v = kC$.

Donde v = velocidad, K = constante o coeficiente cinético y C = concentración, se dice que la reacción es de primer orden. También existen reacciones de segundo, tercer, etc, orden.

Hay muchas maneras de clasificar las reacciones químicas; un esquema útil es el que resulta de agruparlas de acuerdo con el número de fases implicadas: para este caso existen dos grupos: Sistemas Homogéneo y Heterogéneo.

Una reacción es homogénea si se efectúa solo en una fase y heterogénea si al menos existe la presencia de dos fases.

Los procesos de lixiviación se llevan a cabo en una intercara, es decir, existe la presencia de dos fases, por lo que se considera un proceso heterogéneo. Actualmente para este tipo de procesos se maneja el " Modelo del Núcleo Decreciente "^(20, 21), en donde un gas o líquido se pone en contacto con un sólido, reacciona con él y lo transforma en un producto.



En este modelo se considera que durante la reacción se presenta sucesivamente las tres etapas siguientes:

Etapa1. Difusión del reactante (el fluido puede ser gas o líquido) **A** a través de la solución en la intercara sólido líquido.

Etapa2. Reacción del reactante **A** con el sólido en la superficie de reacción.

Etapa3. Difusión de los productos de reacción a través de la solución en la intercara solido-solución.

En éste modelo, existen dos mecanismos que pueden controlar la reacción:
Reacción química como etapa controlante y difusión del reactivo a través de la película.

Reacción Química como etapa controlante

En la siguiente figura se muestran los gradientes de concentración dentro de una partícula cuando la etapa controlante es la Reacción Química.

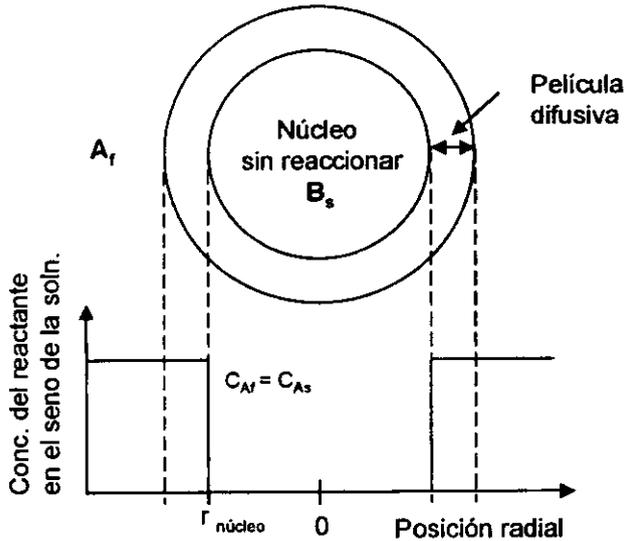


Figura No.- 18. Representación de una partícula de reacción cuando el mecanismo controlante es la reacción Química^[21]



donde C_{A_f} es la concentración de A en el fluido, C_{A_s} es la concentración de A en la superficie del sólido y $r_{\text{núcleo}}$ es el radio del núcleo.

Como la cantidad de sustancia reactante B es proporcional a la superficie disponible del núcleo sin reaccionar, por lo tanto, la velocidad de reacción se basa en la unidad de superficie del núcleo sin reaccionar, para la estequiometría de la reacción anterior resulta:

$$\frac{1}{4\pi r_c^2} \frac{dN_B}{dt} = -\frac{b}{4\pi r_c^2} \frac{dN_A}{dt} = bK_s C_{Af} \quad (\text{IV})$$

donde K_s = coeficiente cinético de primer orden para la reacción en la superficie,
 r = radio de la partícula, b = coeficiente estequiométrico, C_{Af} = Concentración de **A**
 en el fluido y t = tiempo. Escribiendo N_B en función de la disminución del radio

$$N_B = \rho_B V = \left(\frac{\text{moles de B}}{\text{cm}^3 \text{ s\u00f3lido}} \right) (\text{cm}^3 \text{ s\u00f3lido}) \quad (\text{V})$$

donde ρ_B = densidad molar de **B** en el s\u00f3lido.

La disminuci\u00f3n del volumen o del radio del n\u00facleo sin reaccionar que
 corresponde a la desaparici\u00f3n de dN_B moles de s\u00f3lido reactante o de $b dN_A$
 moles del fluido reactante viene dada por:

$$-dN_B = -b dN_A = -\rho_B dV = -\rho_B \left(\frac{4}{3} \pi r_c^3 \right) = 4\pi \rho_B r_c^2 dr_c \quad (\text{VI})$$

$$-\frac{1}{4\pi r_c^2} \rho_B \frac{d}{dt} \left(\frac{4}{3} \pi r_c^3 \right) = -\rho_B \frac{dr_c}{dt} = bK_s C_{Af} \quad (\text{VII})$$

que por integraci\u00f3n da:

$$-\rho_B \int_R^{r_c} dr_c = bK_s C_{Af} \int_0^t dt \quad (\text{VIII})$$

o

$$t = \frac{-\rho_B}{bK_s C_{Af}} (R - r_c) \quad (\text{IX})$$

El tiempo τ necesario para la reacci\u00f3n completa se obtiene cuando $r_c = 0$, o sea:

$$\tau = \frac{-\rho_B R}{bK_s C_{s,f}} \quad (\text{X})$$

La disminución del radio o el aumento de la conversión fraccional de la partícula en función del tiempo se calcula por combinación de las dos ecs. anteriores.

$$t = \frac{-\rho_B}{bK_s C_{s,f}} (R - r_c) \quad (\text{XI})$$

y

$$t \frac{\rho_B}{bK_s C_{s,f}} (R - r_c) = \tau - \frac{\pi r_c}{R} = \tau \left(1 - \frac{r_c}{R} \right) = \tau (1 - X_B) \quad (\text{XII})$$

donde finalmente:

$$\boxed{\frac{t}{\tau} = (1 - X_B) = 1 - (1 - X_B)^{1/3}} \quad (\text{XIII})$$

Difusión del reactivo en la película.

La resistencia de la película en la superficie de ésta, es dependiente de numerosos factores tales como la velocidad relativa entre la partícula y el fluido, tamaño de partícula y propiedades del fluido.

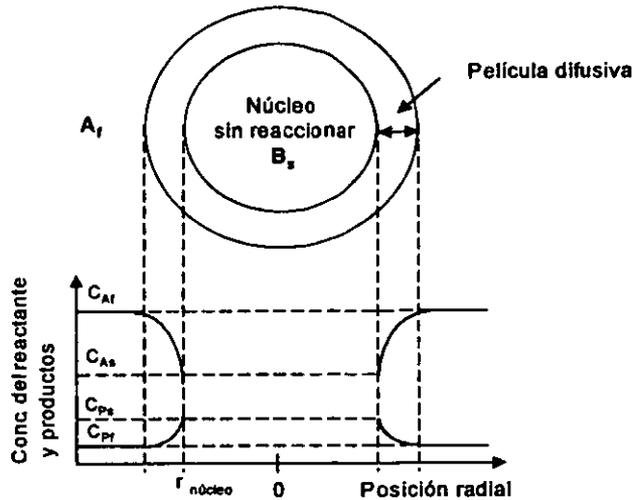
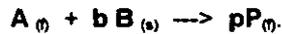


Figura No.- 19. Representación de una partícula de reacción cuando el mecanismo controlante es la difusión^[21]



donde C_{Ps} y C_{Pf} son la concentración del Producto en la superficie de la partícula y en el fluido respectivamente.

Los resultados obtenidos de varios métodos correlacionados entre sí, presentan la siguiente ecuación:



$$\frac{t}{\tau} = 1 - (1 - X_B)^{2/3} \quad (\text{XIV})$$

3.- Desarrollo.

La metodología de trabajo empleada, las condiciones y resultados de cada una de las técnicas y experimentos realizados se presentan a continuación.

3.1.- Metodología empleada.

Para determinar que técnicamente es factible la disolución de oro y plata en un concentrado bulk de plomo y establecer el grado de factibilidad económica de las alternativas propuestas contra el procesamiento convencional, se presenta el siguiente programa experimental, partiendo del muestreo y administración de muestras representativas y reproducibles.

En primer término se encuentra la caracterización química mineralógica que consiste en determinar la naturaleza del espécimen sujeto a estudio, evaluando sus principales propiedades fisicoquímicas, así como las relaciones mineralógicas preponderantes que impactan significativamente en el estudio hidrometalúrgico posterior.



$$\frac{f}{\tau} = 1 - (1 - X_B)^{2.3} \quad (\text{XIV})$$

3.- Desarrollo.

La metodología de trabajo empleada, las condiciones y resultados de cada una de las técnicas y experimentos realizados se presentan a continuación.

3.1.- Metodología empleada.

Para determinar que técnicamente es factible la disolución de oro y plata en un concentrado bulk de plomo y establecer el grado de factibilidad económica de las alternativas propuestas contra el procesamiento convencional, se presenta el siguiente programa experimental, partiendo del muestreo y administración de muestras representativas y reproducibles.

En primer término se encuentra la caracterización química mineralógica que consiste en determinar la naturaleza del espécimen sujeto a estudio, evaluando sus principales propiedades fisicoquímicas, así como las relaciones mineralógicas preponderantes que impactan significativamente en el estudio hidrometalúrgico posterior.



Se establece en la distribución de valores tanto de cabeza como la derivada del estudio de remolienda, la relación entre segregación-diseminación del Au, Ag, Pb, Zn y Cu; con el fin de apoyar la aplicabilidad de procesos hidrometalúrgicos para la extracción de oro y plata.

Posteriormente se desarrolla el estudio básico de extracción convencional empleando lixiviación alcalina con NaCN, incluyendo la aplicación de promotores de dicha lixiviación, de forma comparativa se desarrolla la extracción empleando agentes distintos al cianuro: tiourea y tiosulfato.

3.1.1- Material y equipo.

El material y equipo utilizado para realizar el estudio es el siguiente.

- Balanza analítica Mettler H80.
- Balanza granataria sartorius Werke.
- Picnómetro.
- Divisor automático Retsch de 8 frascos.
- Molino tipo USBM 8" X 8"
- Serie de tamices U.S. Standard Testing Sieve.
- Hidroclasificador de cinco etapas Warman.
- Equipo de fluorescencia de rayos X Rigaku KG-X.
- Equipo de difracción de rayos X Siemens D500.



- Equipo de absorción atómica Perkin Elmer 3030B.
- Espectrómetro de plasma SPS1200AR
- Microscopio de polarización Leitz Wetzlar SM-LUX-POL.
- Cámara fotográfica de 35 mm para microscopio de polarización.
- Frascos ambar y rodillos giratorios.
- Reactor de vidrio tipo Kettle de 500 mL con 3 bocas y termostato (thermistemp modelo 74).
- Microscopio electrónico de barrido Jeol JSM35 y espectrómetro de rayos X Kevex ray 5100.

3.1.2.- Muestreo y administración de muestras.

La realización del muestreo sistemático tiene por objeto generar el número necesario y adecuado de muestras tal que sus resultados y/o determinaciones sean repetitivas y reproducibles, para lo cual se hizo uso de un divisor automático, describiendo en las siguientes figuras la metodología de trabajo.

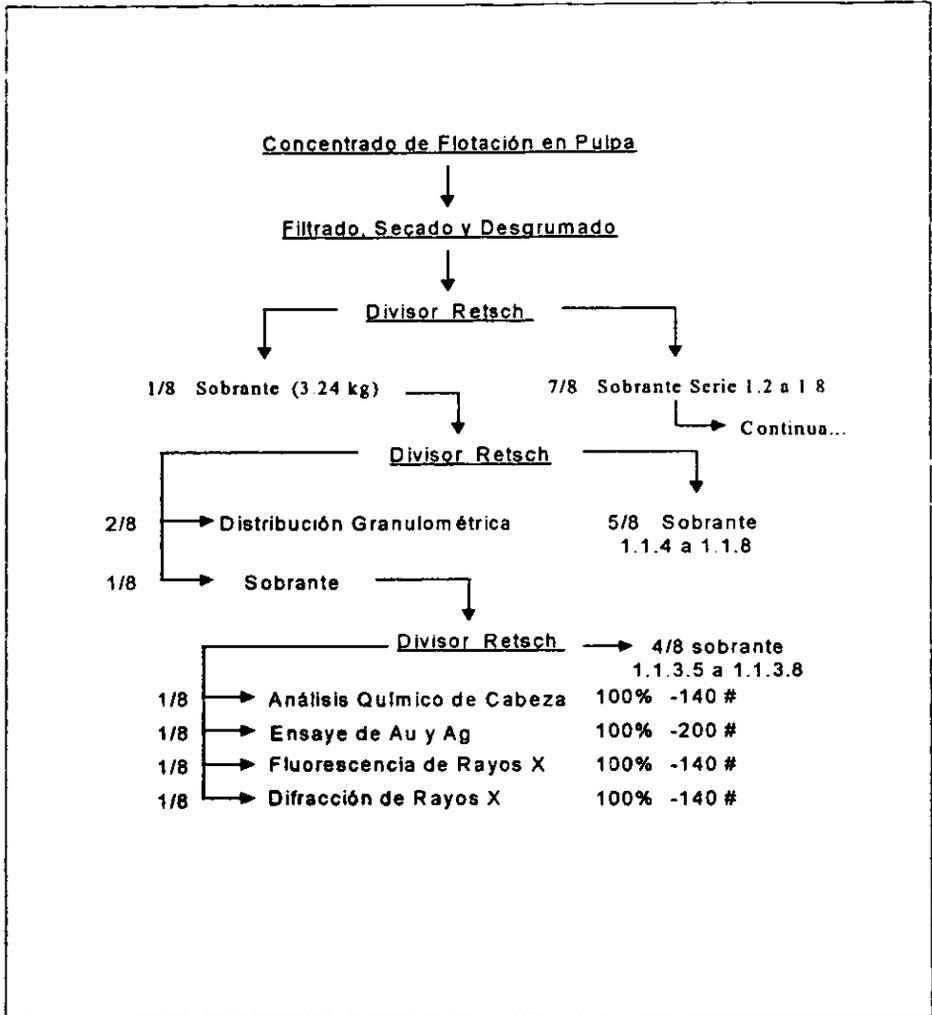


Figura No.-20. Muestreo y administración de muestras general.

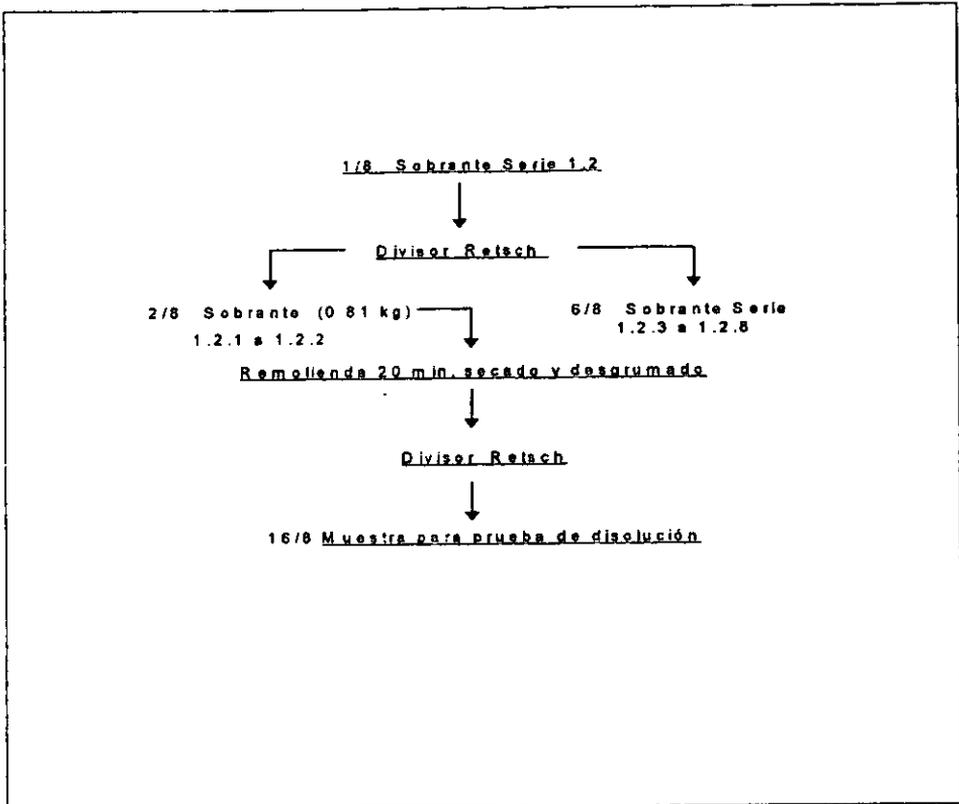


Figura No.- 21. Muestreo y administración modular para la experimentación con los distintos disolventes.

Las pruebas de lixiviación se desarrollaron en reactores de vidrio bajo experimentación intermitente, las condiciones se presentan en cada apartado, los análisis se realizaron sobre la base de los residuos mediante las técnicas descritas en el apartado correspondiente.



3.2.- Caracterización.

Se llevó a cabo la caracterización física, química y mineralógica de la muestra en estudio, los resultados obtenidos se presentan a continuación.

3.2.1.- Megascopía y determinaciones físicas.

La muestra que se presenta para la realización de éste estudio es un producto de flotación bulk de color gris oscuro. Las propiedades físicas cuantificadas fueron densidad y peso volumétrico.

La densidad se obtuvo por el método del picnómetro con la muestra original usando alcohol isopropílico como medio de aforo a 18 °C, se obtuvo un valor de 4.79 g/mL. El peso volumétrico se determinó aforando los sólidos en una probeta de 500 mL, el resultado fue de 1.96 t / m³.

La determinación del tamaño estándar (T_{80}) y medio (T_{50}) se obtuvo por clasificación de mallas en húmedo hasta la fracción +325# (45 mm), el producto -325# se clasificó en un hidroclasificador Warman MR de 5 etapas.



Producto	Abertura μm	Peso %	Peso Ac(-) %
-50 + 70	-320+212	1.16	100.0
-70 + 100	-212+150	2.06	98.8
-100 + 140	-150 +106	2.73	96.9
-140 + 200	-106+75	6.98	94.1
-200 + 270	-75 + 53	7.29	87.1
-270 + 325	-53 + 45	3.35	79.8
-325 + C ₁	-45 + 29	15.76	76.4
-C ₁ + C ₂	- 29 + 22	19.76	60.7
-C ₂ + C ₃	- 22 + 15	11.06	40.9
-C ₃ + C ₄	-15 + 10	9.16	29.9
-C ₄ + C ₅	-10+7	7.12	20.7
-C ₅	-7	13.57	13.6
Total		100.00	

Cuadro No.- 2 Distribución acumulativo negativo en % del concentrado bulk de plomo. Donde C₁ es el hidroclasificador No. 1 y así consecutivamente.

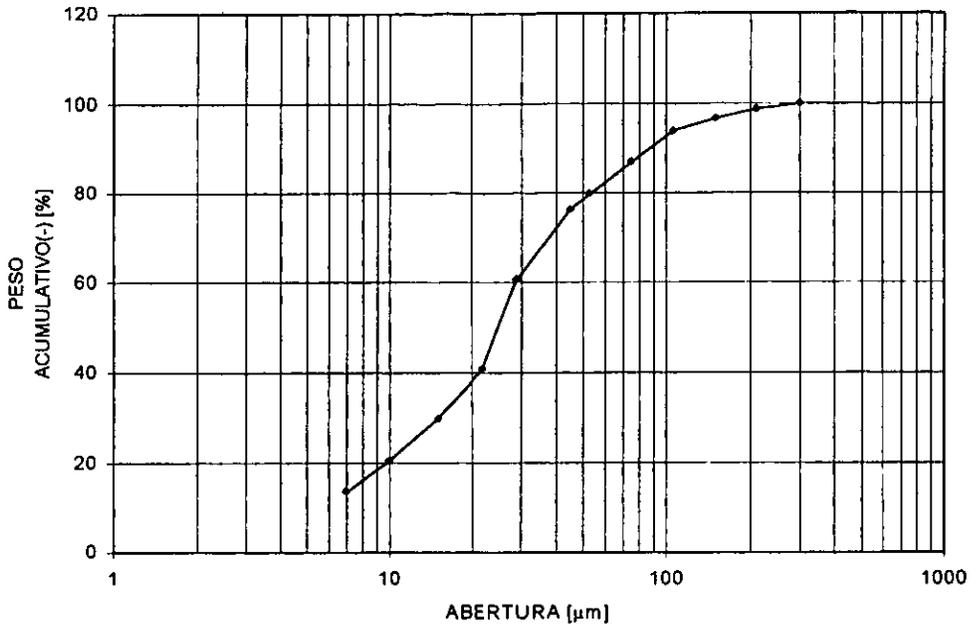


Figura No.- 22 Análisis granulométrico en húmedo empleando los tamices de la serie U.S. Standard Testing Sieve. Sobre el producto -325 mallas se aplicó el hidroclasificador de 5 etapas Warman, con T_{80} de 53 μm y un T_{50} de 26 μm .

3.2.2.- Fluorescencia de rayos X.

Los elementos que se identificaron en el espectrográma y su contenido estimado se muestran a continuación; cuando $Z > 19$.



Proporción	Elemento
Mayor del 10%	Pb
Entre 10.0 y 1.0%	Zn, Cu, Fe
Entre 1.0 y 0.01%	Ca
Menor de 0.01%	Ag, Ti, Cd, Rb

Cuadro No.- 3. Proporción relativa (%) y composición elemental obtenida por fluorescencia. El límite de detección por esta técnica para la mayoría de los elementos es de 30 ppm.

3.2.3.- Análisis químico cuantitativo.

Los resultados del análisis químico cuantitativo de los diferentes elementos de interés en el concentrado bulk se presentan a continuación:

Análisis Químico Cuantitativo						
ppm Au ^(C)	ppm Ag ^(C)	%Pb ^(A)	%Zn ^(A)	% Cu ^(B)	ppm As ^(D)	ppm Sb ^(D)
11.4	1112	50.1	13.4	2.43	<1000	<1000

(A): Análisis químico por volumetría.

(B): Análisis químico por espectrofotometría de absorción atómica.

(C): Ensaye por fusión-copelación e incuatación.

(D) Espectrómetro de plasma.

Cuadro No.- 4.



3.2.4.- Distribución de valores.

Se llevó a cabo el análisis de la distribución de valores en los productos del análisis granulométrico; estos productos fueron secados y preparados 100% a - 140 mallas para posteriormente ser enviados a análisis químico.

Producto	Abertura µm	Peso %	Análisis					Distribución %				
			Au ppm	Ag ppm	Pb %	Zn %	Cu %	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
-50 + 70	-320+210	1.16	3.6	1564	18.4	7.7	2.8	0.4	1.4	0.4	0.6	1.3
-70 + 100	-210+150	2.08	4.8	1441	23.3	12.3	3.5	0.9	2.3	0.9	1.8	2.9
-100 + 140	-150+106	2.73	7.0	1751	28.4	17.6	4.6	1.7	3.8	1.5	3.3	5.0
-140 + 200	-106+75	6.98	5.4	1564	38.3	19.4	4.0	3.5	8.6	5.2	9.5	11.1
-200 + 270	-75+53	7.29	8.2	1168	50.0	18.3	3.1	5.5	6.7	7.1	9.3	9.1
-270 + 325	-53+45	3.35	8.0	972	57.6	14.9	2.4	2.5	2.6	3.7	3.5	3.2
-325 + C ₁	-45+29	15.76	21.2	748	68.0	8.4	1.7	30.6	9.3	20.8	9.3	10.7
-C ₁ + C ₂	-29+22	19.76	12.2	886	58.8	17.4	2.5	22.2	13.8	22.5	24.0	19.8
-C ₂ + C ₃	-22+15	11.06	8.6	1242	53.6	16.7	2.4	8.8	10.8	11.5	12.9	10.6
-C ₃ + C ₄	-15+10	9.16	8.0	535	52.3	15.7	2.4	6.7	3.9	9.3	10.0	8.7
-C ₄ + C ₅	-10+7	7.12	19.6	3500	51.7	14.3	2.4	12.8	19.6	7.1	7.1	6.7
-C ₅	-7	13.57	3.6	1621	38.0	09.3	2.1	4.5	17.3	10.0	8.8	11.2
Total		100.00						100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Ley de cabeza			11.4	1112	50.1	13.4	2.4					
Ley calculada			10.9	1271	51.8	14.3	2.5					

Cuadro No.- 5. Distribución en % de la muestra en estudio.



A partir de los resultados de la distribución del cuadro No. 5, se calculó el % Acumulativo Negativo del Análisis y Distribución, con el fin de encontrar relaciones que nos permita determinar la segregación o diseminación de los principales constituyentes de la muestra.

Producto	Abertura μm	Peso Ac(-) %	Acumulativo (-)									
			Análisis %					Distribución %				
			Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
-50 + 70	-300+210	100.0	10.9	1271	51.6	14.3	2.5	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-70 + 100	-210+150	98.8	11.0	1268	52.0	14.4	2.5	99.6	98.6	99.6	99.4	98.7
-100 + 140	-150+106	96.8	11.1	1263	52.6	14.5	2.5	98.7	96.2	98.7	97.6	95.8
-140 + 200	-106+75	94.0	11.2	1250	53.3	14.4	2.4	97.0	92.5	97.2	94.3	90.8
-200 + 270	-75+53	87.1	11.7	1224	54.5	14.0	2.3	93.5	83.9	92.0	84.8	79.7
-270 + 325	-53+45	79.8	12.0	1229	54.9	13.8	2.2	88.0	77.2	84.9	75.5	70.7
-325 + C1	-45+29	76.4	12.2	1241	54.8	13.5	2.2	85.8	74.6	81.2	72.0	67.5
-C1 + C2	-29+22	60.7	9.8	1368	51.4	14.8	2.4	55.0	65.3	60.4	62.8	56.8
-C2 + C3	-22+15	40.9	8.7	1602	47.8	13.6	2.3	32.8	51.6	37.9	38.8	37.2
-C3 + C4	-15+10	29.9	8.8	1733	45.6	12.5	2.2	24.0	40.8	26.4	25.9	26.6
-C4 + C5	-10+7	20.7	9.1	2266	42.7	11.0	2.2	17.3	36.9	17.1	15.9	17.9
-C5	-7	13.6	3.6	1621	38.0	9.3	2.1	4.5	17.3	10.0	8.8	11.2

Cuadro No.- 6. Distribución acumulativo negativo. Los resultados gráficos de la distribución de valores se ilustran a continuación.

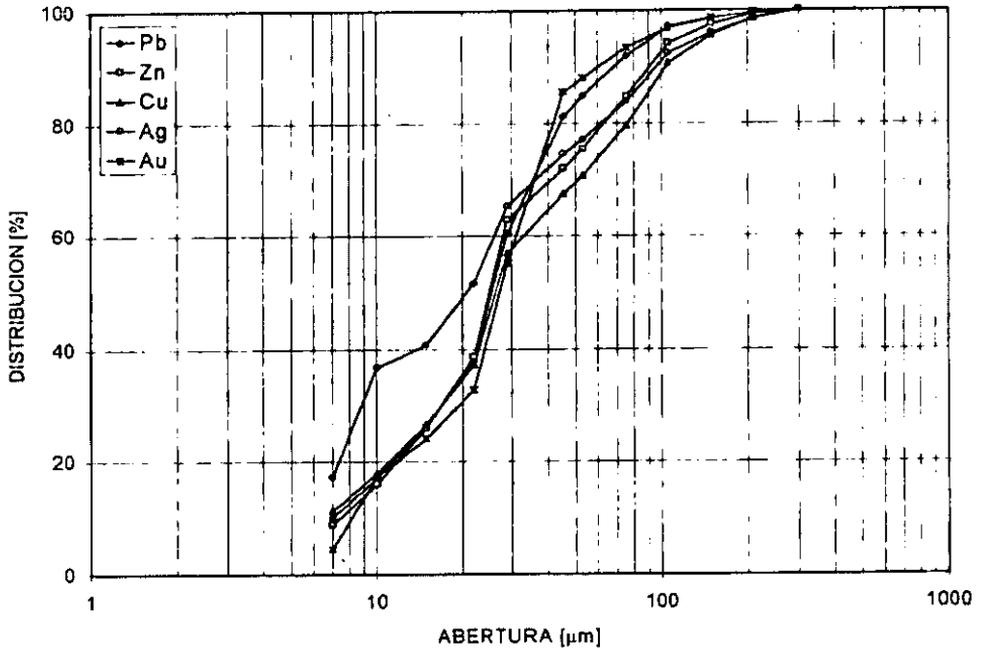


Figura No.- 23. Relación multielemental derivada de la distribución de valores acumulativo negativo del concentrado bulk, a partir de los datos registrados del Cuadro No.- 6.

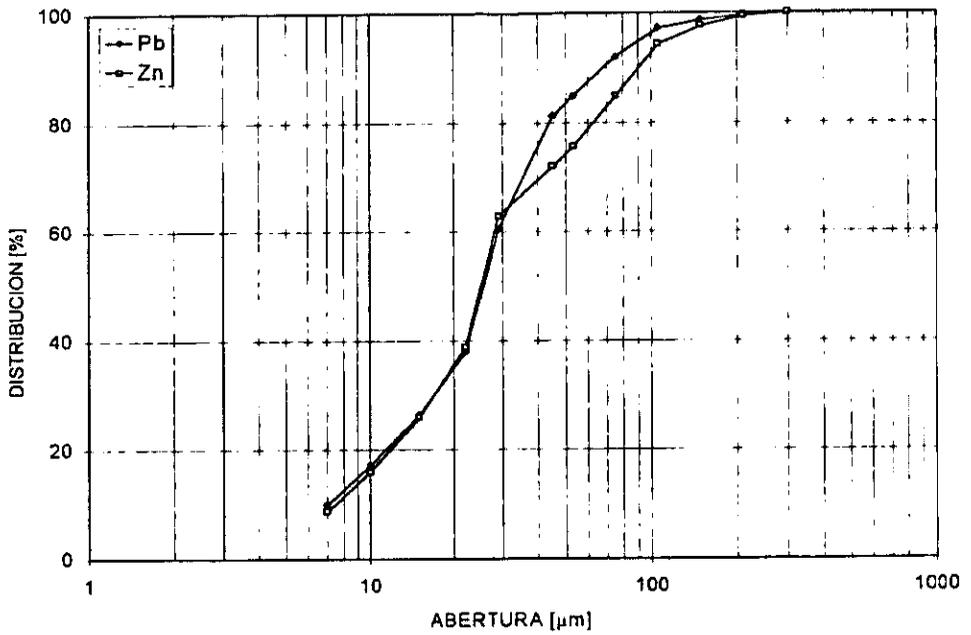


Figura No.- 24. Relación plomo-zinc dentro del concentrado bulk derivado de la distribución de valores acumulativo, indicando una estrecha asociación en la serie menor a 40 μm.

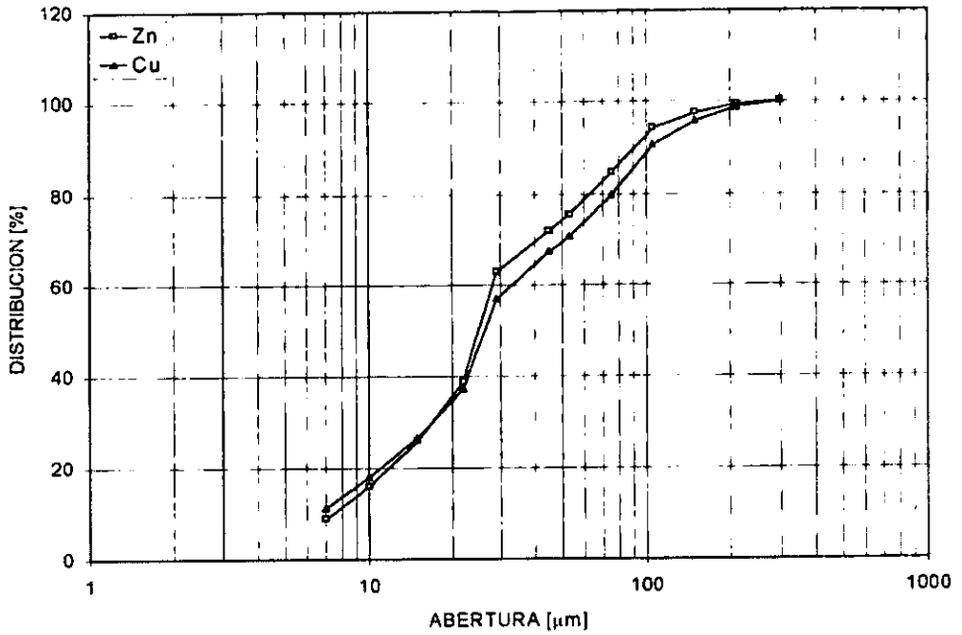


Figura No. - 25. Relación zinc-cobre dentro del concentrado bulk derivado de la distribución de valores acumulativo. Se observa el mismo patrón que con el plomo abajo de 30 μm .

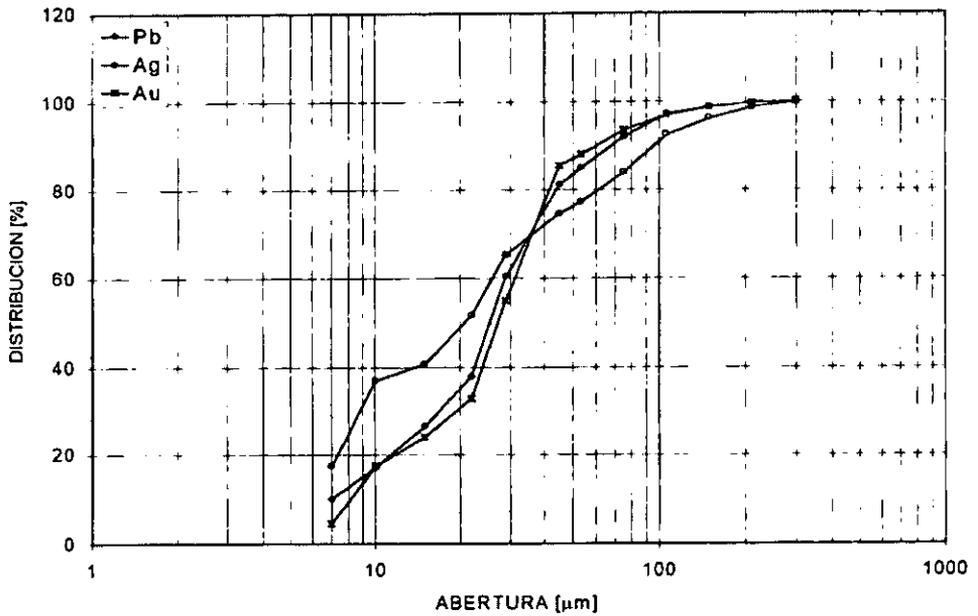


Figura No.- 26. Distribución de valores acumulativo negativo de Pb, Au y Ag, indican que la plata se halla ligeramente segregada en los productos $-30 \mu\text{m}$, cerca del 60%.

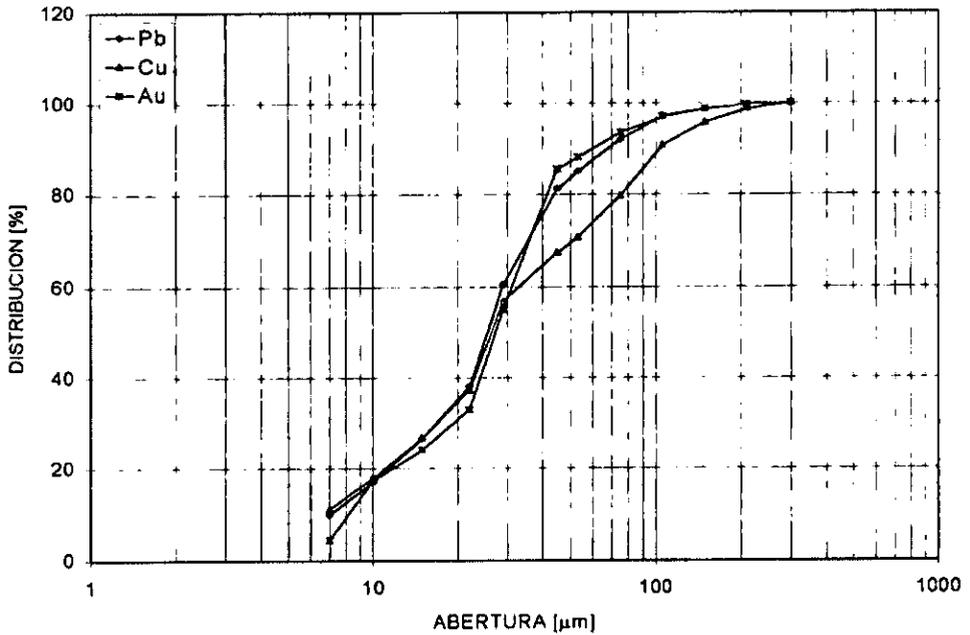


Figura No.- 27. Distribución de valores acumulado negativo de Pb, Cu y Au.

El cobre respecto de la plata responde de manera distinta, observando un efecto mixto respecto al plomo, por un lado completa diseminación (fracción fina) y por otro relativa segregación (fracción gruesa).

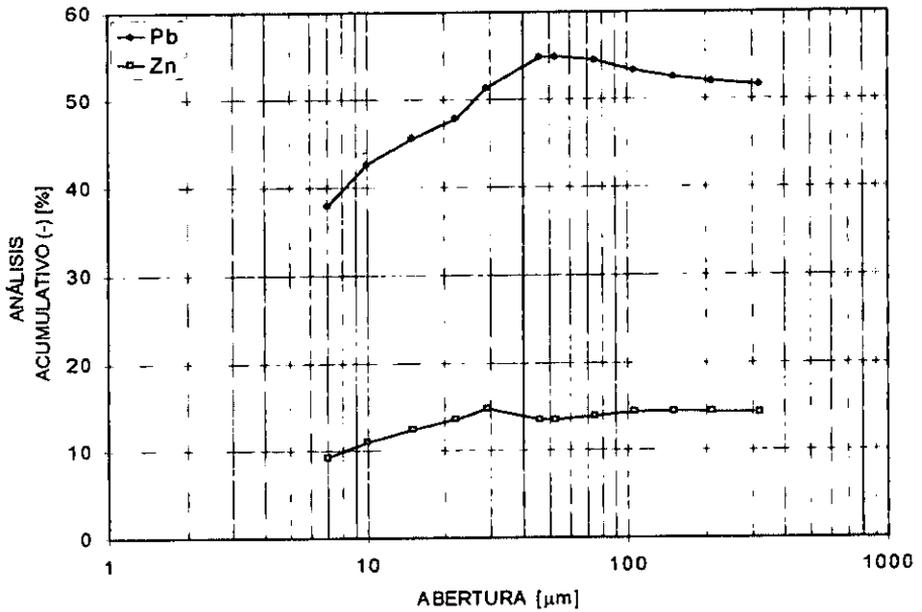


Figura No.- 28. Distribución del análisis acumulativo negativo para Pb y Zn; a partir de los datos registrados en el cuadro No.- 6. En esta gráfica se aprecia total diseminación del Zn y Pb.

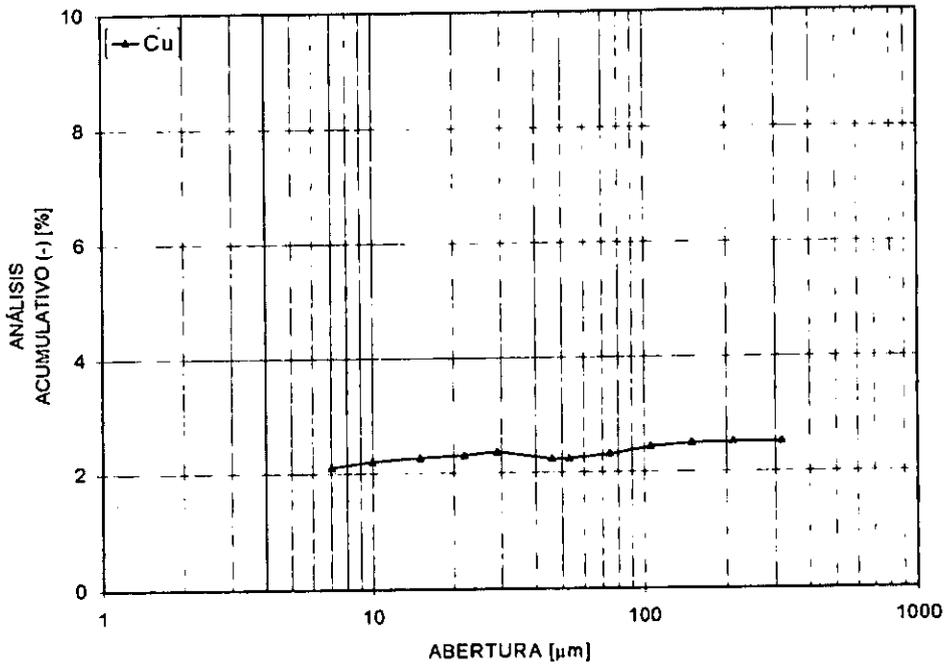


Figura No.-29. Distribución del análisis acumulativo negativo para Cu a partir de los datos registrados en el cuadro No.- 6. La gráfica expresa total diseminación del cobre.

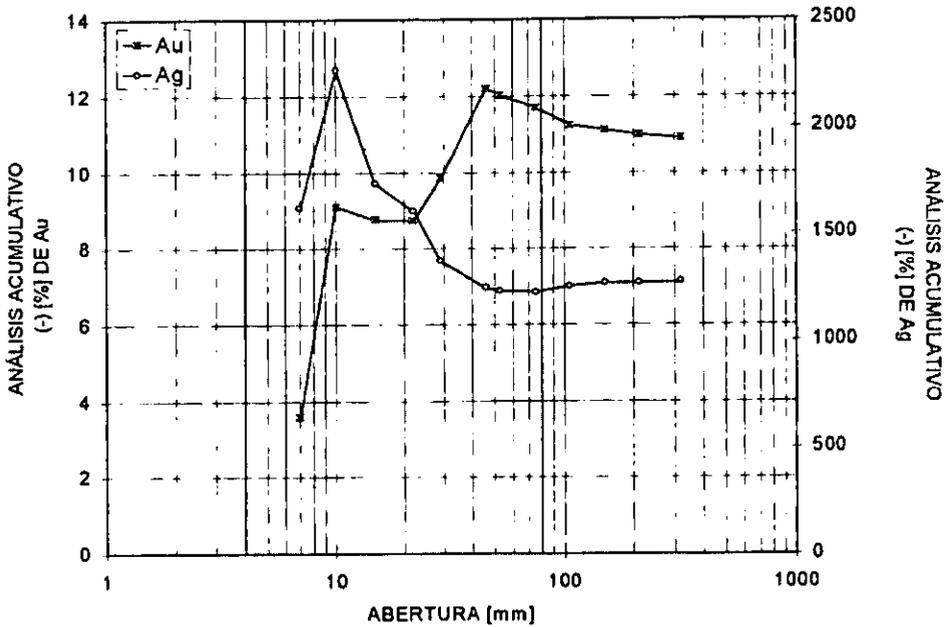


Figura No. 30. Distribución del análisis acumulativo negativo para Au y Ag; a partir de los datos registrados en el cuadro No. - 6. Estas líneas nos muestran que la plata presenta algo de segregación en los productos mas finos, en cambio el oro se segrega un poco hacia los productos gruesos.



3.2.5.- Difracción de rayos X.

Las muestras utilizadas para el estudio fueron previamente molidas a un tamaño menor de 100#. Las especies minerales que se observaron en el difractograma correspondiente se presentan a continuación en orden decreciente de sus intensidades y cristalinidad.

Proporción	Especie / Fórmula
Mayor del 10.0 %	Galena (PbS) Esfalerita (ZnS)
Entre el 10.0 y 1.0 %	Calcopirita (CuFeS ₂) Cuarzo (SiO ₂)
Entre el 1.0 y 0.1%	Anglesita (PbSO ₄)

Cuadro No.- 7. Se utilizó el equipo de difracción de rayos X Siemens D-500.



3.2.6.- Minerografía química.

A continuación se presentan los tamaños, asociaciones y relaciones texturales que existen entre los minerales observados con el microscopio óptico de polarización con luz reflejada.

Mineral	Tamaños al Microscopio	Asociación	Textura	Foto
Galena	1 a 250 μm	PbS - ZnS PbS - Ag_3SbS_3 PbS - SiO_2 PbS - ZnS- Ag_3SbS_3 PbS - PbSO_4	-Principalmente Intercrecimiento -Intercrecimiento -Rellenando huecos -Intercrecimiento -Oxidación hacia los bordes alterando los cristales de galena dando un aspecto corroído	3,4,5 2,7 2
Esfalerita	6 a 250 μm	ZnS - CuFeS_2 ZnS - SiO_2 ZnS - ZnO	-Con exsoluciones de tipo emulsión en proporción considerable de calcopirita. -Rellenando huecos -Reemplazamiento del ZnO en la esfalerita	4 2
Calcopirita	10 a 175 μm	CuFeS_2 CuFeS_2 - ZnS CuFeS_2 - FeS_2	-Libre -Se presenta como Exsolución tipo emulsión -Intercrecimiento	3 4
Pirita	9 a 75 μm	FeS_2 - CuFeS_2 FeS_2 - PbS	-Intercrecimiento -Intercrecimiento	
Arsenopirita	4 a 50 μm	FeAsS_2 , FeS_2	-Intercrecimiento	
Bornita	6 a 150 μm	Cu_3FeS_4 - CuS Cu_3FeS_4 - CuFeS_2 y SiO_2	-Reemplazamiento -Reemplazamiento	5,8
Covelita	5 a 35 μm	CuS Cu_2S - Cu_3FeS_4 - Cu_2S - $4\text{Cu}_2\text{S.Sb}_2\text{S}_3$	-Libre -Reemplazamiento en forma de anillo.	5
Calcosita	12 a 50 μm	Cu_2S - $4\text{Cu}_2\text{S.Sb}_2\text{S}_3$ Cu_2S - PbS Cu_2S - ZnS	-Reemplazamiento -Intercrecimiento -Intercrecimiento	5
Tetraedrita	10 a 60 μm	$\text{Cu}_2\text{S.Sb}_2\text{S}_3$ $4\text{Cu}_2\text{S.Sb}_2\text{S}_3$ - PbS	-Libre -Intercrecimiento	
Pirargirita	16 a 100 μm	Ag_3SbS_3 - PbS	-Intercrecimiento	2,7
Freibergita	10 a 70 μm	$3(\text{Cu}_2\text{S.Sb}_2\text{S}_3)$ - PbS	-Intercrecimiento	
Cobre nativo	50 μm	Natvo	-Nativo en muy pequeña proporción	
Electrum	35 μm	AuAg	-Libre y asociado a cuarzo	1
Anglesita	20 μm	PbSO_4 - PbS	-Reemplazamiento a través de sus bordes	
Zincita	5 a 15 μm	ZnO-ZnS	-Reemplazamiento a través de sus bordes	

Cuadro No. - 8. Resultados minerográficos.



3.2.7.- Liberación de Partícula.

Como se ha observado en los diversos análisis, el mineral es un concentrado de plomo impurificado con minerales de zinc, por lo que se determinó el tamaño de liberación de galena respecto a esfalerita. El estudio se realizó con ayuda del microscopio de polarización y con base en un conteo de partículas.

Producto		Peso %	Distribución %		Liberación relativa %		Liberación absoluta %	
Malla	Tamaño μm		PbS	ZnS	PbS	ZnS	PbS	ZnS
-50+70	-320+212	1.16	0.4	0.6	25	5	0.1	0.0
-70+100	-212+150	2.06	0.9	1.8	47	6	0.4	0.1
-100+140	-150+106	2.73	1.5	3.3	61	22	0.7	0.7
-140+200	-106+75	6.98	5.2	9.5	66	29	3.4	2.7
-200+270	-75+53	7.29	7.1	9.3	72	42	5.1	3.9
-270+325	-53+45	3.35	3.7	3.5	79	43	2.9	1.5
-325+C ₁	-45+29	15.76	20.8	9.3	85	57	17.6	5.3
-C ₁ +C ₂	-29+22	19.76	22.5	24.0	92	73	20.7	17.5
-C ₂ +C ₃	-22+15	11.06	11.5	12.9	95	83	10.9	10.7
-C ₃ +C ₄	-15+10	9.16	9.3	10.0	98	91	9.6	9.1
-C ₄ +C ₅	-10+7	7.12	7.1	7.1	99	96	7.1	6.8
-C ₅	-7	13.57	10.0	8.8	99	96	9.9	8.6
Total		100.00	100.0	100.0			88.41	66.9

Cuadro No.- 9. Liberación de plomo-zinc.

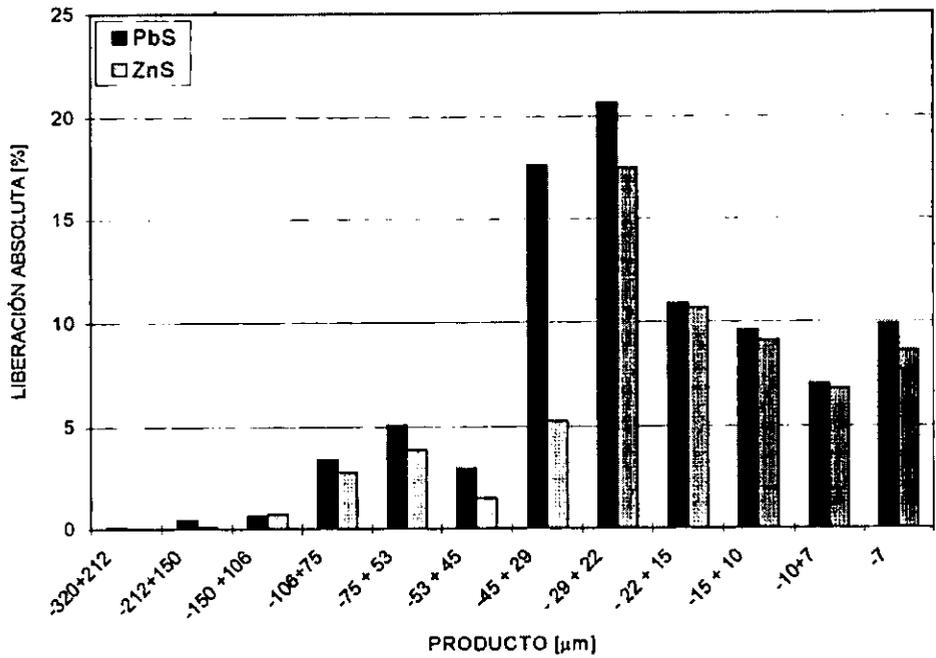
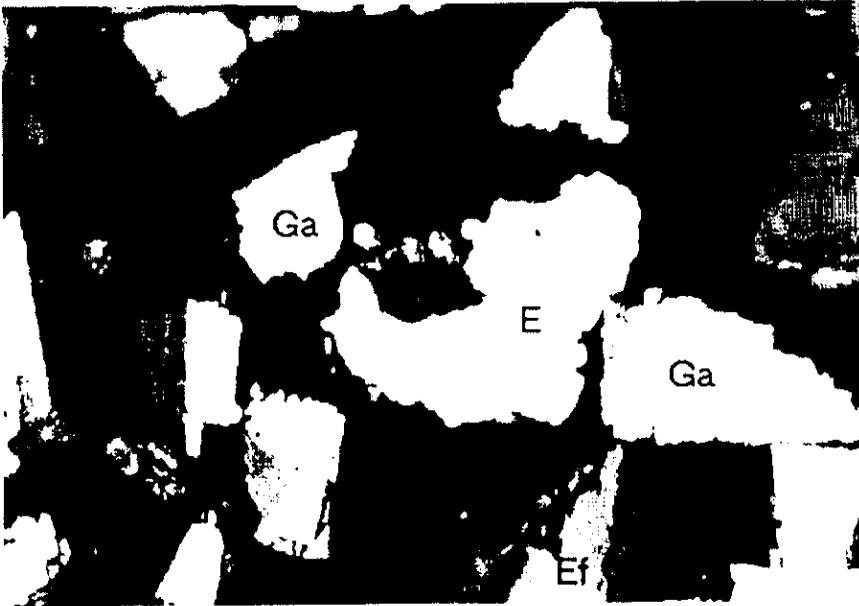


Figura No.- 31. Liberación de partículas Pb y Zn a partir de resultados obtenidos del cuadro No.- 9.

3 2 8 - Fotomicrografías.

Fotomicrografía No.-1

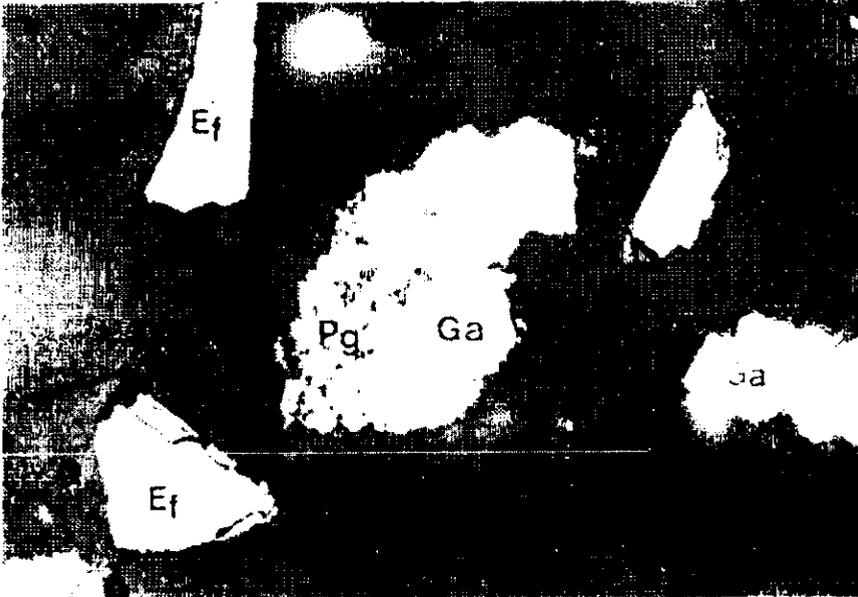


Electrum (E) asociado a cuarzo (Q). La mayoría de las partículas de electrum se presentan libres. También se observan partículas de galena (Ga) liberadas y esferita (Ef).

Amplificación: 725X.

Escala: 1mm = 1.38 μ m

Fotomicrografía No.-2.



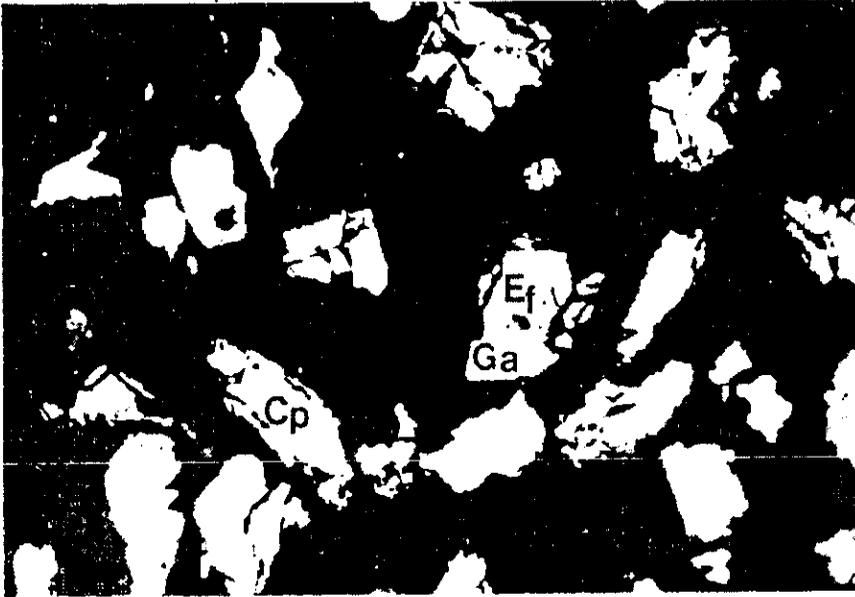
Partícula central de galena (Ga) intercrecida con pirargirita (Pg), además, se observan partículas libres de esfalerita (Ef), galena asociada a cuarzo (Q) y esfalerita asociada a cuarzo.

La plata se identificó principalmente como pirargirita y freibergita, éstas se presentan intercrecidas principalmente con galena.

Amplificación: 285X.

Escala: 1mm = 3.51 μ m.

Fotomicrografía No.-3



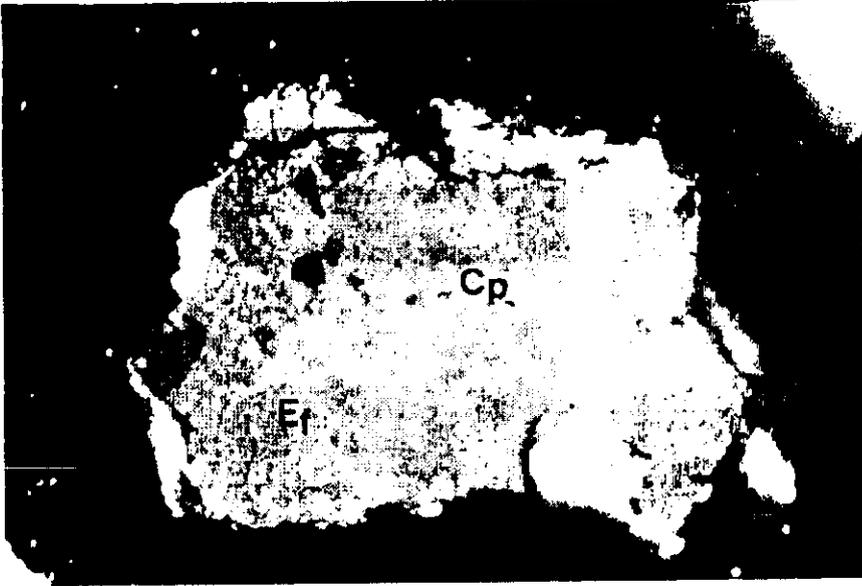
Partículas liberadas y no liberadas de galena (Ga) y esfalerita (Ef) (intercrecimiento), además de una partícula de calcopirita (Cp) libre.

El principal mineral de plomo es la galena y se presenta generalmente intercrecida con esfalerita (principal mineral de zinc)

Amplificación: 285X.

Escala: 1mm = 3.51 μ m

Fotomicrografía No.-4.



Partícula de esfalerita (Ef) intercrecida con galena (Ga) y calcopirita (Cp) en forma de exsolución tipo emulsión homogéneamente distribuida sobre la esfalerita.

La calcopirita generalmente se encontraba libre y como exsolución.

Amplificación: 1840 X.

Escala. 1mm = 0.54 μ m

Fotomicrografía No.-5.



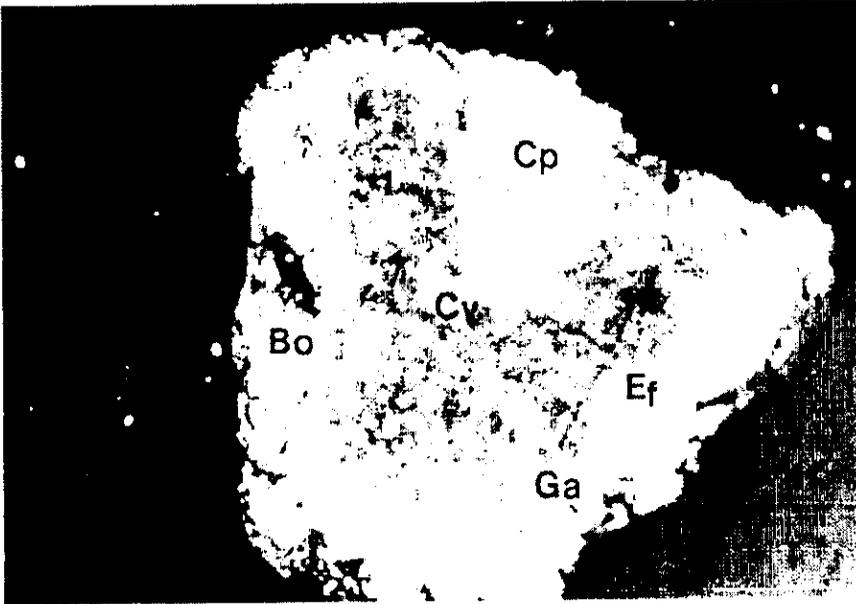
Partícula de galena (Ga) reemplazada por tetraedrita (Tr) y ésta a su vez por calcosita (Cc) y ésta última por esfalerita (Ef) intercrecida con un reemplazamiento de bornita (Bo) alterándose a covelita (Cv).

El cobre fue identificado principalmente como calcopirita, otros minerales de cobre son covelita, bornita, calcosita y tetraedrita-tenantita-freibergita.

Amplificación: 725X.

Escala 1mm = 1.38 μ m

Fotomicrografía No.-6.

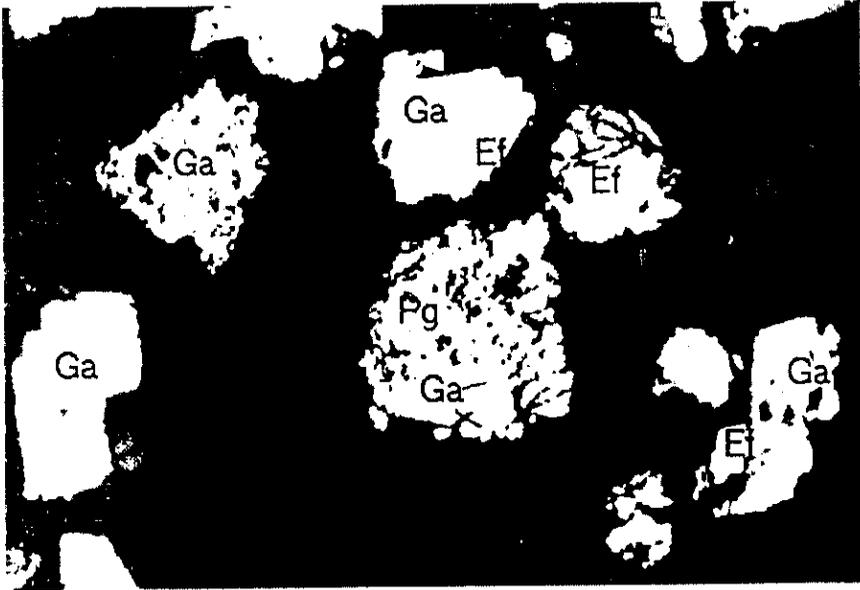


Partícula mixta de esfalerita (Ef) intercrecida con galena (Ga) y calcopirita (Cp), las cuales están reemplazadas a través de sus bordes por bornita (Bo) y Coveilita (Cv).

Amplificación: 725X

Escala 1mm = 1.38 μ m

Fotomicrografía No.-7.



Se observa una partícula de pirargirita (Pg) intercrecida con galena (Ga), además; partículas intercrecidas de galena y esfalerita (Ef).

Amplificación: 725X.

Escala 1mm = 1.38 μ m



3.3. - Experimentación.

3.3.1.- Estudio de remolienda.

El objetivo de la remolienda es determinar el grado de dispersión de los elementos y comprobar su efecto en la lixiviación. Se realizó la remolienda empleando un molino tipo USBM 8" X 8", la evaluación del producto remolido se hizo en húmedo usando la serie U.S. Standard Testing Sieve y en la fracción -325# se aplicó un hidroclasificador de 5 etapas cyclosizer Warman, las condiciones de operación se presentan a continuación:

Variable	Unidad	Magnitud
Mineral	kg	0.80
Vol. Agua	mL	700
Vel. Molino	rpm	740
Sólido	%	53
Molino	Pulgadas	8 X 8
Tiempo	min	5, 10, 15 y 20

Cuadro No.- 10. Condiciones de operación de molienda.

Tamaño de Bola (pulgadas)	Número de Bolas	Masa g
1	75	4828
7/8	79	3261
3/4	76	2050
5/8	78	1193
1/2	98	8781

Cuadro No.- 11. Condiciones de la carga de bolas.



Variable	Unidad	Magnitud
Mineral	g	63.0816
Temperatura	°C	23
Tiempo	min	10
Flujo	L / min	160
Presión	kPa	280

Cuadro No.- 12. Condiciones de operación del hidroclasificador.

Se realizó el análisis de distribución de valores de los productos de remolienda; éstos fueron secados y preparados 100% a -140 mallas para posteriormente ser enviados a análisis químico. Para el trabajo se consideraron 5, 10, 15 y 20 minutos de remolienda.

A) Remolienda 5 minutos.

Producto	Abertura µm	Peso %	Análisis					Distribución %				
			Au ppm	Ag ppm	Pb %	Zn %	Cu %	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
-100 + 140	-150+106	1.5	24.8	5286	21.5	19.5	4.9	4.5	7.1	0.6	2.1	2.3
-140 + 200	-106+75	3.3	15.8	2359	33.4	25.0	4.9	6.2	6.9	1.9	5.8	4.9
-200 + 270	-75+53	9.3	13.2	1470	57.6	20.0	3.7	14.5	12.0	9.3	13.1	10.3
-270 + 325	-53+45	2.7	10.0	1260	64.6	18.6	3.1	3.2	3.0	3.0	3.5	2.5
-325 + C ₁	-45+29	6.8	3.1	594	85.4	1.3	0.5	2.5	3.5	10.1	0.6	1.0
-C ₁ + C ₂	-29+22	20.2	13.0	864	78.5	17.4	7.7	31.1	15.3	27.5	24.7	47.1
-C ₂ + C ₃	-22+15	14.9	9.0	850	54.0	16.0	2.2	15.8	11.1	13.9	16.7	9.9
-C ₃ + C ₄	-15+10	13.0	6.3	938	53.0	13.5	2.0	9.6	10.7	12.0	12.3	7.9
-C ₄ + C ₅	-10+7	6.8	7.0	1034	52.4	14.1	2.2	5.6	6.1	6.1	6.7	4.5
-C ₅	-7	21.4	2.8	1296	42.1	9.6	1.5	7.1	24.3	15.6	14.4	9.7
Total		100.0						100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Ley cabeza			11.4	1112	50.1	13.4	2.4					
Ley calculada			8.5	1142	57.7	14.3	3.3					

Cuadro No.- 13. Distribución de valores (%) para 5 minutos de remolienda.



Producto	Abertura μm	Peso Ac(-) %	Acumulativo (-)									
			Análisis %					Distribución %				
			Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
-100 + 140	-150+106	100.0	8.5	1142	57.7	14.3	3.3	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-140 + 200	-106+75	98.5	8.2	1077	56.3	14.2	3.3	95.5	92.9	99.4	97.9	97.7
-200 + 270	-75+53	95.1	8.0	1032	59.2	13.8	3.2	89.3	86.0	97.5	92.1	92.8
-270 + 325	-53+45	85.8	7.4	985	59.4	13.1	3.2	74.8	74.0	88.2	79.0	82.5
-325 + C ₁	-45+29	83.1	7.3	976	59.2	12.9	3.2	71.6	71.1	85.2	75.5	80.0
-C ₁ + C ₂	-29+22	76.3	7.7	1010	56.8	14.0	3.4	69.1	67.5	75.1	74.9	79.0
-C ₂ + C ₃	-22+15	56.1	5.7	1063	49.0	12.7	1.9	38.1	52.2	47.6	50.1	31.8
-C ₃ + C ₄	-15+10	41.2	4.6	1140	47.2	11.6	1.8	22.3	41.1	33.7	33.5	22.1
-C ₄ + C ₅	-10+7	28.2	3.8	1233	44.6	10.7	1.7	12.7	30.5	21.8	21.1	14.2
-C ₅	-7	21.4	2.8	1296	42.1	9.6	1.5	7.1	24.3	15.6	14.4	9.7

Cuadro No.- 14. Distribución acumulativo negativo en % para 5 minutos de remolienda. Los resultados gráficos se ilustran a continuación.

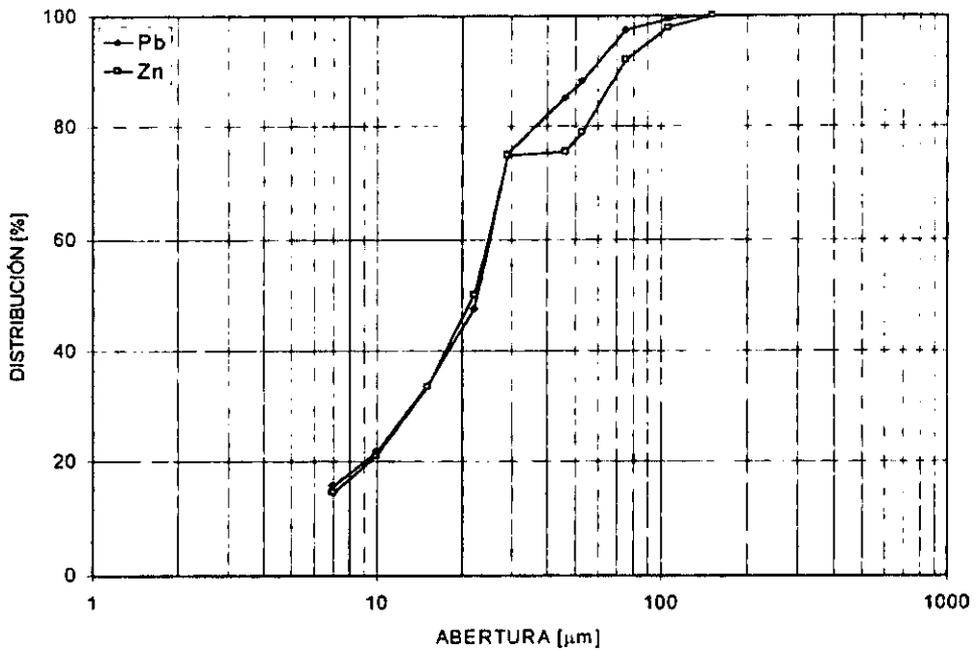


Figura No.- 32. Distribución de valores acumulativo negativo del concentrado bulk, después de 5 minutos de remolienda. Se puede apreciar un comportamiento similar en productos menores a 30 micrómetros.



B) Remolienda 10 minutos.

Producto	Abertura μm	Peso %	Análisis					Distribución %				
			Au ppm	Ag ppm	Pb %	Zn %	Cu %	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
-100 + 140	-150+106	0.3	116.25	21618	19.8	14.3	5.62	3.1	5.2	0.1	0.3	0.7
-140 + 200	-106+75	2.2	31.4	3384	19.9	25.7	5.76	7.0	6.9	0.9	4.4	5.9
-200 + 270	-75+53	2.8	20	1962	32.7	25.3	4.9	5.8	5.2	1.9	5.6	6.5
-270 + 325	-53+45	2.8	13	1421	45.2	22.7	4.08	3.8	3.7	2.7	5.0	5.4
-325 + C ₁	-45+29	11.9	22	256	72.2	8	1.4	26.8	2.8	17.8	7.4	7.8
-C ₁ + C ₂	-29+22	18.3	11	896	57.2	15.6	2.3	20.6	15.2	21.8	22.2	19.8
-C ₂ + C ₃	-22+15	15.2	7.5	854	33.6	8.9	1.3	11.7	12.1	10.6	10.5	9.3
-C ₃ + C ₄	-15+10	14.2	7.14	927	53.6	14.8	2.4	10.4	12.2	15.8	16.3	16.0
-C ₄ + C ₅	-10+7	7.8	5.33	1008	50.7	13.3	2.1	4.3	7.3	8.2	8.1	7.7
-C ₅	-7	24.5	2.6	1293	39.4	10.6	1.8	6.5	29.4	20.1	20.2	20.7
Total		100.0						100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Ley cabeza			11.4	1112	50.1	13.4	2.43					
Ley calculada			9.8	1077	48.1	12.9	2.1					

Producto	Tamaño μm	Peso Ac(-) %	Acumulativo (-)									
			Análisis %					Distribución %				
			Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
-100 + 140	-150+106	100.0	9.8	1077	48.1	12.9	2.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-140 + 200	-106+75	99.7	9.5	1023	48.1	12.9	2.1	96.9	94.8	99.9	99.7	99.3
-200 + 270	-75+53	97.5	9.0	970	48.8	12.6	2.0	89.8	87.9	99.0	95.3	93.4
-270 + 325	-53+45	94.7	8.7	941	49.3	12.2	1.9	84.0	82.7	97.1	89.8	86.8
-325 + C ₁	-45+29	91.9	8.5	926	49.4	11.9	1.9	80.3	79.0	94.4	84.7	81.4
-C ₁ + C ₂	-29+22	80.0	6.5	1025	46.0	12.4	2.0	53.5	76.2	78.5	77.3	73.6
-C ₂ + C ₃	-22+15	61.7	5.2	1064	42.7	11.5	1.9	32.8	60.9	54.7	55.1	53.7
-C ₃ + C ₄	-15+10	46.4	4.4	1133	45.6	12.3	2.0	21.1	48.8	44.1	44.6	44.4
-C ₄ + C ₅	-10+7	32.3	3.3	1224	42.1	11.3	1.9	10.8	36.6	28.3	28.2	28.4
-C ₅	-7	24.5	2.6	1293	39.4	10.6	1.8	6.5	29.4	20.1	20.2	20.7

Cuadros Nos. - 15 y 16. Distribución de valores en % y acumulativo negativo de la distribución de valores para 10 minutos de remolienda.

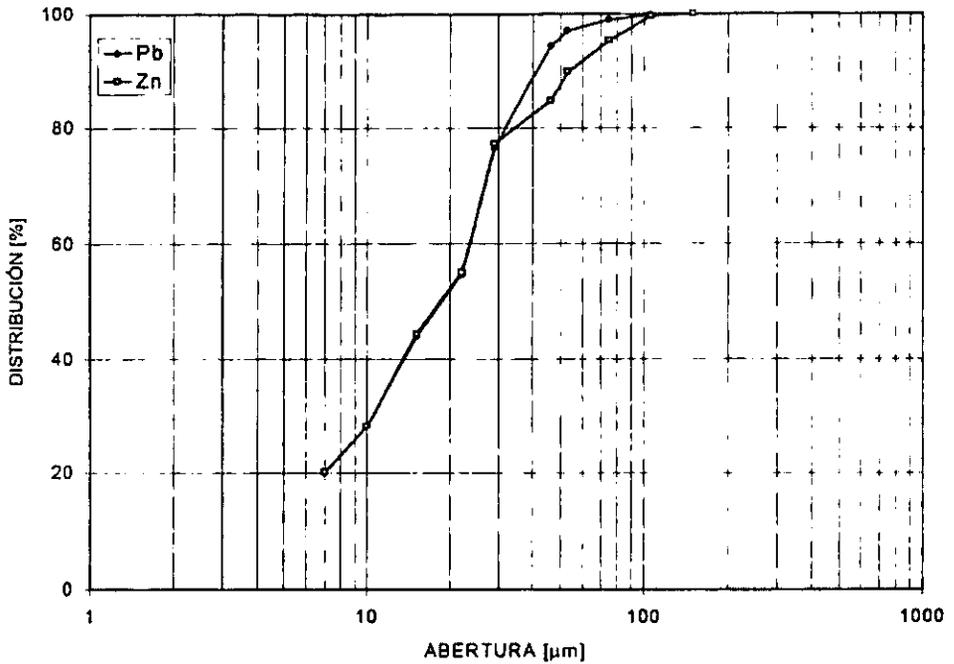


Figura No.- 33. Distribución de valores acumulativo negativo del concentrado bulk, después de 10 minutos de remolienda. Se sigue observando un comportamiento similar que en la remolienda de 5 minutos, disminuyendo ligeramente la segregación en partículas mayores a 30 micrómetros.



C) Remolienda 15 minutos.

Producto	Abertura μm	Peso %	Análisis					Distribución %				
			Au ppm	Ag ppm	Pb %	Zn %	Cu %	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
-100 + 140	-150+106	0.1	579.3	52531	17.0	23.8	6.5	4.0	3.4	0.0	0.1	0.3
-140 + 200	-106+75	1.0	6	6387	16.2	25.3	5.8	0.6	5.6	0.4	2.1	3.1
-200 + 270	-75+53	2.0	31.2	2768	22.3	28.2	5.4	6.0	4.9	1.0	4.8	5.9
-270 + 325	-53+45	2.5	20	1827	29.4	24.6	4.4	4.7	4.0	1.6	5.2	5.8
-325 + C1	-45+29	9.2	34	1031	73.6	6.5	1.2	29.2	8.3	14.7	5.0	5.8
-C1 + C2	-29+22	12.8	19.5	1320	63.0	14.9	2.4	23.3	14.8	17.5	16.0	16.1
-C2 + C3	-22+15	17.1	6	778	40.7	10.4	1.5	9.6	11.6	15.0	14.9	13.4
-C3 + C4	-15+10	16.7	6	847	29.5	7.4	1.0	9.4	12.4	10.7	10.4	6.8
-C4 + C5	-10+7	8.9	6.1	885	55.7	14.7	2.1	5.0	6.8	10.7	10.9	9.7
-C5	-7	29.6	3	1084	44.5	12.3	2.0	8.3	28.1	28.5	30.5	31.1
Total		100						100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Ley cabeza			11.4	1112	50.1	13.4	2.43					
Ley calculada			10.7	1144.2	46.3	11.9	1.9					

Producto	Abertura μm	Ac(-) %	Acumulativo (-)									
			Análisis %					Distribución %				
			Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
-100 + 140	-150+106	100.0	10.7	1144	46.3	11.9	1.9	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-140 + 200	-106+75	99.9	10.3	1106	46.3	11.9	1.9	96.0	96.6	100.0	99.9	99.7
-200 + 270	-75+53	98.9	10.3	1052	46.6	11.8	1.9	95.5	91.0	99.6	97.7	96.7
-270 + 325	-53+45	96.9	9.9	1018	47.1	11.5	1.8	89.5	88.1	98.6	92.9	90.8
-325 + C1	-45+29	94.4	9.6	994	47.6	11.1	1.7	84.8	82.0	97.0	87.7	84.9
-C1 + C2	-29+22	85.1	7.0	990	44.8	11.6	1.8	55.6	73.7	82.4	82.7	79.1
-C2 + C3	-22+15	72.3	4.8	932	41.5	11.0	1.7	32.3	58.9	64.9	66.7	63.0
-C3 + C4	-15+10	55.2	4.4	980	41.8	11.2	1.7	22.7	47.3	49.9	51.8	49.6
-C4 + C5	-10+7	38.5	3.7	1038	47.1	12.9	2.0	13.3	34.9	39.2	41.4	40.8
-C5	-7	29.6	3.0	1084	44.5	12.3	2.0	8.3	28.1	28.5	30.5	31.1

Cuadros Nos.- 17 y 18. . Distribución de valores en % y acumulativo negativo

de la distribución de valores para 15 minutos de remolienda. Los

resultados gráficos de la distribución de valores se ilustran a

continuación.

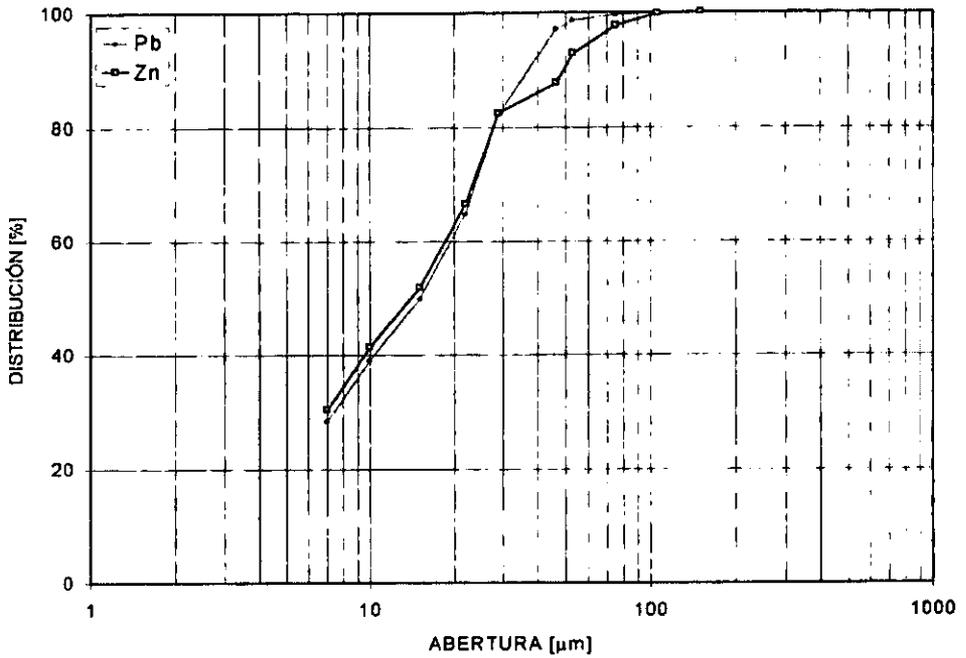


Figura No.- 34. Distribución de valores acumulativo negativo del concentrado bulk, después de 15 minutos de remolienda.



D) Remolienda 20 minutos.

Producto	Abertura μm	Peso %	Análisis					Distribución %				
			Au ppm	Ag ppm	Pb %	Zn %	Cu %	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
-100 + 140	-150+106	0.0	0.00	37	0.30	0.75	0.17	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
-140 + 200	-106+75	0.1	0.00	168	1.33	3.35	0.79	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
-200 + 270	-75+53	0.6	0.00	954	7.53	19.00	4.46	0.0	0.6	0.1	0.9	1.2
-270 + 325	-53+45	0.5	26.6	3007	11.78	28.1	5.1	1.4	1.4	0.1	1.0	1.0
-325 + C1	-45+29	9.5	41.5	1648	63.1	13.1	2.64	43.3	14.5	11.8	9.3	10.3
-C1 + C2	-29+22	14.0	12.3	988	57.1	14.6	2.56	18.9	12.8	15.7	15.3	14.8
-C2 + C3	-22+15	17.8	7.2	906	55.6	14.4	2.45	14.2	15.0	19.6	19.2	18.1
-C3 + C4	-15+10	17.6	5.5	936	53.6	14.5	2.43	10.7	15.3	18.6	19.1	17.8
-C4 + C5	-10+7	9.1	4	980	52.3	13.8	2.38	4.0	8.3	9.4	9.4	9.0
-C5	-7	30.8	2.2	1125	40.54	11.2	2.17	7.5	32.2	24.7	25.9	27.8
Total		100.0						100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Ley cabeza			11.4	1112	50.1	13.4	2.43					
Ley calculada			9.1	1076	50.6	13.4	2.4					

Producto	Abertura μm	Ac(-) %	Acumulativo (-)									
			Análisis %					Distribución %				
			Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Au	Ag	Pb	Zn	Cu
-100 + 140	-150+106	100.0	8.8	1051	49.4	13.0	2.4	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-140 + 200	-106+75	100.0	8.8	1051	49.4	13.0	2.4	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-200 + 270	-75+53	99.9	8.9	1052	49.5	13.1	2.4	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
-270 + 325	-53+45	99.2	8.9	1053	49.8	13.0	2.3	100.0	99.4	99.9	99.1	98.8
-325 + C1	-45+29	98.7	8.8	1043	50.0	12.9	2.3	98.8	98.0	98.8	98.1	97.7
-C1 + C2	-29+22	89.3	5.4	979	48.6	12.9	2.3	55.3	83.6	88.0	86.8	87.4
-C2 + C3	-22+15	75.3	4.1	977	47.0	12.6	2.2	36.4	70.8	72.3	73.6	72.6
-C3 + C4	-15+10	57.5	3.1	1000	44.3	12.1	2.2	22.2	55.8	52.7	54.4	54.5
-C4 + C5	-10+7	39.9	2.1	1028	40.2	11.0	2.1	11.5	40.5	34.1	35.2	36.7
-C5	-7	30.8	1.5	1042	36.7	10.2	2.0	7.5	32.2	24.7	25.9	27.8

Cuadros Nos.- 19 y 20. Distribución de valores en % y acumulativo negativo de la distribución de valores para 20 minutos de remolienda. Los resultados gráficos de la distribución de valores se ilustran a continuación.

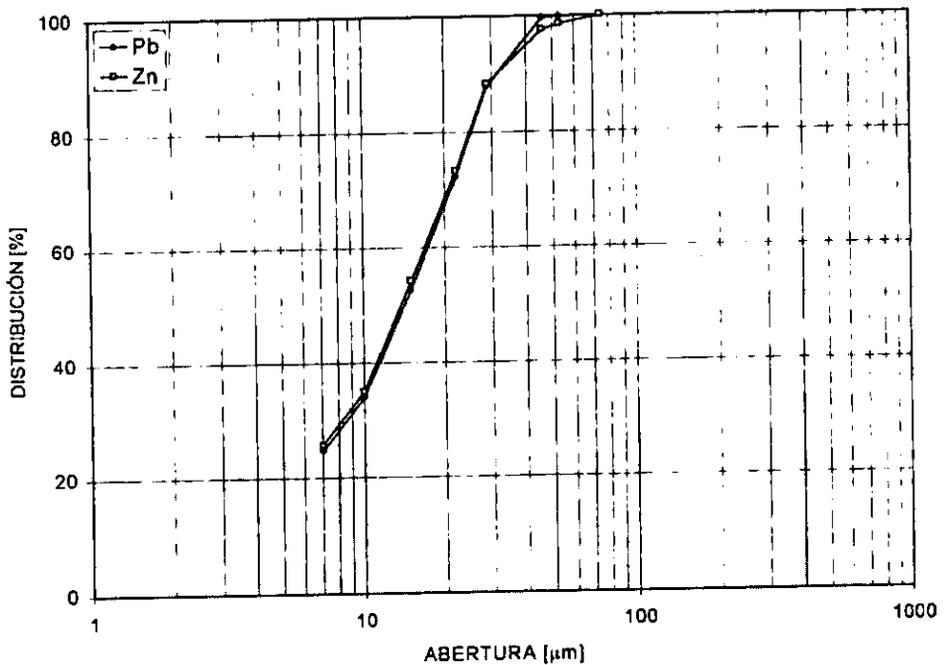


Figura No.- 35. Distribución de valores acumulativo negativo del concentrado bulk, después de 20 minutos de remolienda. Se puede apreciar que el comportamiento es similar para los dos minerales en todo el intervalo de tamaños.



3.3.2.- Cianuración convencional.

Las pruebas se realizaron en una botella de vidrio ambar cuya capacidad nominal es de 750 mL, la cual gira sobre rodillos a una velocidad de 30 rpm (ver fotografía No.1 en anexo).

Se introduce la muestra sólida (ver muestreo y administración de muestras) a la botella con la previa incorporación del álcali protector (CaO) en la proporción estimada, posteriormente se adiciona el volumen de H₂O requerido, la solución de NaCN a la concentración de trabajo y los aditivos según sea el caso; se coloca la botella sobre los rodillos y se inicia la agitación hasta el tiempo previamente determinado para la reposición de cianuro o finalización de la prueba. La reposición de cianuro se llevó a cabo cada 24 h manteniendo el volumen de solución constante.

La medición del consumo de cianuro se realizó siguiendo el método Green (método Liebing modificado) en el cual se usa AgNO₃ como titulante y KI como indicador para la determinación de cianuro libre.





Concluida la prueba se separa el sólido de la solución mediante la filtración en un kitazato y buchner conectados a una bomba de vacío. Los sólidos son secados por 24 h a 90 ± 5 °C, se desgrupan en la malla No. 14 (1.2 mm U.S. Standard Testing Sieve) y se hace un muestreo en un divisor automático de 8 frascos Retsch _{MR}, la mitad de los cuales (aproximadamente de 20 a 30 g) son preparados 100% -140 mallas para finalmente enviarse a análisis.

En el estudio de cianuración los parámetros a determinar son la concentración y tiempo de cianuración óptimos para la lixiviación del concentrado bulk, así como la concentración de aditivos óptimos.

Las muestras utilizadas para todas las pruebas de lixiviación presentan 20 min de remolienda.

**ESTA TESIS NO DEBE
SALIR DE LA BIBLIOTECA**



3.3.2.1 Determinación de la concentración de cianuro.

Las condiciones de trabajo y los resultados obtenidos de cada prueba realizada se presentan a continuación:

I)- Condiciones de operación.

Variable	Unidad	Prueba				
		1	2	3	4	5
Carga	g	49.6	48.9	48.1	49.4	48.4
Sólido	%	16.6	16.8	16.6	16.6	16.6
Volumen de solución	mL	248.0	244.5	240.5	247.0	242.0
Conc. de NaCN	g/L	1.0	2.0	3.0	4.0	5.0
Temperatura	°C	25	25	25	25	25
pH		11.2	11.9	12.7	12.8	12.9
Tiempo	h	48	48	48	48	48
Agitación	rpm	30	30	30	30	30

Cuadro No. - 21.

II)- Resultados de lixiviación.

Prueba	Conc. NaCN g/L	Consumo NaCN acumulado kg/t	Análisis residuo			Disolución		
			g/t			%		
			Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
1	1	5.7	7.2	1091	2.1	36.8	1.8	11.5
2	2	10.7	6.2	701	1.9	45.6	36.9	21.3
3	3	15.7	4.6	528	1.7	59.6	52.5	29.2
4	4	18.5	3.9	487	1.4	65.7	56.2	40.3
5	5	22.2	2.4	435	1.3	78.9	60.8	45.6

Cuadro No. - 22.

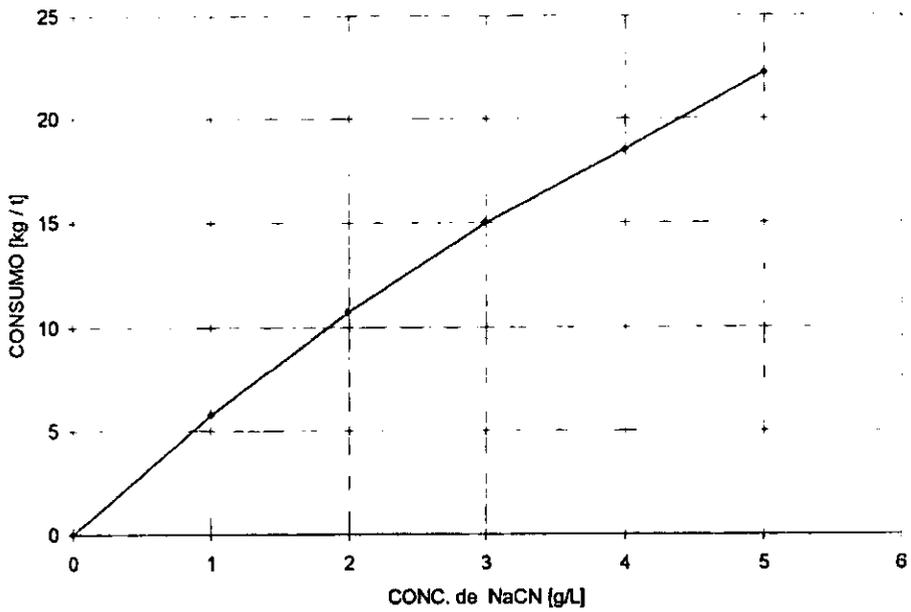


Figura No.- 36. Consumo de cianuro en función de la concentración empleada.

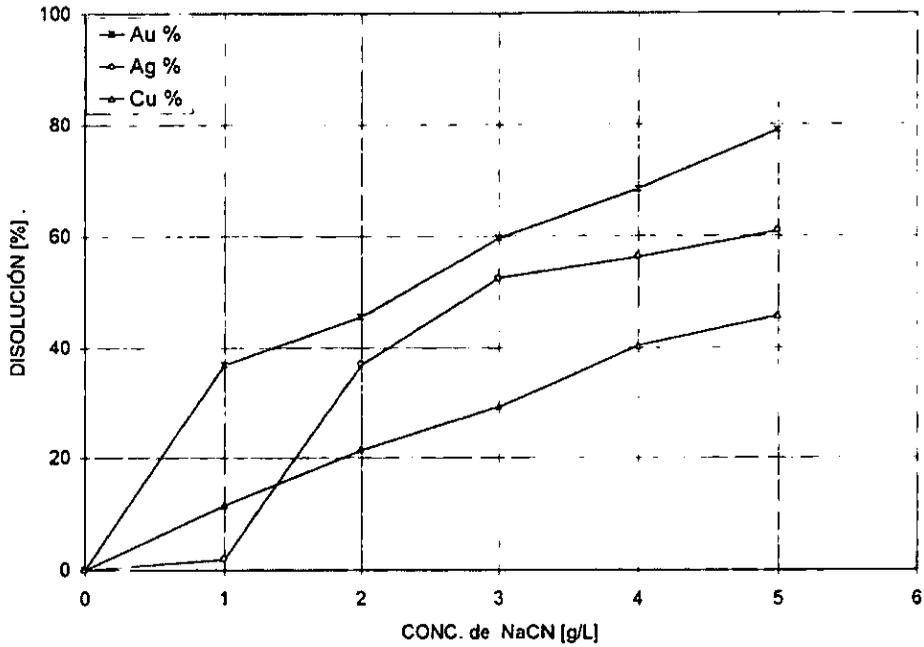


Figura No. - 37. Disolución de Au, Ag y Cu, variando la concentración de NaCN.



3.3.2.2 Determinación del tiempo de cianuración.

Las condiciones de trabajo y los resultados obtenidos en cada prueba realizada se muestran a continuación:

I) Condiciones de operación.

Variable	Unidad	Prueba			
		6	7	8	9
Carga	g	48.8	50.0	49.0	50.5
Sólido	%	16.6	16.6	16.6	16.6
Volumen de solución	mL	233.1	240.0	235.2	241.2
Conc. NaCN	g/L	4.0	4.0	4.0	4.0
Temperatura	°C	25	25	25	25
pH		12.5	12.2	11.8	11.8
Tiempo	h	24	48	72	96
Agitación	rpm	30	30	30	30

Cuadro No.- 23.

II) Resultados de lixiviación.

Prueba	Tiempo h	Consumo NaCN acumulado kg/t	Análisis residuo			Disolución		
			g/t			%		
			Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
6	24	13.5	6.6	1090	1.7	42.1	1.9	30.0
7	48	18.5	3.9	487	1.4	65.8	56.2	40.3
8	72	23.9	3.7	483	1.4	67.5	56.7	40.7
9	96	27.1	1.69	399	1.4	85.1	64.1	41.6

Cuadro No.- 24.

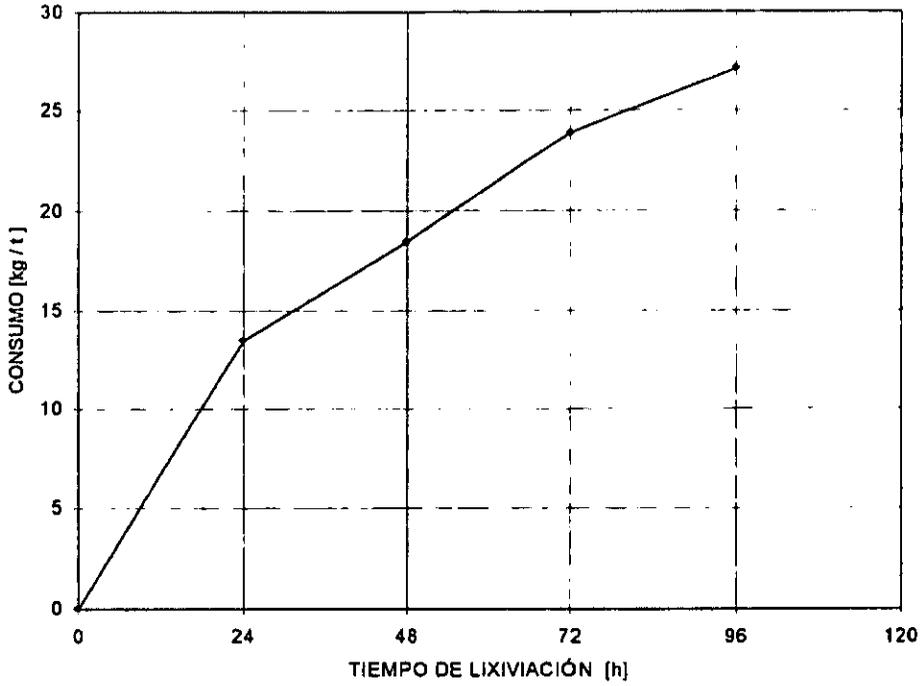


Figura No.- 38. Consumo de cianuro variando el tiempo de lixiviación.

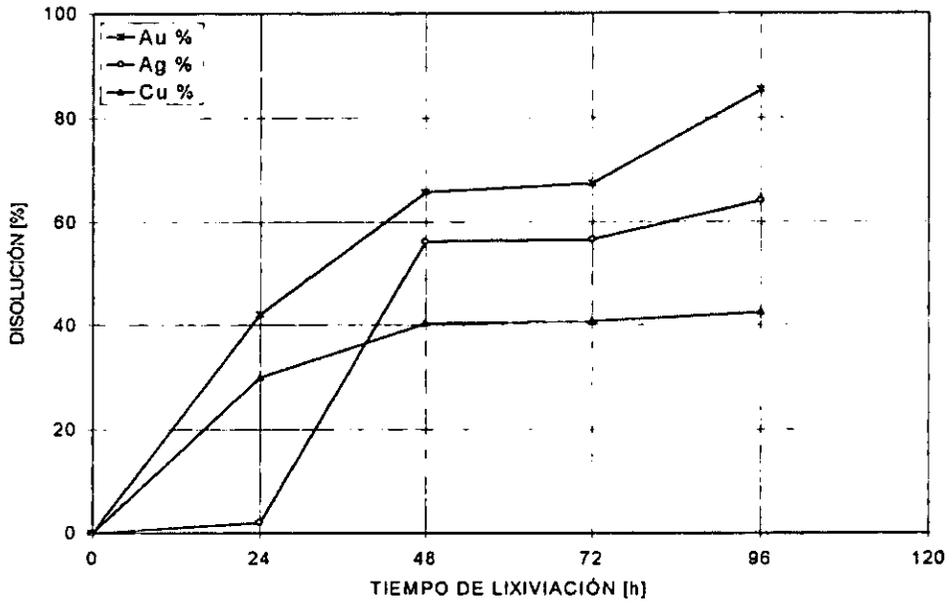


Figura No.- 39. Disolución de Au, Ag y Cu, variando el tiempo de lixiviación.



3.3.3.- Cianuración no convencional.

En la cianuración no convencional, se utilizan aditivos para mejorar la disolución de los elementos de interés.

3.3.3.1.- Efecto del H₂O₂ en la cianuración.

I) Condiciones de operación.

Variable	Unidad	Prueba									
		6	10	11	12	8	13	14	15	16	
Carga	g	48.8	42.0	41.6	43.2	49.0	49.4	48.8	49.5	48.2	
Sólido	%	16.6	16.6	16.6	16.6	16.6	16.6	16.6	16.6	16.6	
Volumen de Solución	mL	244.0	210.0	208.0	216.0	245.0	247.0	244.0	247.5	241.0	
Conc. NaCN	g/L	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0	
Conc. H ₂ O ₂	ppm	0.0	50	100	150	0	50	100	200	300	
Temperatura	°C	25	25	25	25	25	25	25	25	25	
pH		12.5	12.7	12.6	12.6	11.8	12.4	12.3	11.9	11.9	
Tiempo	h	24	24	24	24	72	72	72	72	72	
Agitación	rpm	30	30	30	30	30	30	30	30	30	

Cuadro No. - 25.

II) Resultados de lixiviación

Prueba	Conc. H ₂ O ₂ ppm	Consumo NaCN acumulado kg/t	Análisis residuo			Disolución		
			g/t			%		
			Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
6	0	13.5	6.6	1090	1.7	41.1	1.9	30.0
10	50	13.8	7.2	978	1.8	36.8	12.1	27.6
11	100	12.9	6.6	804	1.8	42.1	27.7	24.7
12	150	12.9	6.4	879	1.8	43.9	20.9	26.3
8	0	23.9	3.7	483	1.4	67.5	56.7	40.7
13	50	26.0	3.2	449	1.6	71.9	59.6	34.6
14	100	23.6	3.0	314	1.7	73.7	71.8	29.6
15	200	24.3	2.8	314	1.7	75.4	71.8	28.4
16	300	24.4	2.0	317	1.7	82.7	71.5	29.2

Cuadro No. - 26.

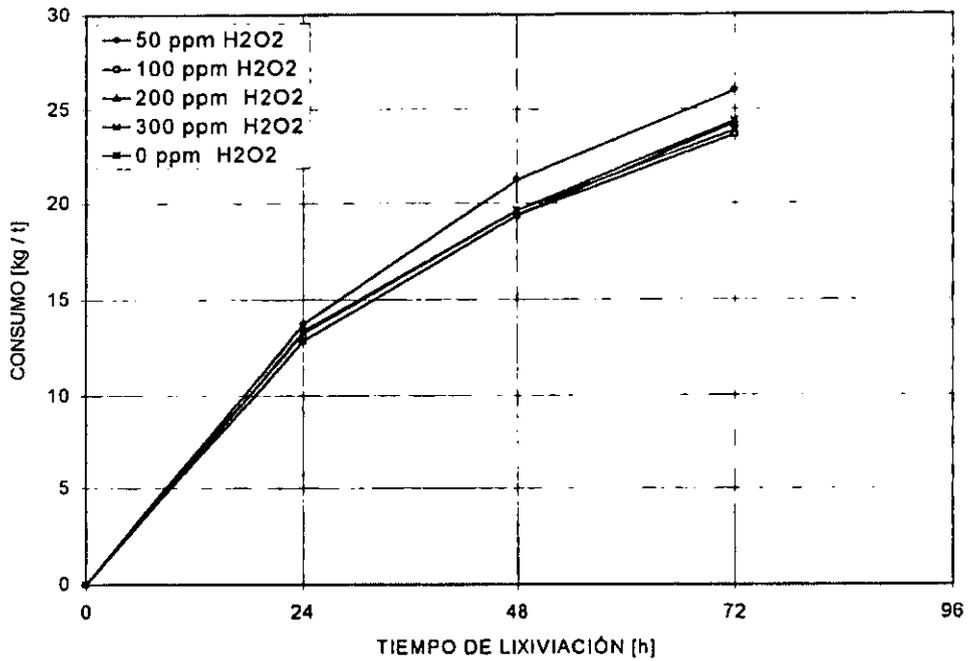


Figura No.- 40. Consumo de cianuro con adición de H₂O₂ y en función del tiempo; se compara contra la prueba sin H₂O₂.

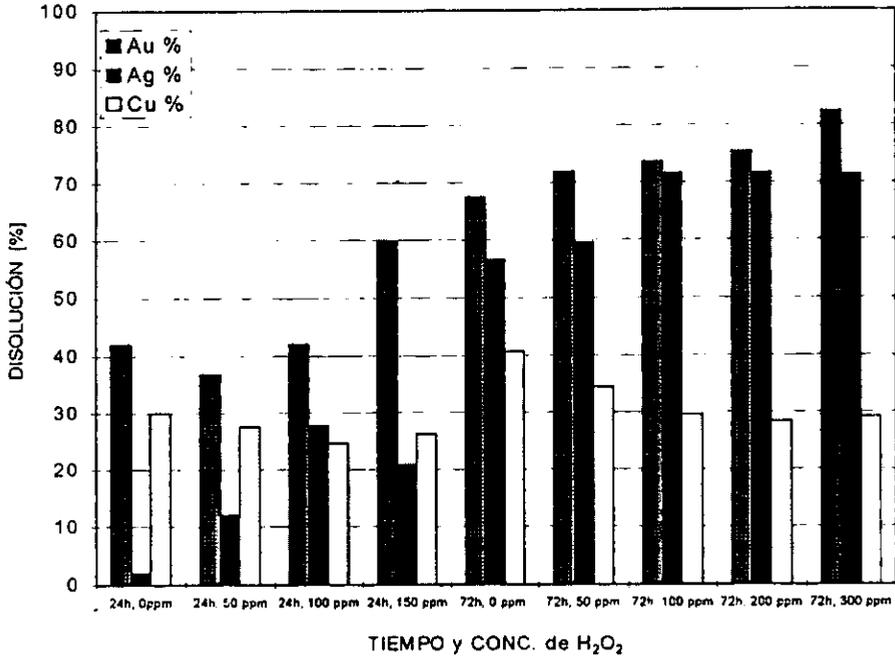


Figura No. - 41. Disolución de Au, Ag y Cu, con adición de H₂O₂ como aditivo en cianuración no convencional.

3.3.3.2.- Efecto del $Pb(NO_3)_2$ en la cianuración.

Las condiciones de trabajo y los resultados obtenidos de cada prueba realizada se muestran a continuación:

I) Condiciones de operación.

Variable	Unidad	Prueba			
		8	17	18	19
Carga	g	49.0	49.6	48.8	49.4
Sólido	%	16.6	16.6	16.6	16.6
Volumen de solución	mL	245.0	248.0	244.0	247.0
Conc. NaCN	g/L	4.0	4.0	4.0	4.0
Conc. $Pb(NO_3)_2$	ppm	0	100	200	300
Temperatura	°C	25	25	25	25
pH		11.8	11.4	11.3	11.3
Tiempo	h	72	72	72	72
Agitación	rpm	30	30	30	30

Cuadro No.- 27.

II) Resultados de lixiviación.

Prueba	Conc. $Pb(NO_3)_2$	Consumo NaCN acumulado kg/t	Análisis residuo			Disolución		
			g/t			%		
			Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
8	0	23.9	3.7	483	1.4	67.5	56.6	40.7
17	100	25.1	2.0	335	1.6	82.5	69.9	33.7
18	200	23.4	1.8	368	1.6	84.2	66.9	33.7
19	300	24.8	2.0	326	1.6	82.5	70.7	33.3

Cuadro No.- 28.

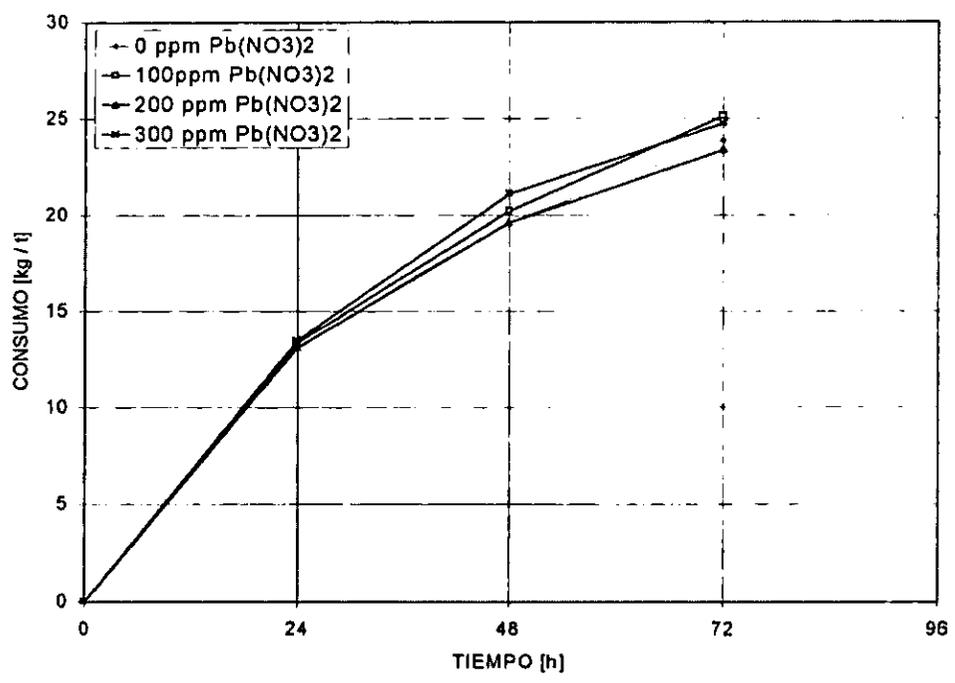


Figura No.- 42. Consumo de cianuro con adición de Pb(NO₃)₂.

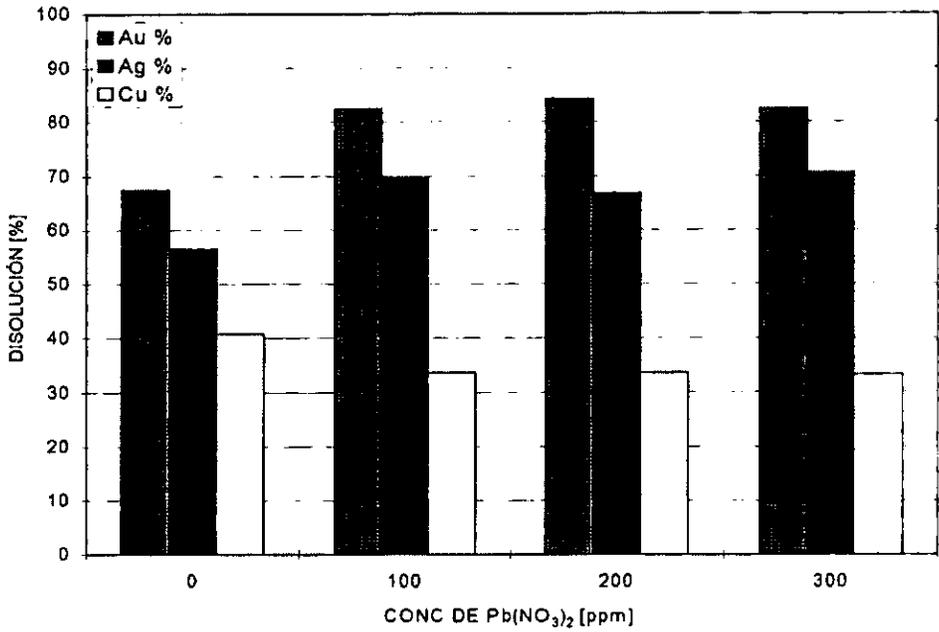


Figura No.- 43. Disolución de Au, Ag y Cu, con adición de $Pb(NO_3)_2$.



3.3.3.3.- Determinación del tiempo de remolienda

Las condiciones de trabajo y los resultados obtenidos de cada prueba realizada se muestran a continuación:

I) Condiciones de operación.

Variable	Unidad	Prueba				
		20	21	22	23	8
Carga	g	50.1	50.1	50.1	50.1	49
Sólido	%	16.6	16.6	16.6	16.6	16.6
Volumen de solución	mL	250.5	250.5	250.5	250.5	245.0
Conc. NaCN	g/L	4.0	4.0	4.0	4.0	4.0
Tiempo de remolienda	min	0.0	5.0	10.0	15.0	20.0
Temperatura	°C	25	25	25	25	25
pH inicial		11.7	11.7	11.7	11.6	11.6
Tiempo	h	72	72	72	72	72
Agitación	rpm	30	30	30	30	30

Cuadro No. - 29.

II).- Resultados de lixiviación.

Prueba	Tiempo min	Consumo NaCN acumulado kg/t	Análisis residuo			Disolución		
			g/t			%		
			Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
20	0	18.4	4.2	342	1.8	62.9	69.3	26.8
21	5	17.6	5.2	268	1.5	54.4	75.9	37.0
22	10	18.2	4.0	268	1.5	64.9	75.9	37.5
23	15	20.6	4.4	301	1.7	61.4	72.9	28.8
8	20	23.9	3.7	483	1.4	67.5	56.7	40.7

Cuadro No. - 30.

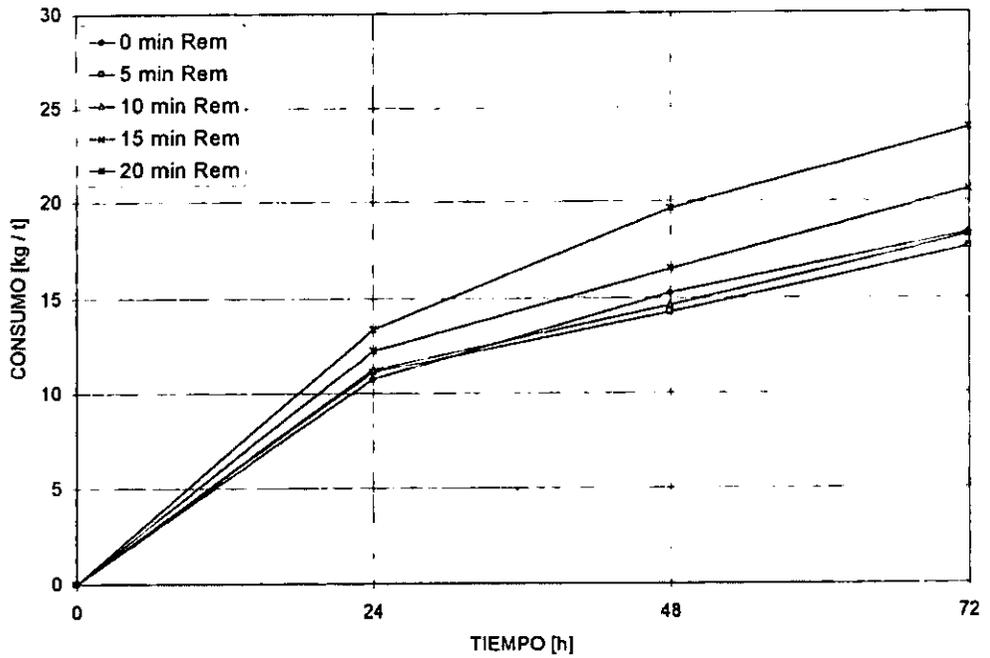


Figura No.- 44. Consumo de cianuro variando el tiempo de remolienda.

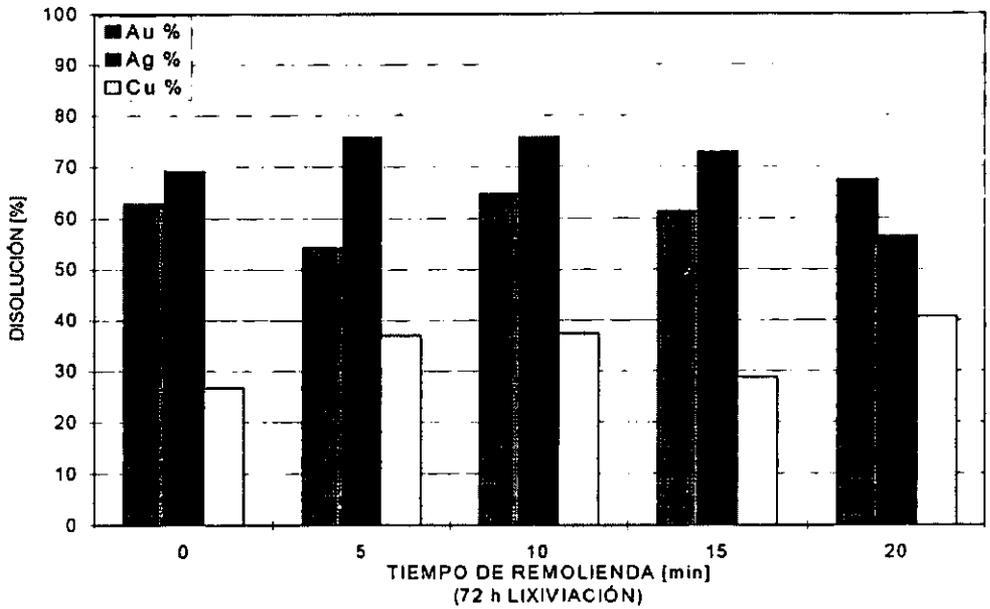


Figura No.- 45. Disolución de Au, Ag y Cu, variando el tiempo de remolienda.



3.3.4 Lixiviación con tiourea.

De igual forma que en el estudio de cianuración, los parámetros a determinar son el % de disolución, concentración de reactivos y aditivos; así como el tiempo y temperatura óptima de lixiviación.

Las pruebas se realizaron en un reactor de vidrio tipo Kettle de 500 mL de capacidad con los accesorios que se muestran en la fotografía No. 2. (ver anexo). El procedimiento consiste en adicionar el lixiviante al reactor, acondicionarlo a la temperatura de interés y velocidad de agitación deseada; a continuación se introduce la muestra y se inicia la prueba. Se toma 5 mL de alícuota cada determinado tiempo para enviarse a análisis, la alícuota se muestrea con una pipeta graduada de 10 mL apagando la agitación 15 segundos antes de tomarla para permitir que las partículas se asienten; después de haberse tomado la alícuota se vuelve a iniciar la agitación.

La medición del consumo de tiourea se realiza con $\text{Hg}(\text{NO}_3)_2$ como titulante y difenilcarbazida al 1% como indicador ^[22].

Concluida la prueba se realiza el mismo procedimiento para la separación, muestreo y análisis de residuos que en el inciso 3.3.2.

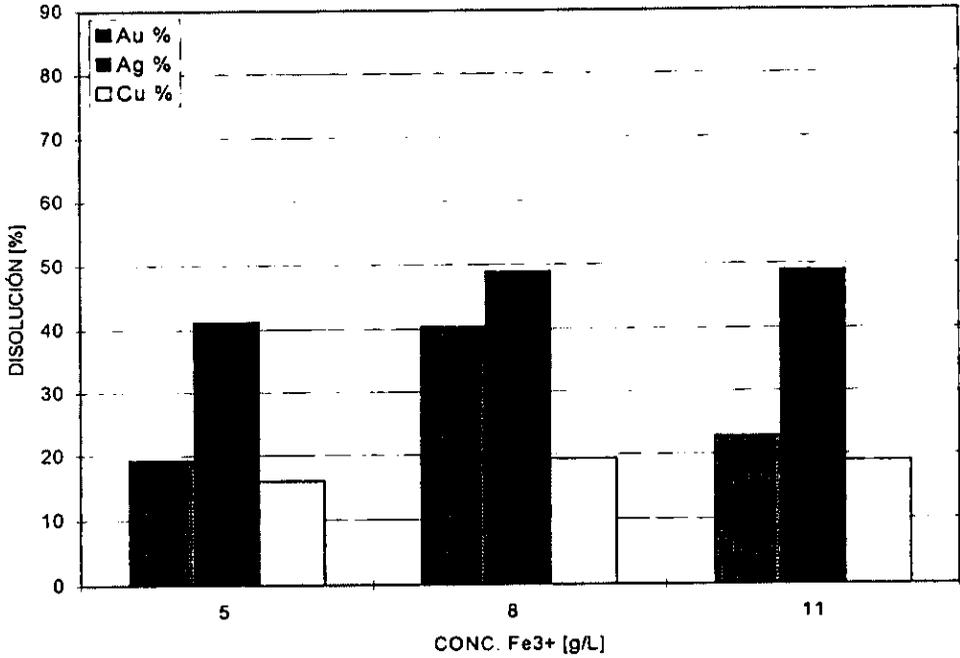


Figura No.- 46. Disolución de Au, Ag, y Cu, como efecto de la concentración de Fe³⁺ en la lixiviación con tiourea a 50 °C.

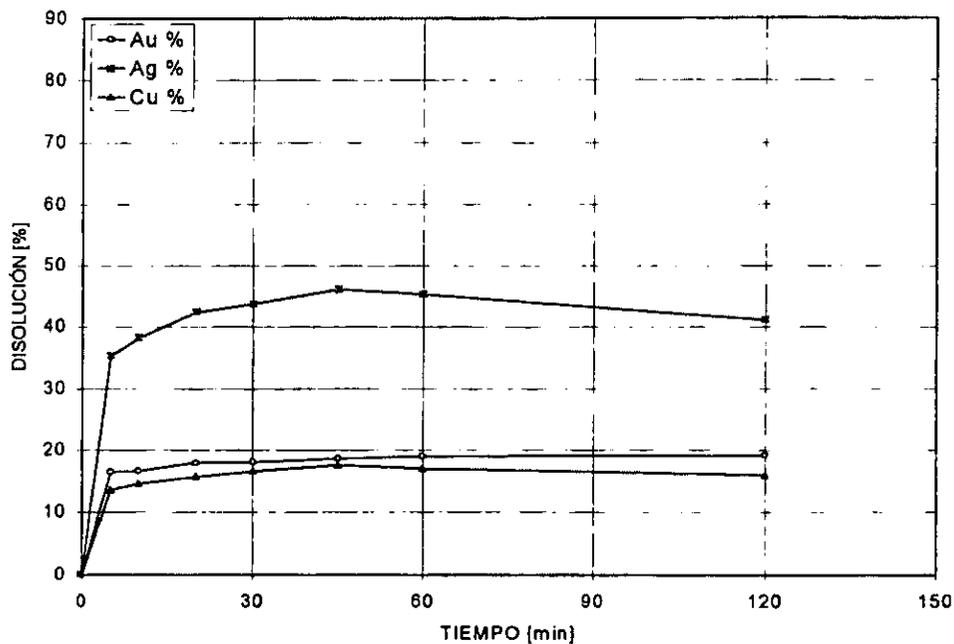


Figura No.- 47. Disolución de Au, Ag, y Cu, variando el tiempo de lixiviación a 5 g/L de Fe^{3+} y 50 °C. Evaluación realizada mediante el análisis de soluciones por espectrometría de absorción atómica.

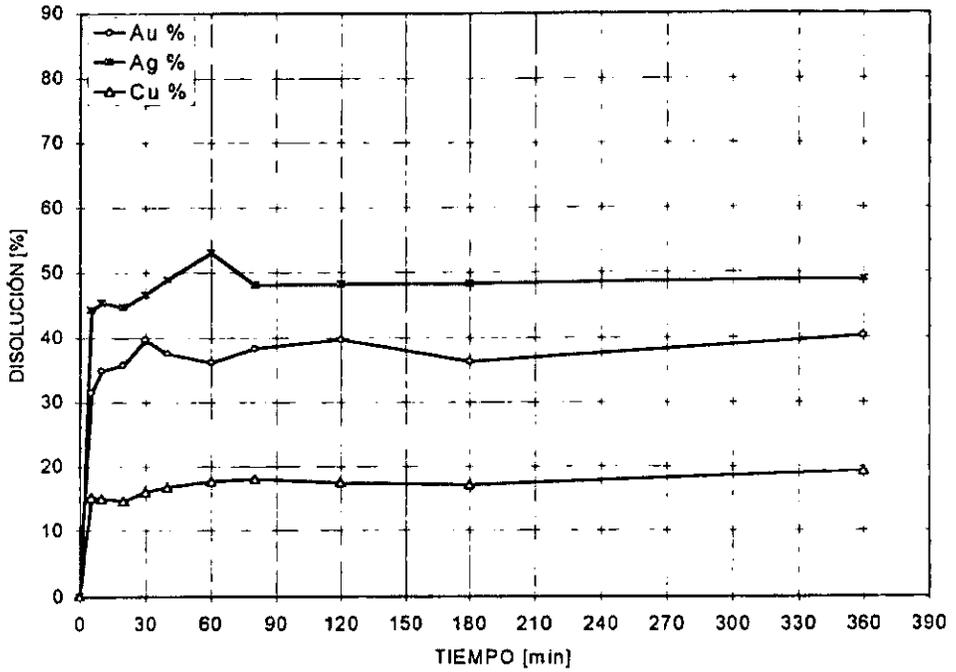


Figura No.- 48. Disolución de Au, Ag, y Cu, variando el tiempo de lixiviación a 8 g/L de Fe^{3+} y 50 °C. Evaluación realizada mediante el análisis de soluciones por espectrometría de absorción atómica.

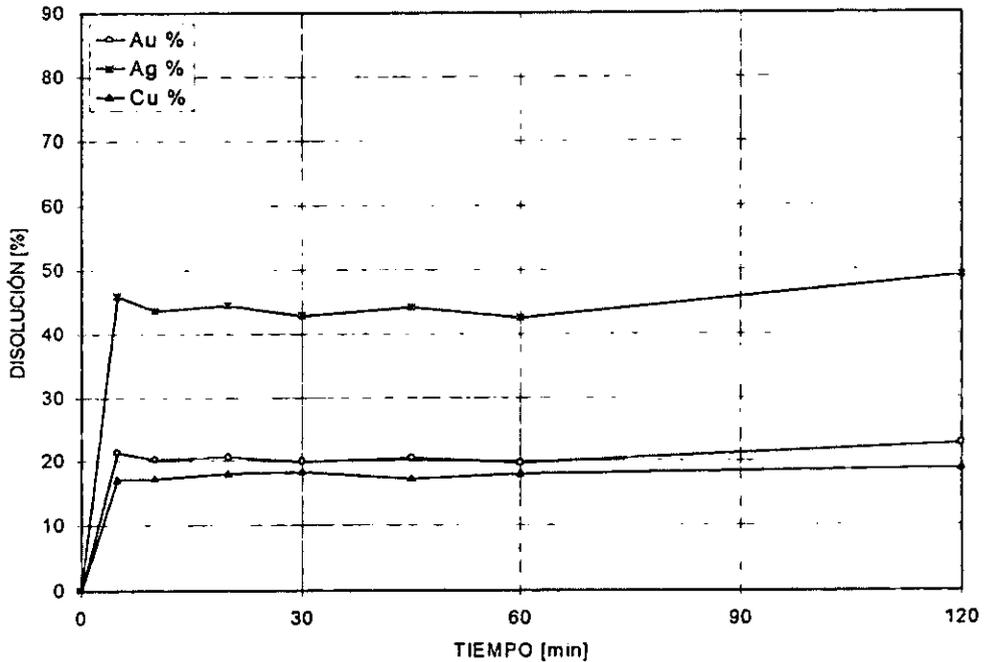


Figura No. - 49. Disolución de Au, Ag, y Cu, variando el tiempo de lixiviación a 11 g/L de Fe^{3+} y 50 °C. Evaluación realizada mediante el análisis de soluciones por espectrometría de absorción atómica.



3.3.4.2 Determinación de la temperatura óptima.

I) Condiciones de operación.

Variable	Unidad	Prueba		
		4	5	2
Carga	g	62.0	62.0	62.0
Sólido	%	20.0	20.0	20.0
Volumen de Solución	mL	250.0	250.0	250.0
Conc. tiourea	g/L	30.0	30.0	30.0
Conc. Fe ³⁺	g/L	8.0	8.0	8.0
Temperatura	°C	20	40	50
pH		0.5	0.3	0.5
Tiempo	h	4	4	4
Agitación	rpm	800	800	800

Cuadro No. - 33.

II) Resultados de lixiviación.

Temp °C	Consumo tiourea kg/t	Análisis residuo g/t			Disolución%		
		Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
20	*	9.4	705	1.8	17.5	36.5	23.0
40	*	7.4	709	1.7	35.0	43.9	26.7
50	2.0	6.8	567	1.9	40.3	49.0	19.3

* No se justifica por la baja recuperación.

Cuadro No. - 34.

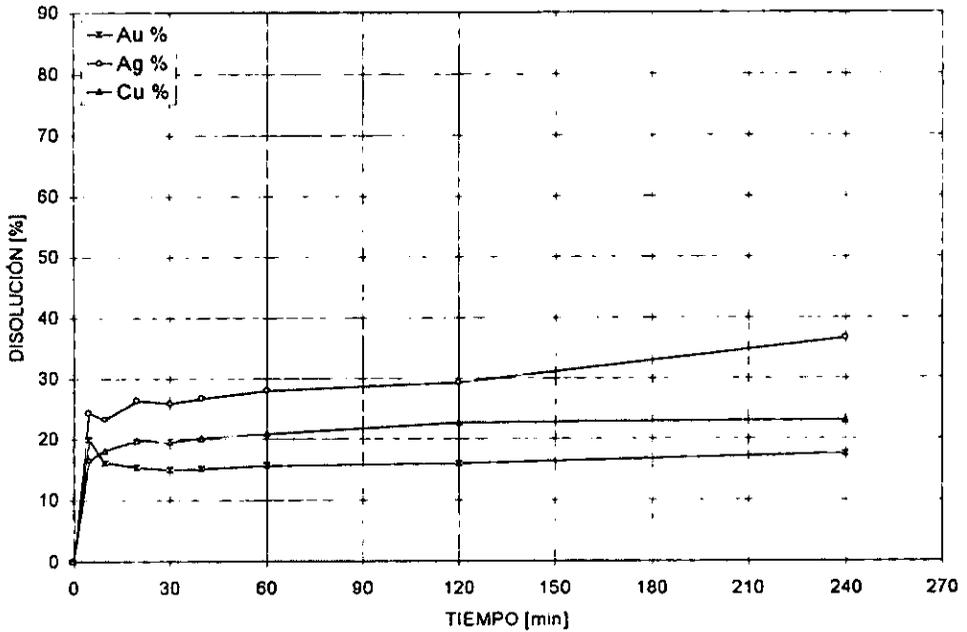


Figura No.- 50. Disolución de Au, Ag, y Cu, variando el tiempo de lixiviación a 20 °C y 8 g/L de Fe³⁺. Evaluación realizada mediante el análisis de soluciones por espectrometría de absorción atómica.

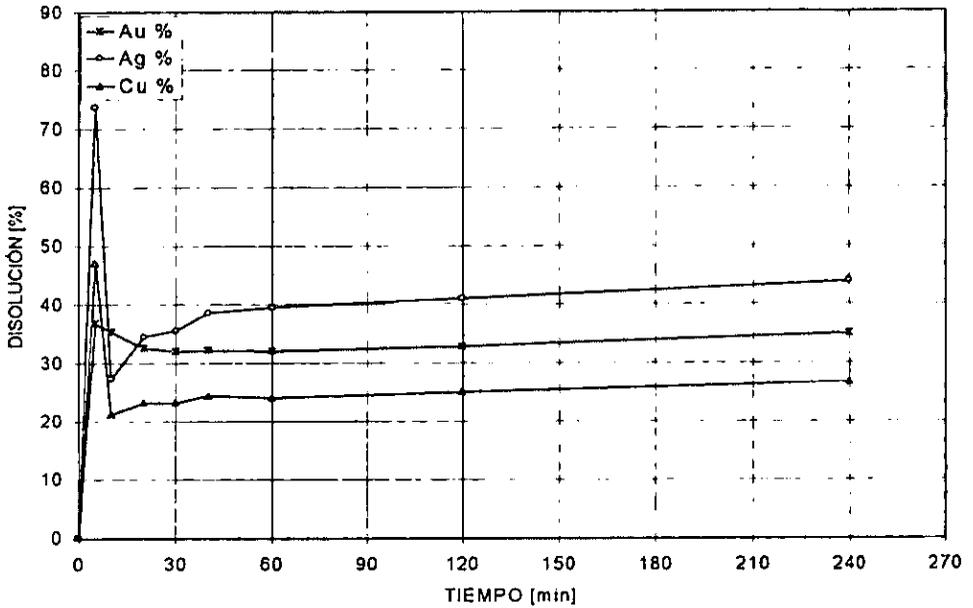


Figura No.- 51. Disolución de Au, Ag, y Cu, variando el tiempo de lixiviación a 40 °C y 8 g/L de Fe³⁺. Evaluación realizada mediante el análisis de soluciones por espectrometría de absorción atómica.



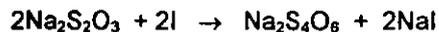
3.3.5. Lixiviación con tiosulfato de sodio.

Los parámetros a determinar son el % de extracción, concentración de reactivos y aditivos así como el tiempo de lixiviación óptimo.

El método utilizado para realizar las lixivaciones es la siguiente:

Se realizaron pruebas a 800 y 30 rpm, la primera se lleva a cabo de la misma manera que en el inciso 3.3.4, y la segunda se realizó de la misma manera que el inciso 3.3.2. con la diferencia de no adicionar álcali protector, además; se hace la reposición total de la solución cada 24 h a menos que se indique lo contrario.

La medición del consumo de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ se realiza con Yodo como titulante y una solución de almidón al 1% saturada con sal como indicador.



Concluida la prueba se sigue el mismo procedimiento para la separación, muestreo y análisis de residuos que en el inciso 3.3.2.



3.3.5.1 Determinación de la concentración de tiosulfato de sodio, agente oxidante y temperatura.

Las condiciones de trabajo y los resultados obtenidos de cada una de las pruebas realizadas se muestra a continuación:

I) Condiciones de operación.

Variable	Unidad	Prueba			
		1	2	3	4
Carga	g	62.0	62.0	62.0	62.0
Sólido	%	20.0	20.0	20.0	20.0
Volumen de Solución	mL	250.0	250.0	250.0	250.0
Conc. tiosulfato	g/L	5.0	5.0	100.0	100.0
Conc. Cu ²⁺	g/L	0.0	5.0	0.0	0.0
Conc. NH ₃	%	0.0	0.0	0.0	0.0
Temperatura	°C	25	25	25	50
pH		6.42	8.0	9.8	8.6
Tiempo	h	4	4	4	4
Agitación	rpm	800	800	800	800

Cuadro No. - 35.

II) Resultados de lixiviación.

Prueba	Consumo tiosulfato kg/t	Análisis residuo g/t			Disolución %		
		Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
1	*	8.8	1149	2.5	22.8	0.0	0.0
2	*	8.6	1177	2.6	24.5	0.0	0.0
3	*	9.2	1088	1.7	19.2	2.1	30.0
4	*	8.2	784	2.1	28.0	29.4	12.7

* No se justifica por la baja extracción.

Cuadro No. - 36.

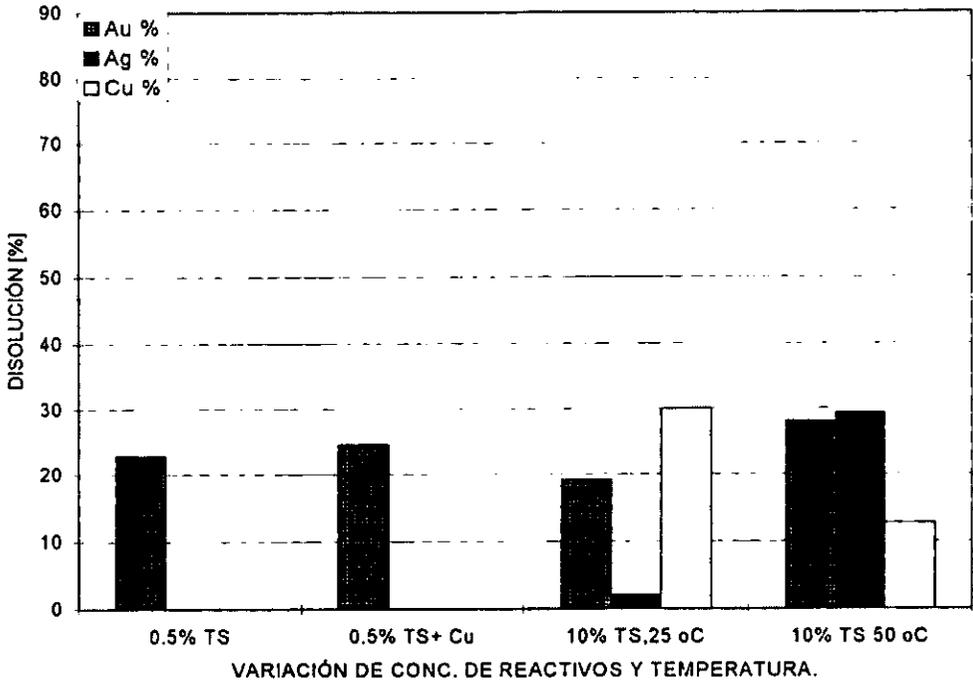


Figura No.- 52. Resultado de disolución de Au, Ag, y Cu, variando la concentración de disolvente(TS: $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$) y temperatura.

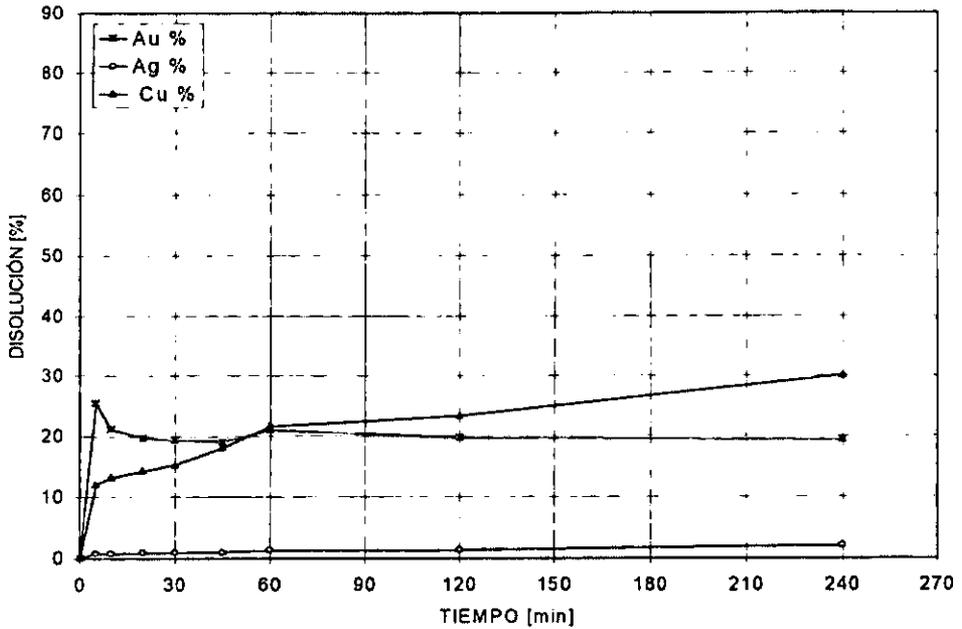


Figura No.- 53. Disolución de Au, Ag, y Cu, con 10 % de tiosulfato durante 4 h, a 25 °C. Evaluación realizada mediante el análisis de soluciones por espectrometría de absorción atómica.

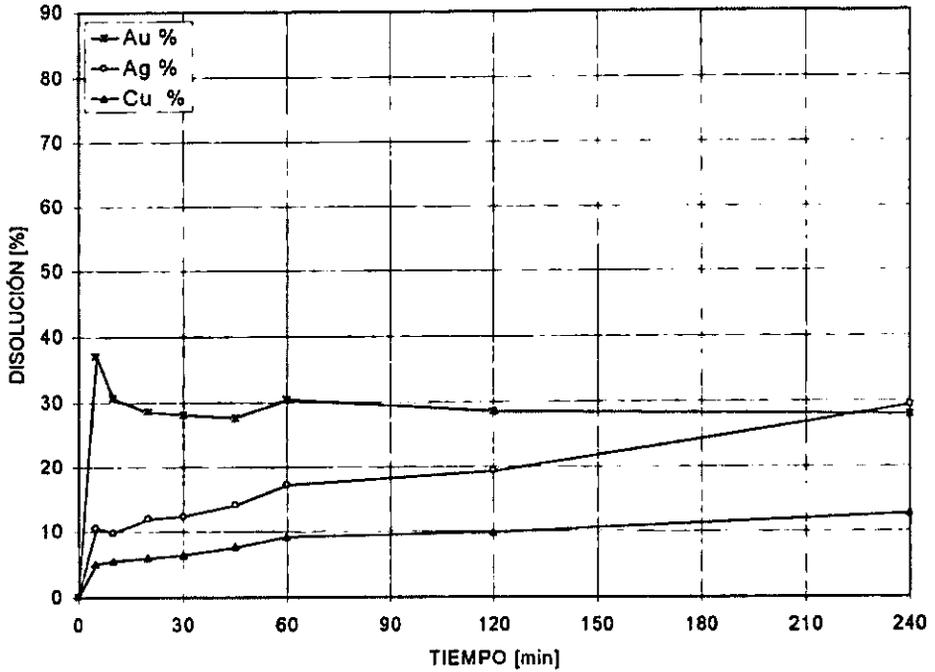


Figura No.- 54. Disolución de Au, Ag, y Cu, con 10 % de tiosulfato de sodio durante 4 h, a 50 °C. Evaluación realizada mediante el análisis de soluciones por espectrometría de absorción atómica.



3.3.5.2.- Evaluación de la temperatura, tiempo de lixiviación y velocidad de agitación.

Las condiciones de trabajo y los resultados obtenidos de cada una de las pruebas realizadas se muestran a continuación, la concentración de NH_3 permanece constante en 7.0%.

I) Condiciones de operación.

Variable	Unidad	Prueba				
		5	6	7	8	9
Carga	g	62.0	62.0	62.0	62.0	62.0
Sólido	%	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0
Volumen solución	mL	250.0	250.0	250.0	250.0	250.0
Conc. tiosulfato	g/L	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. NH_3	%	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0
Temperatura	°C	25	50	25	25	25
pH		12.5	10.3	12.8	12.5	12.4
Tiempo	h	4	24	24	48	72
Agitación	rpm	800	800	30	30	30

Cuadro No.- 37.

II) Resultados de lixiviación.

Prueba	Consumo tiosulfato kg/t	Análisis residuo g/t			Disolución %		
		Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
5	*	9.6	799	2.1	15.7	28.12	13.1
6	*	6.6	612	1.7	42.1	44.9	28.8
7	21.3	6.4	674	1.8	43.8	39.3	24.6
8	32.7	6.1	287	1.4	46.4	74.1	40.3
9	44.8	6.0	124	1.0	47.3	88.8	56.7

* No se justifica por la baja extracción.

Cuadro No.- 38.

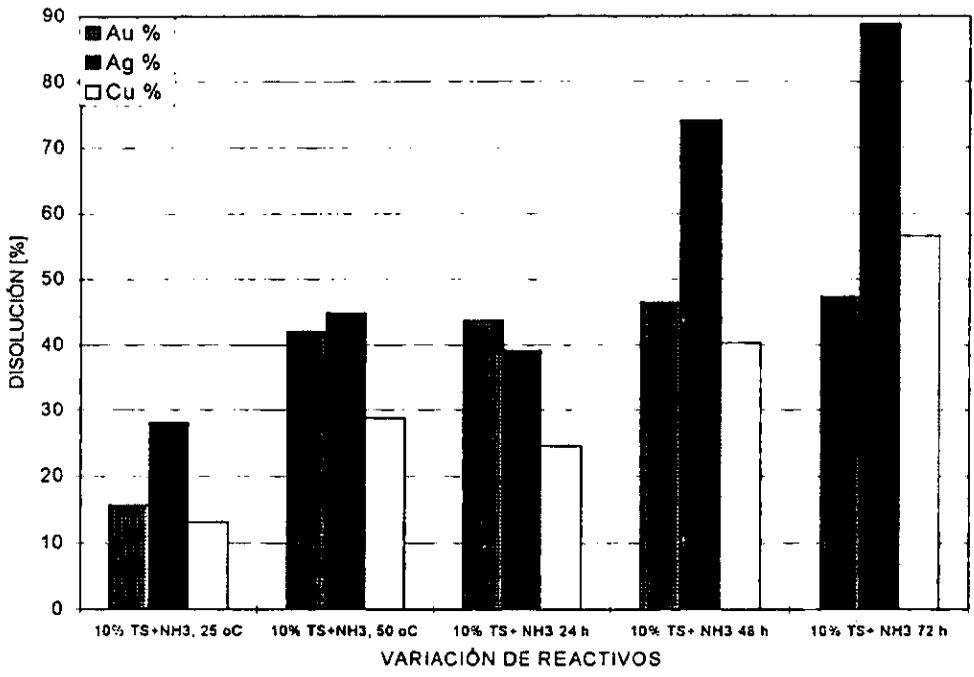


Figura No.- 55. Resultado disolución de Au, Ag, y Cu, en presencia de amoníaco, variando temperatura y tiempo.

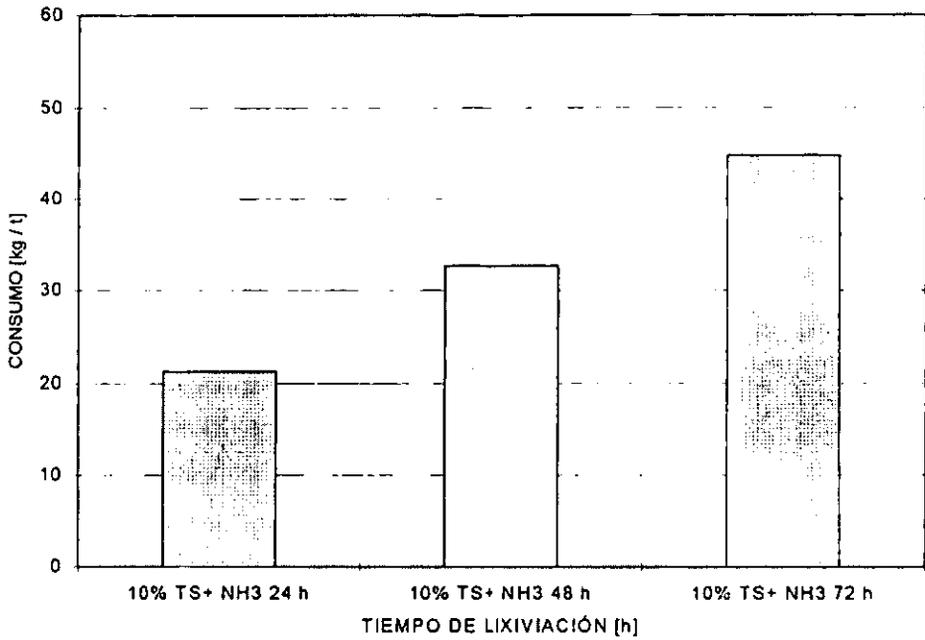


Figura No.- 56. Consumo de tiosulfato de sodio variando el tiempo de lixiviación.

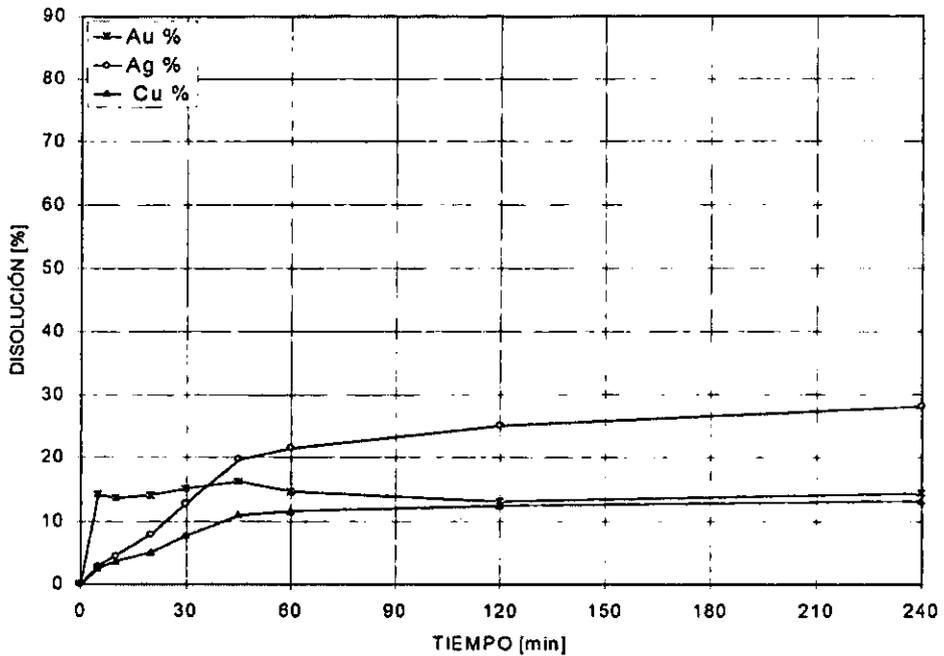


Figura No. 57. Resultado de la disolución de Au, Ag, y Cu, con presencia de amoníaco y a 25 °C, variando el tiempo de lixiviación. Evaluación realizada mediante el análisis de soluciones por espectrometría de absorción atómica.

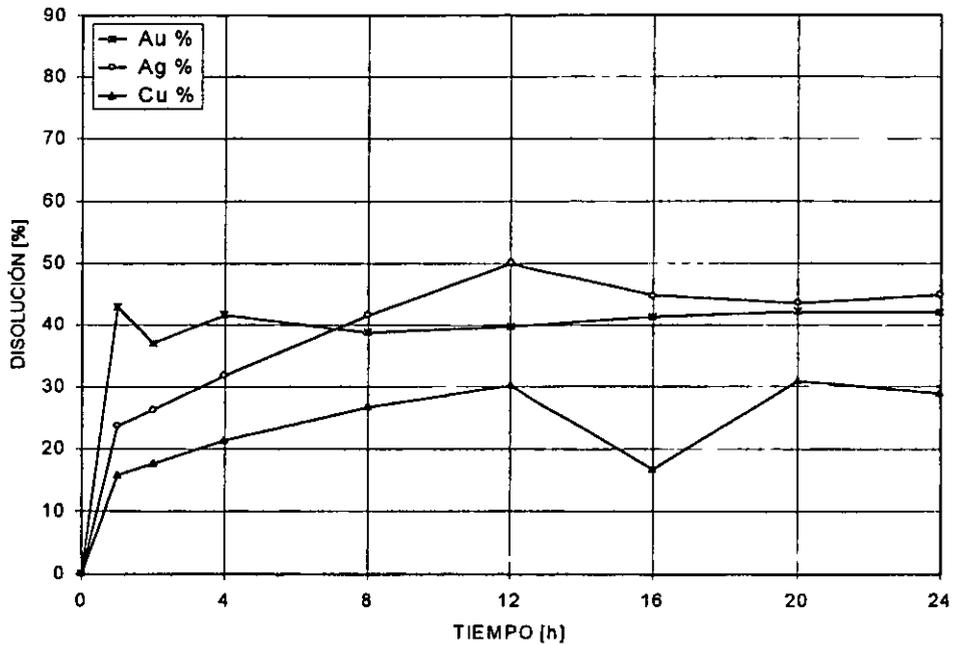


Figura No.- 58. Resultado de la disolución de Au, Ag, y Cu, en presencia de amoníaco (7%), 50 °C y variando el tiempo. Evaluación realizada mediante el análisis de soluciones por espectrometría de absorción atómica.



3.3.5.3.- Variación de la concentración de tiosulfato y agente oxidante.

I) Condiciones de Operación.

Variable	Unidad	Prueba						
		10	11	9	12*	7	13	14
Carga	g	62.0	62.0	62.0	62.0	62.0	62.0	62.0
Sólido	%	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0	20.0
Volumen	mL	250.0	250.0	250.0	250.0	250.0	250.0	250.0
Solución								
Conc.	%	2.0	5.0	10.0	10.0*	100.0	100.0	100.0
Tiosulfato								
Conc. NH ₃	%	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0	7.0
Cu ⁺	%	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	1.5	0.0
Hg ⁺	%	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.15
Temperatura	°C	25	25	25	25	25	25	25
pH		11.2	11.0	12.4	11.0	12.8	11.1	11.4
Tiempo	h	72	72	72	72	24	24	24
Agitación	rpm	30	30	30	30	30	30	30

Cuadro No.- 39.

*En la prueba No. 12 no hubo cambio de solución ni reposición de agente lixivante.

II) Resultados de Lixiviación.

Prueba	Consumo Tiosulfato kg/t	Análisis Residuo g/t			Disolución %		
		Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
10	27.04	6.1	112	1.7	46.4	0	30.0
11	44.5	7.0	884	1.8	38.3	20.5	25.5
9	44.8	6.0	124	1.0	47.1	88.8	57.6
12	*	6.0	503	1.9	46.5	54.7	19.7
7	21.2	6.4	674	1.8	43.8	39.3	24.6
13	*	11.4	1112	2.4	0.0	0.0	0.0
14	*	7.1	904	2.0	37.2	18.7	15.2

* No se justifica por la baja extracción

Cuadro No.- 40.

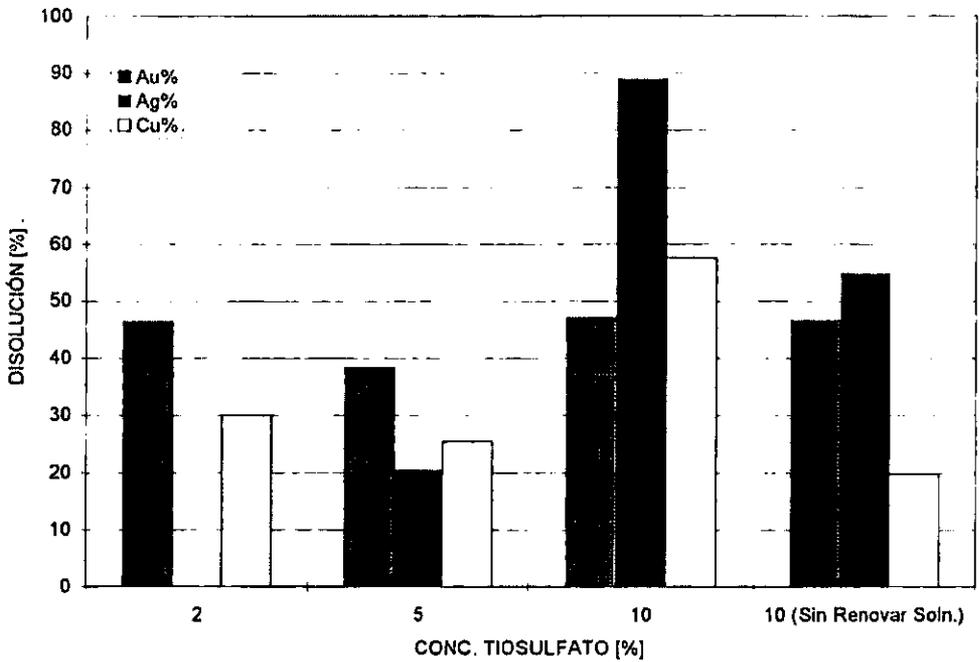


Figura No.- 59. Resultado de la disolución de Au, Ag, y Cu, variando la concentración de tiosulfato de sodio y la renovación de solución.

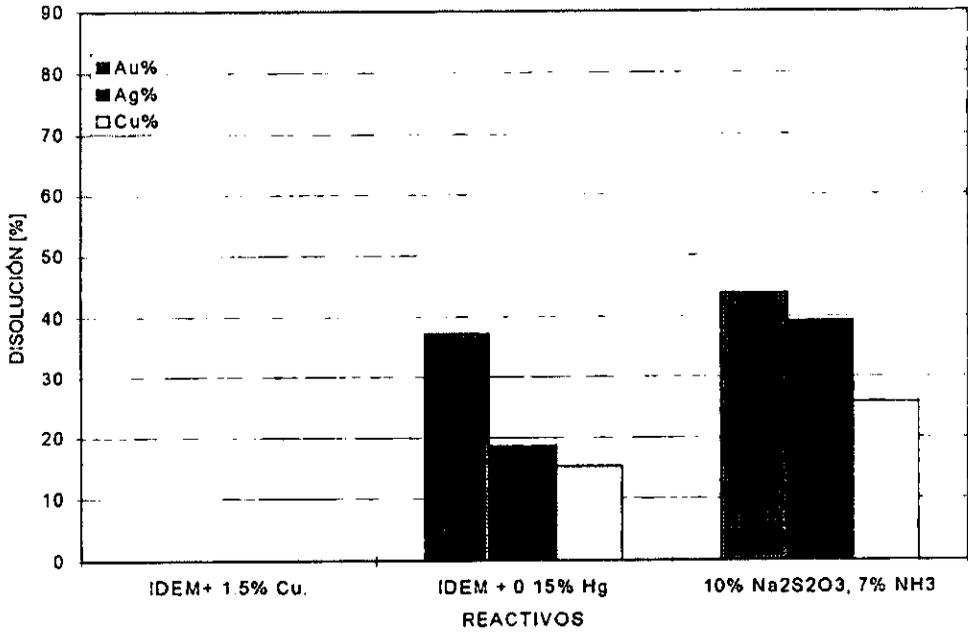


Figura No.- 60. Resultado de la disolución de Au, Ag, y Cu, variando la presencia de catalizadores.

4 Cinética.

Los modelos cinéticos propuestos en la cinética de reacción son:

Reacción química como etapa controlante: $\frac{t}{\tau} = (1 - X_B) = 1 - (1 - X_B)^{1/3}$

Difusión como etapa controlante: $\frac{t}{\tau} = 1 - (1 - X_B)^{2/3}$

y fueron aplicados a cada uno de los procesos utilizados (cianuración, tiourea y tiosulfato), con el fin de determinar el mecanismo Cinético que controla el proceso.

Como se puede observar, los modelos propuestos se comportan como la ecuación de línea recta donde:

$m = \tau$ = pendiente, a = constante que tiende al origen.

$X = 1 - (1 - X_B)^{2/3}$ en reacción química.

$X = 1 - (1 - X_B)^{1/3}$ en difusión.

4.1.- Cianuración.

Condiciones de trabajo: Obtenidas en el inciso 3.3.2.2; pruebas 6 a 9.

Tiempo	Fracción disuelta X		X			
			Reacción química	Difusión	Reacción química	Difusión
	Au	Ag	Au	Au	Ag	Ag
0	0	0	0	-1	0	-0.9999
24	0.420	0.019	0.1660	-0.9754	0.0063	-0.9999
48	0.658	0.562	0.3006	-0.9277	0.2405	-0.9514
72	0.675	0.567	0.3124	-0.9227	0.2434	-0.9503
96	0.851	0.641	0.4698	-0.8483	0.2892	-0.9324
Ordenada al origen =			0.0325	-1.0060	-0.0072	-1.0037
Pendiente =			0.0045	0.0014	0.0033	0.0007
Coeficiente de correlación =			0.9739	0.9664	0.9160	0.9365

Cuadro No 41. Determinación del coeficiente de correlación.

4.2.- Tiourea.

Condiciones de trabajo: Obtenidas en el inciso 3.3.4.1, prueba No. 2.

Tiempo	Fracción disuelta X		X			
			Reacción química	Difusión	Reacción química	Difusión
	Au	Ag	Au	Au	Ag	Ag
0	0	0	0	-1	0	-1
5	0.315	0.442	0.1187	-0.9870	0.17719	-0.9723
10	0.348	0.454	0.1332	-0.9838	0.18284	-0.9706
15	0.358	0.446	0.1374	-0.9828	0.17906	-0.9717
20	0.396	0.466	0.1551	-0.9784	0.18918	-0.9687
30	0.375	0.489	0.1452	-0.9810	0.20099	-0.9650
40	0.361	0.530	0.1389	-0.9825	0.22292	-0.9576
60	0.383	0.481	0.1490	-0.9800	0.19654	-0.9664
120	0.397	0.482	0.1555	-0.9783	0.19714	-0.9662
180	0.363	0.483	0.1396	-0.9823	0.19764	-0.9660
360	0.403	0.49	0.1579	-0.9777	0.20104	-0.9650
Ordenada al origen =			0.1189	-0.9849	0.1645	-0.9724
Pendiente =			0.0001	2.51E-05	0.0001	3.18E-05
Coeficiente de correlación =			0.3559	0.4386	0.2907	0.3229

Cuadro No. 42. Determinación del coeficiente de correlación.

4.3.- Tiosulfato.

Condiciones de trabajo: Obtenidas en el inciso 3.3.5.2; pruebas 7 a 9.

Tiempo	Fracción disuelta X		X			
	Au	Ag	Reacción química	Difusión	Reacción química	Difusión
h			Au	Au	Ag	Ag
0	0	0	0	-1	0	-0.9999
24	0.438	0.393	0.1747	-0.9730	0.1533	-0.9999
48	0.464	0.741	0.1876	-0.9692	0.3625	-0.9003
72	0.473	0.888	0.1922	-0.9678	0.5179	-0.8243
Ordenada al origen =			0.0502	-0.9925	-0.0060	-1.0251
Pendiente =			0.0024	0.0004	0.0073	0.0026
Coeficiente de correlación =			0.8208	0.8555	0.9980	0.9481

Cuadro No. 43. Determinación del coeficiente de correlación.



5.- Costos

Se ha planteado en diversos estudios y bajo distintos enfoques la relevancia que reviste el manejo de la cianuración en la extracción de los metales preciosos, por una parte la componente ambiental y por otra la desventaja tecnológica en la extracción de los metales preciosos. Se ha encontrado que un punto a favor del cambio tecnológico es el factor costos.

En las siguientes páginas se presenta el análisis costo-beneficio para comparar el procesamiento convencional contra el propuesto, sobre los mejores resultados obtenidos en la experimentación desarrollada en el capítulo 3.3.

En primer término la base de cálculo es una tonelada métrica seca de concentrado con el siguiente análisis Au: 11.4 g/t, Ag: 1112 g/t, Pb: 50.1 % y Zn: 13.4 %, una cotización de peso/USD de 10.20 \$/USD. La cotización de los metales Au: 308.222 USD/oz, Ag: 6.45 USD/oz y Pb: 26 c/USD/lb. Los precios de los insumos de lixiviación fueron provistos en la misma fecha, todos los precios están en USD, los costos de flete, maquila en fundición y los derivados de la operación en la producción, fundición y refinación del precipitado Merrill-Crowe se obtuvieron de operaciones minero-metalúrgicas reales.

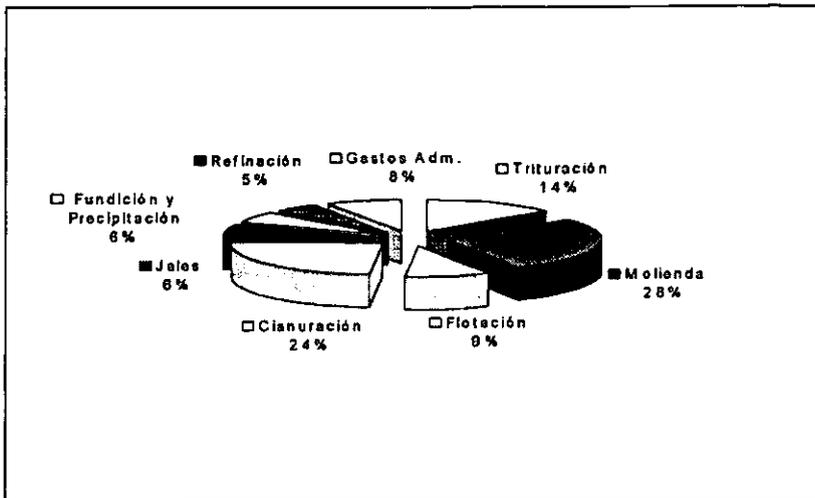


Figura No.- 61. Distribución de los costos de operación generales.

A continuación se presenta un análisis típico de costos de los principales insumos de una operación hidrometalúrgica por cianuración. La comparación que se hace entre la alternativa de enviar el concentrado bulk a la refinería de plomo, implica maquila y deducciones por contenido excesivo de zinc (ver cuadro No.44). La evaluación de los procesos hidrometalúrgicos (cianuración, tiourea y tiosulfato) parten de la base que todos ellos requieren minado, trituración, clasificación, molienda y concentración.

Los ingresos por concepto de recuperación de metales por las cuatro alternativas se presentan a continuación:



5.1.- Ingresos.

Base: 1 tonelada de concentrado seco. Ley de cabeza: 11.4 g Au/t = 0.366 Oz Au/t
 1112 g Ag/t = 35.75 Oz Ag/t Cotización: 308.22 USD Au/Oz
 6.45 USD Ag/Oz

		Convencional			NaCN+H ₂ O ₂			Tiourea			Tiosulfato		
		Au	Ag	Pb	Au	Ag	Pb	Au	Ag	Pb	Au	Ag	Pb
Recuperación por lixiviación	%	-	-	-	82.7	71.5	-	40.3	49.0	-	47.3	88.8	-
Liquidación de lixiviación	USD/t	-	-	-	93.3	164.9	-	45.5	113.0	-	053.4	204.8	-
Liquidación del conc. de Pb residual.*	USD/t	100.4	215.3	254.4	9.4	61.4	254.4	56.04	109.8	254.4	48.3	24.1	254.4
Deducciones de fundición*	USD/t	206.0			202.3			203.4			201.3		
Ingreso	USD/t	364.1			381.0			375.3			383.6		

*Ver anexo.

Cuadro No. 44. Evaluación de los ingresos brutos de la lixiviación de Au, Ag y envío del residuo a la fundición; comparándolo con la metodología convencional de enviar el concentrado bulk directamente a la fundición sin previa lixiviación de los valores.

A continuación se desarrolla la evaluación de gastos o egresos por concepto de consumo de reactivos, costos de operación y fletes de los procesos propuestos.



5.2.-Egresos.

		NaCN+H ₂ O ₂	Tiourea	Tiosulfato		
Reactivo Lixivante	USD/kg	2.75	7.64	2.04		
Consumo de Reactivo	kg/t	24.4	2.50	44.8		
Costo	USD	67.10	19.10	91.39		
		H ₂ O ₂ 50%	CaO	H ₂ SO ₄	Fe ₂ (SO ₄) ₃	NH ₄ OH
Otros Reactivos	USD/kg	0.95	0.34	0.20*	0.48	0.38
Consumo	kg/t	2.42	1.00	3.59	32.25	28.05
Costo	USD	2.64		16.23		10.62
Costo Total de Reactivos	USD	69.74		35.33		102.01
Costo de Operación **	USD	8.25		8.25		8.25
Flete del residuo a Fundición	USD	23.00		23.00		23.00
Gasto Total	USD	100.99		66.58		133.26

* Se considera el 5 % de consumo.

** Considerando la precipitación, fundición, refinación y gastos administrativos.

Cuadro No. 45. Costos totales de reactivos utilizados, así como las etapas subsecuentes a la lixiviación y flete.



5.3.- Ingresos - Egresos.

Finalmente la relación Ingresos - Egresos queda resumida como se muestra a continuación.

Proceso	USD/t	Convencional	NaCN+H ₂ O ₂	Tiourea	Tiosulfato
Ingresos	USD/t	364.08*	381.04	375.26	383.63
Egresos	USD/t	23.00 (Flete)	100.99	66.58	133.26
Utilidad**	USD/t	341.08	280.05	308.68	250.37

* Descartando deducciones y castigos.

** Antes de impuestos y depreciación.

Cuadro No.46 Utilidades obtenidas mediante el envío del concentrado con los valores de oro y plata a la fundición, en los proceso de lixiviación propuestos.



6.- Discusión de resultados.

6.1.- Naturaleza de la muestra.

La muestra es un concentrado bulk con mayor proporción de plomo y alta concentración de zinc, presente en forma de esfalerita y zincita, con tamaños que varían de 6.0 a 250 micrómetros. Los minerales de cobre se hallan fuertemente asociados a los de zinc (ver inciso 3.2.6 de Minerografía Química), la presencia de estos minerales de cobre causan efectos nocivos durante el desarrollo de la lixiviación.

La muestra reportó un T_{80} de $53\mu\text{m}$ y un T_{50} de $26\mu\text{m}$. El estudio de distribución de valores muestra que la plata está distribuida en mayor proporción hacia los productos más finos (ver cuadros Nos.5 y 6), sin embargo el Au, Pb y Cu registran un comportamiento regular con tendencia a la diseminación uniforme. En el estudio de remolienda se comprueba el argumento anterior, encontrando que a mayores tiempos, mayor diseminación de todos los elementos, esto implica que la remolienda no es apta para desarrollar una separación fisicoquímica (flotación), debido a la texturas presentes incluso con cierta desventajas en la lixiviación.



El oro (electrum) se halla mayormente asociado al plomo de acuerdo a la distribución de valores, sin embargo en microscopía óptica se observaron muchas partículas libres y asociada a la hematita.

La liberación del PbS respecto del ZnS es del 88.41%, lo que significa que es posible formar un concentrado diferencial de plomo y zinc, aunque la liberación del zinc es baja entre 320 y 45 micrómetros.

El estudio de minerografía muestra que existe 15 diferentes tipos de minerales presentes; la galena, esfalerita, pirita y calcopirita son los que se encuentran en mayor proporción. Es importante notar que 7 de los minerales contienen cobre.

A continuación se presenta una tabla donde se muestran los minerales presentes con base en su proporción cualitativa:



Mineral	Formula química	Proporción
Galena	PbS	Alta
Esfalerita	ZnS	Mediana
Calcopirita	CuFeS ₂	Baja
Arsenopirita	FeAsS ₂	Muy baja
Pirita	FeS ₂	.
Pirargirita	Ag ₃ SbS ₃	Trazas
Covelita	CuS	.
Tetraedrita	(Cu,Fe) ₁₂ (As,Sb) ₄ S ₁₃	.
Bornita	Cu ₅ FeS ₄	.
calcosita	Cu ₂ S	.
Anglesita	PbSO ₄	.
Freibergita	(Cu,Ag,Fe) ₁₂ (As,Sb) ₄ S ₁₃	.
Oro Nativo	Au	.
Cobre Nativo	Cu	.
Zincla	ZnO	.

Cuadro No. 47. Minerales observados a través del microscopio de polarización con luz reflejada.

6.2.- De los procesos estudiados.

1) Cianuración.

En las pruebas Nos. 1 a 5 se observa la variación de la disolución de oro y plata en función de la concentración de cianuro de sodio (1.0 a 5.0 g/L), se concluye que a mayor concentración del reactivo mayor es la capacidad de disolución del oro (78.09%) y plata (60.8%), aunque se observa una alta disolución de cobre (45.6%), hay que recordar que los minerales de cobre como son la covelita,



calcocita, bornita y cobre nativo son de una alta solubilidad en presencia de cianuro de sodio. El consumo de reactivo también aumenta con el incremento en la concentración del disolvente y llega a alcanzar 22.2 kg NaCN / t mineral .

En las pruebas Nos. 6 a 9 se analiza el comportamiento de la disolución de los elementos de interés variando el tiempo de disolución (24 a 96h), observándose que a mayor tiempo de lixiviación mayor capacidad para la disolución del oro (85.1%) y plata (64.1%), aunque de nueva cuenta se observa una alta disolución de los minerales de cobre (41.6%). El consumo de cianuro de sodio aumenta con el incremento del tiempo hasta en 27.1 kg/t mineral. Cabe resaltar que en tiempos cortos (menos de 24 h) y concentraciones bajas (1 a 2 g / L NaCN) existe respuesta lenta en la disolución de plata, no así para el oro y cobre. Este comportamiento es probablemente debido a la naturaleza misma de los minerales de plata, ya que se encontraron especies complejas del tipo freibergita y pirargirita (sulfosales), comprobándose así los resultados observados en la literatura [23,24].

En la cianuración no convencional donde se llegan a manejar la adición de aditivos como es el caso del peróxido de hidrógeno y nitrato de plomo, los resultados mejoran en diversos aspectos, una característica singular que los resalta es que al adicionar este tipo de reactivos, disminuye periódicamente la disolución de los minerales de cobre (28.4 y 33.2 % respectivamente).



La disolución con peróxido de hidrógeno alcanza el 82.7 y 71.5% de extracción del oro y plata respectivamente, con un consumo de reactivo de 24.4 g/t mineral. Para el caso del nitrato de plomo la disolución del oro y plata es de 82.5 y 70.7% respectivamente; con una disolución de cobre del 23.7%.

La mejor disolución obtenida en las pruebas de remolienda presentan el 64.5% de disolución de oro, 75.9% para la plata y 37.5% para el cobre para un tiempo de 10 minutos de remolienda. En el análisis de las pruebas en conjunto se puede apreciar una ligera variación en la disolución de oro y cobre, en el caso del oro se puede deber a la incertidumbre analítica, derivada de los límites de medición de la técnica misma de copelación, ya que hay que recordar que se están manejando valores por debajo de los 11g/t (prácticamente se ha demostrado un intervalo de confianza para la técnica de análisis utilizada de 0.3 g/t). Para el caso del cobre existe una mayor incongruencia en la variación de la disolución, comportamiento aún no entendido ya que cabe señalar que las pruebas de remolienda fueron repetidas obteniéndose los mismos resultados.

Los resultados en la disolución de plata muestran un máximo en tiempos intermedios de remolienda, la disminución puede ser provocada por la actuación de otros equilibrios presentes o efectos de pasivación en un tiempo mayor.



II) Tiourea

Como medio alternativo para la disolución de oro y plata se observó con cierta desventaja en la capacidad de disolución con respecto al NaCN, ya que se alcanzaron recuperaciones tope de 40% de oro, 50% de plata y 20% de cobre, quizás debidas a la naturaleza del concentrado de plomo que inhibe la disolución, quedando por tanto sujeta a mayor experimentación con el fin de mejorar los resultados alcanzados.

La lixiviación con tiourea como método alternativo a la cianuración presenta las siguientes características.

En las primeras pruebas existe un efecto positivo por la presencia del agente oxidante Fe^{3+} (se varió la concentración en 6, 8, y 11 g/L de Fe^{3+}) en donde se observa que a una concentración de 8g/L de Fe^{3+} aparece un máximo. El comportamiento anterior se puede explicar mediante las bases teóricas ya expuestas, en donde se señaló que la tiourea necesita de un agente oxidante para poder llevar a cabo la disolución del oro y plata, donde un exceso de Fe^{3+} puede lograr la oxidación total de la tiourea provocando así la disminución en la capacidad de disolución, es decir, se requiere un excedente de tiourea para poder llevarse a cabo la reacción de disolución de oro y plata, como se describe en la reacción (28).



La escases de iones fierro puede implicar que la oxidación de tiourea a disulfuro de formamidina sea ineficiente.

La variación de la temperatura es un parámetro fundamental en la lixiviación con tiourea ya que mediante los experimentos realizados (Pruebas Nos. 2, 4 y 5) se puede observar que a mayor temperatura, la capacidad de disolución también aumenta alcanzando un máximo de disolución de 40.3% Au, 49.0% Ag y 19.3% Cu a una temperatura de 50 °C. El origen de estos resultados se debe a que a mayor temperatura el coeficiente cinético incrementa y con esto la velocidad de reacción también lo hace (ver página 32).

Podemos mencionar que la velocidad de reacción con tiourea es tan rápida que se puede considerar la disolución del oro y la plata para estas pruebas como una reacción instantánea.

Por el momento la determinación del consumo de tiourea empleando $\text{Hg}(\text{NO}_3)_2$ y 1,5 difenilcarbazida es el recomendado por la referencia bibliográfica ^[22].



III) Tiosulfato

Para realizar las pruebas de lixiviación con tiosulfato de sodio se siguieron dos caminos con base en la bibliografía utilizada^[7,25] (baja y alta concentración de agente lixivante; es decir, 5 y 100g/L $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ respectivamente), ambas con ciertas variantes; el resultado de las vertientes se presenta en las pruebas Nos. 1 a 4 donde se puede apreciar que las bajas concentraciones logran la disolución del oro de 24.5% pero la disolución de los minerales de plata es nula; en cambio, a altas concentraciones y en presencia de amoníaco disminuye la disolución del oro 15.7%, aumenta la de plata 28.12%, pero también se disuelve algo de cobre 13.1%

En las pruebas siguientes se puede observar el efecto de la temperatura y el incremento en tiempos de lixiviación, los resultados señalan que la temperatura es un mecanismo que acelera el proceso de disolución tanto del oro (41.1%) como la plata (44.9%) y aún para el cobre (28.8%). El origen de los resultados se explica por el aumento en el coeficiente cinético como ya se ha señalado.

Los mejores resultados de extracción se obtienen cuando se incrementa el tiempo de disolución hasta en 72 horas (con renovación de la solución cada 24 h) obteniéndose recuperaciones hasta de 47.3% Au, 88.8% Ag y 56.7%), es de



resaltar que en la lixiviación con cianuro de sodio la disolución de cobre también es alta, con lo cual se aumenta el consumo del agente lixivante hasta en 44.8 kg/t mineral para el caso de tiosulfato.

En general se observa que existe un tope en la disolución para el oro y que ésta recuperación es prácticamente instantánea como se puede apreciar en las figuras 53-54, 57-58, comportamiento similar en la lixiviación de oro con tiourea.

Por último, se realizaron pruebas para verificar la capacidad de disolución a concentraciones medianas (20 y 50 g/L $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$), encontrándose que los mejores resultados se obtienen aún en las concentraciones altas 100 g/L (47.3% Au, 88.8% Ag y 56.7%Cu).

La aplicación de aditivos tales como Cu y Hg aun no se han valorado lo suficiente, el último validado solo en la extracción de oro en jales de amalgamación empleando $\text{Ca}_2\text{S}_2\text{O}_3$.



6.3.- Cinética

En los cuadros Nos. 41, 42 y 43 analizaremos el valor del coeficiente de correlación obtenido de la regresión lineal Tiempo vs Mecanismo controlante (reacción química o difusión), el cual nos señala cual es el mecanismo controlante.

El resultado nos indica que no existe confiabilidad para determinar si el mecanismo controlante es la reacción química o difusión, excepto para la lixiviación de plata con tiosulfato; donde se observa que la reacción química es el mecanismo controlante ($r= 0.9980$).

La discrepancia en los resultados pueden ser debidas a diversos parámetros tales como el tamaño de las partículas que varía en un intervalo menor a 45 micrómetros (ver remolienda 20 minutos). Además, no todas las partículas se encuentran expuestas en su superficie ya que algunas están intercrecidas y rellenando huecos en otros minerales, por lo que el área expuesta de la partícula es muy variable. Para el caso de la plata, aunque la especie pirargirita es la más común, existen otras dos especies (freibergita y electrum). Por último, los resultados obtenidos por la lixiviación con tiourea señalan que la mayor lixiviación se realiza en menos de 5 min, por lo que se considera una reacción casi instantánea.



7. Conclusiones.

Con este trabajo se ha demostrado que técnicamente es factible la lixiviación de oro y plata presentes en un concentrado bulk de plomo mediante cianuración, lixiviación con tiourea y disolución con tiosulfato.

Los mejores resultados para la disolución del oro, plata y cobre, así como las mejores condiciones de trabajo obtenidas con los tres disolventes estudiados, se presentan a continuación:

Proceso	Disolución %			Condiciones óptimas de operación.
	Au	Ag	Cu	
Cianuración	82.7	71.5	29.2	4g/L NaCN, 25 °C, 72h, 300 ppm de H ₂ O ₂ .
Tiourea	40.3	49.0	19.3	30 g/L de Tiourea, 50 °C, 30 min, 8g/L de Fe ³⁺ .
Tiosulfato	47.3	88.8	56.7	100g/L Na ₂ S ₂ O ₃ , 25 °C, 72 h, 7% NH ₃ .

Cuadro No. 48. Mejores condiciones de lixiviación de cada un de los reactivos utilizados.



Los procesos de cianuración (con aditivos) y tiosulfato (con amoníaco) mostraron tener la mayor capacidad de disolución de oro y plata, la menor capacidad se obtuvo con tiourea. Los consumos de reactivo son de 24.37 kg NaCN/ t, 44.83 kg tiosulfato/ t y 2.0 kg tiourea / t.

De la información anterior se determinó que a pesar de que económicamente es factible llevar a cabo cualquiera de los tres diferentes procesos, se considera mas rentable mandar el concentrado bulk tal cual a la fundición; ésto se puede observar en la siguiente tabla:

Proceso		Fundición	NaCN H ₂ O ₂	Tiourea	Tiosulfato
Utilidad antes de impuestos	USD	341.08	280.05	308.68	250.37

Cuadro No.49. Utilidades.

De los tres procesos de lixiviación estudiados, se considera económicamente más factible la lixiviación con tiourea, aún a pesar de la baja disolución.



Se concluye que para que alguno de los procesos de cianuración o tiosulfato lleguen a ser más rentables, requieren disminuir el consumo de reactivo, el costo del consumo de reactivo llega a ser del orden de 70% de los gastos.

La lixiviación con tiourea puede ser más rentable que mandar el concentrado con los valores de oro y plata a la fundición, siempre que aumente su capacidad de disolución.

Sin embargo, la viabilidad que reportan las alternativas hidrometalúrgicas tiene que ver con distintos escenarios; desde el punto de vista técnico ya se ha hecho mención. En cuanto a las condiciones actuales del país, tiene que ver con las fuertes presiones ambientales hacia las operaciones de la única refinería pirometalúrgica de plomo, la obsolescencia de sus procesos y el escenario de cierre de operaciones.

Por otra parte, impide la viabilidad económica de muchos concentrados que se obtienen en el extremo sur del país, dada la distancia a la refinería y por tanto el costo del flete.

8.- Anexos

T.M.H.	H2O	T.M.S.
1.120	12.00	1.000

L E Y E S		
Au	Ag	Pb
grs/ton	Kg/ton	%
11.400	1.112	50.100

CONTENIDOS LOTE		
Au	Ag	Pb
grs	Kgs	Tons
11.400	1.112	0.501

COTIZACIONES		
Au	Ag	Pb
Dls / Oz	Dls/ Oz	c/Dli/lb
308.22	6.45	26.00

CONTENIDOS PAGADOS LOTE		
Au	Ag	Pb
grs	Kgs	tons
10.400	1.056	0.471
>20%0,95	< 1 Kg - 0,05	>60%0,95

COTIZACIONES PAGADAS		
Au	Ag	Pb
Dls/gr	Dls/Kg	Dls/ton
9.65	203.84	540.13

TIPO DE CAMBIO	10.2000
----------------	---------

PAGOS FUNDICION / LOTE	Dolares	Mon. Nal.
Oro	100.38	1,023.91
Plata	215.33	2,196.39
Plomo	254.40	2,594.88
TOTAL PAGOS	570.12	5,815.18

DEDUCCIONES DE FUNDICION		
Maquila	190.00	1,938.00
Refinación	5.28	53.88
Castigo fundicion Ley excedente de As	0.00	0.00
Castigo fundición Ley excedente de Zn	10.75	109.65
TOTAL DEDUCCIONES FUNDICION (INCLUYE IVA C.R.M.)	206.03	2,101.53

PAGO NETO FUNDICION / LOTE	364.08	3,713.65
ANTICIPO 70 % FUNDICION	254.86	2,599.56
SALDO FINAL FUNDICION	109.23	1,114.10

Cuadro No. 50. Pagos de la refinaria por el concentrado bulk sin la extracción de los metales preciosos.



T.M.H.	H2O	T.M.S.
1.120	12.00	1.000

L E Y E S		
Au	Ag	Pb
grs/ton	Kg/ton	%
1.995	0.326	50.100

CONTENIDOS LOTE		
Au	Ag	Pb
grs	Kgs	Tons
1.995	0.326	0.501

COTIZACIONES		
Au	Ag	Pb
Dls / Oz	Dls/ Oz	c/Dli/lb
308.22	6.45	26.00

CONTENIDOS PAGADOS LOTE		
Au	Ag	Pb
grs	Kgs	tons
0.995	0.310	0.471
>20*0,85	< 1 Kg - 0,05	>60%*0,95

COTIZACIONES PAGADAS		
Au	Ag	Pb
Dls/gr	Dls/Kg	Dls/ton
9.65	203.84	540.13

TIPO DE CAMBIO	10.2000
----------------	---------

PAGOS FUNDICION / LOTE	Dolares	Mon. Nal.
Oro	9.60	97.96
Plata	63.09	643.54
Plomo	254.40	2,594.88
TOTAL PAGOS	327.10	3,336.38
DEDUCCIONES DE FUNDICION		
Maquila	190.00	1,938.00
Refinación	1.55	15.79
Castigo fundicion Ley excedente de As	0.00	0.00
Castigo fundición Ley excedente de Zn	10.75	109.65
TOTAL DEDUCCIONES FUNDICION (INCLUYE IVA C.R.M.)	202.30	2,063.44
PAGO NETO FUNDICION / LOTE	124.80	1,272.94
ANTICIPO 70 % FUNDICION	87.36	891.06
SALDO FINAL FUNDICION	37.44	381.88

Cuadro No. 51. Pagos de la refinera por el residuo de la lixiviación con cianuro y adición de nitrato de plomo.



T.M.H.	H2O	T.M.S.
1.120	12.00	1.000

L E Y E S		
Au	Ag	Pb
grs/ton	Kg/ton	%
1.970	0.317	50.100

CONTENIDOS LOTE		
Au	Ag	Pb
grs	Kgs	Tons
1.970	0.317	0.501

COTIZACIONES		
Au	Ag	Pb
Dls / Oz	Dls/ Oz	c/Dli/b
308.22	6.45	28.00

CONTENIDOS PAGADOS LOTE		
Au	Ag	Pb
grs	Kgs	tons
0.970	0.301	0.471
>20*0,95	< 1 Kg - 0,05	>60%*0,95

COTIZACIONES PAGADAS		
Au	Ag	Pb
Dls/gr	Dls/Kg	Dls/ton
9 65	203 84	540 13

TIPO DE CAMBIO	10.2000
----------------	---------

PAGOS FUNDICION / LOTE	Dolares	Mon. Nai.
Oro	9.36	95.50
Plata	61.37	625.97
Plomo	254.40	2,594.88
TOTAL PAGOS	325.13	3,316.35
DEDUCCIONES DE FUNDICION		
Maquila	190.00	1,938.00
Refinación	1.51	15.35
Castigo fundicion Ley excedente de As	0.00	0.00
Castigo fundición Ley excedente de Zn	10.75	109.65
TOTAL DEDUCCIONES FUNDICION (INCLUYE IVA C.R.M.)	202.26	2,063.00
PAGO NETO FUNDICION / LOTE	122.88	1,253.34
ANTICIPO 70 % FUNDICION	86.01	877.34
SALDO FINAL FUNDICION	36.88	376.00

Cuadro No. 52. Pagos de la refinera por el residuo de la lixiviación con cianuro y adición de peróxido de hidrógeno.

T.M.H.	H2O	T.M.S.
1.120	12.00	1.000

L E Y E S		
Au	Ag	Pb
grs/ton	Kg/ton	%
6.806	0.567	50.100

CONTENIDOS LOTE		
Au	Ag	Pb
grs	Kgs	Tons
6.806	0.567	0.501

COTIZACIONES		
Au	Ag	Pb
Dlts / Oz	Dlts/ Oz	c/Dlt/lb
308.22	6.45	26.00

CONTENIDOS PAGADOS LOTE		
Au	Ag	Pb
grs	Kgs	tons
5.806	0.539	0.471
>20*0,95	< 1 Kg - 0,05	>60%*0,95

COTIZACIONES PAGADAS		
Au	Ag	Pb
Dlts/gr	Dlts/Kg	Dlts/ton
9.65	203.84	540.13

TIPO DE CAMBIO	10.2000
----------------	---------

PAGOS FUNDICION / LOTE	Dolares	Mon. NaI.
Oro	56.04	571.60
Plata	109.82	1,120.16
Plomo	254.40	2,594.88
TOTAL PAGOS	420.26	4,286.64
DEDUCCIONES DE FUNDICION		
Maquila	190.00	1,938.00
Refinación	2.69	27.48
Castigo fundicion Ley excedente de As	0.00	0.00
Castigo fundición Ley excedente de Zn	10.75	109.65
TOTAL DEDUCCIONES FUNDICION (INCLUYE IVA C.R.M.)	203.44	2,075.13
PAGO NETO FUNDICION / LOTE	216.81	2,211.51
ANTICIPO 70 % FUNDICION	151.77	1,548.06
SALDO FINAL FUNDICION	65.04	663.45

Cuadro No. 53. Pagos de la refinaria por los residuos de la lixiviación con tiourea.



T.M.H.	H2O	T.M.S.
1.120	12.00	1.000

LEYES		
Au	Ag	Pb
grs/ton	Kg/ton	%
6.008	0.125	50.100

CONTENIDOS LOTE		
Au	Ag	Pb
grs	Kgs	Tons
6.008	0.125	0.501

COTIZACIONES		
Au	Ag	Pb
Dlts / Oz	Dlts/ Oz	c/Dlt/lb
308.22	6.45	28.00

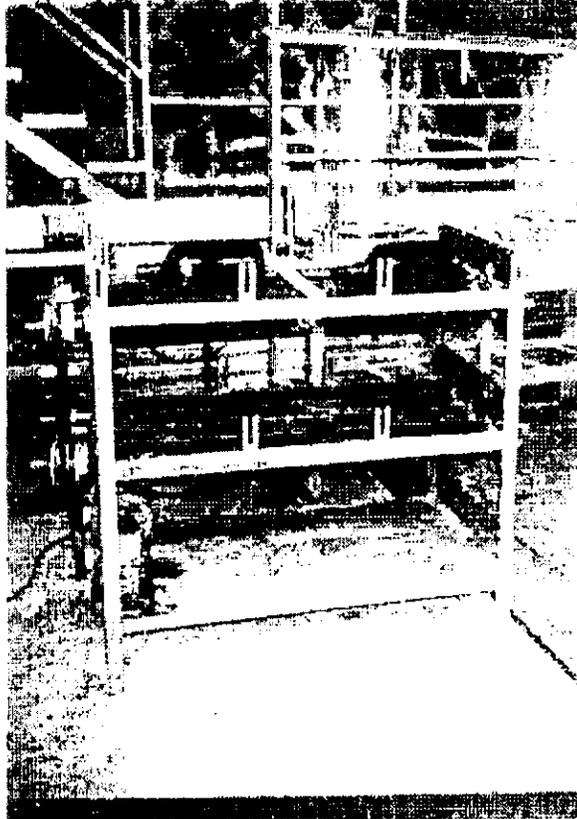
CONTENIDOS PAGADOS LOTE		
Au	Ag	Pb
grs	Kgs	tons
5.008	0.118	0.471
>20*0,95	< 1 Kg - 0,05	>60%*0,95

COTIZACIONES PAGADAS		
Au	Ag	Pb
Dlts/gr	Dlts/Kg	Dlts/ton
9.65	203.84	540.13

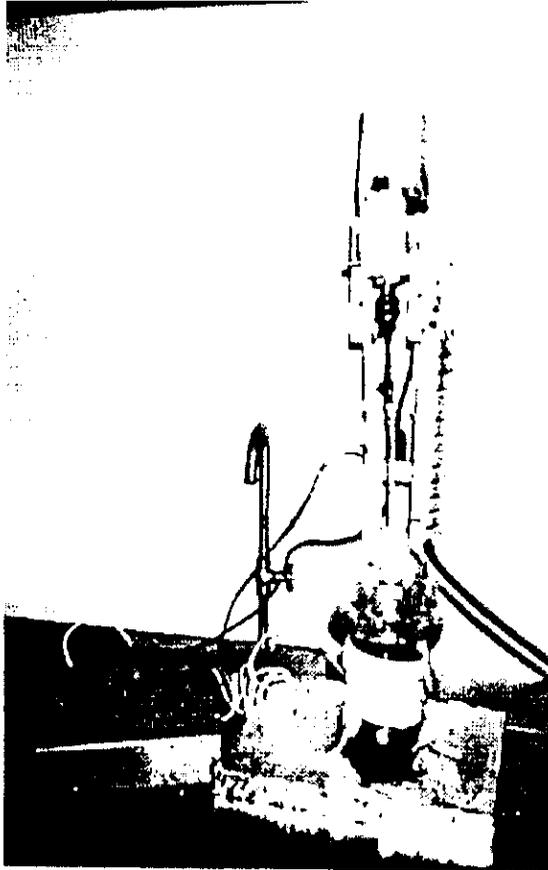
TIPO DE CAMBIO	
	10.2000

PAGOS FUNDICION / LOTE	Dolares	Mon. Nat.
Oro	48.34	493.03
Plata	24.12	245.99
Plomo	254.40	2,594.88
TOTAL PAGOS	326.85	3,333.90
DEDUCCIONES DE FUNDICION		
Maquila	190.00	1,938.00
Refinación	0.59	6.03
Castigo fundicion Ley excedente de As	0.00	0.00
Castigo fundición Ley excedente de Zn	10.75	109.65
TOTAL DEDUCCIONES FUNDICION (INCLUYE IVA C.R.M.)	201.34	2,053.68
PAGO NETO FUNDICION / LOTE	125.51	1,280.22
ANTICIPO 70 % FUNDICION	87.88	896.15
SALDO FINAL FUNDICION	37.65	384.06

Cuadro No. 54. Pagos de la refinaria por los residuos de la lixiviación con tiosulfato.



Fotografía No. 1. Equipo de rodillos giratorios y botellas de ambar para las pruebas llevadas a cabo a medio ambiente y con velocidad de 30 rpm



Fotografía No. 2 Reactor de vidrio tipo Kettle de 500 mL de capacidad con los
accesorios.



9.- Bibliografia.

1) One hundred years of cyanidation

Fathi Habashi,.

CIM Bulletin, september 1987, vol 80. No 905, 108-114.

2) Leaching of gold from chalcopyrite concentrate by thiourea.

G. Deschênes and E. Ghali.

Hydrometallurgy vol. 20 (1988) 179-202.

3) A study of the leaching of gold and silver by acidothioureation.

C. K. Chen, T.N. Lung and C.C. Wan.

Hydrometallurgy vol. 5 (1980) 207-212.

4) Silver extraction from a refractory type ore by thiourea leaching

Ercan Açma, Fatma Arslan, Wolfgang Wuth.

Hydrometallurgy vol. 34 (1993) 265-274.

5) Leaching of gold and silver from Miller process dross through non- cyanide leachants.

D.S.R. Murthy and P.M. Prasad.

Hydrometallurgy vol. 42 (1996) 27-33.



6) Tiosulphate leaching for gold hydrometallurgy

C. Abbruzzese, P. Fornari, R. Massidda, F. Vegliò, S. Ubaldini

Hydrometallurgy vol. 39 (1995) 265-273.

7) Gold and silver extraction by ammoniacal thiosulfate leaching from a rhyolite ore.

D. Zipperian, S. Raghavan and J.P. Wilson.

Hydrometallurgy vol. 19 (1988) 361-375.

8) Metalurgia general

F.R. Morral, E. Jimeno, P. Molera

Vol. 1. Editorial Reverté, 374-380.

9) Non ferrous extractive metallurgy

Wiley and Sons.

C.B. Gill, Lafayett college, 17-116.

10) The leaching of sulphide minerals in chlorine media

J.E. Dutrizac.

Hydrometallurgy vol. 29 (1992) 1-45.



11) Gold and silver cyanidation plant practice vol II. Homestake mining company

F.W. Mc. Quiston, Jr. And R. S. Schuemaker
AIME1980,119-124.

12) Conversion of galena to lead carbonate in ammonium carbonate solution- A new approach to lead hydrometallurgy.

Ke.Yuan. Lu and Chia-Yung Chen
Hydrometallurgy, vol. 17 (1986) 73-83.

13) The CENIM-LNETI Process: A new process for the hydrometallurgical treatment of complex sulphides in ammonium chloride solutions.

J. L. Limpo, J.M. Figueiredo, S. Amer and A. Luis.
Hydrometallurgy, vol. 28 (1992) 149-161.

14) Recovery of silver, gold and lead from a complex sulfide ore using ferric chloride, thiourea and brine leach solutions.

R.G. Sandberg and J.L. Huiatt.
United States Department of interior. Bureau of Mines. Report of investigations 9022.



15) Atlas of electrochemical equilibria in aqueous solutions.

Marcel Pourbaix.

Pergamon Press.

16) Precious metals: Mining extraction and processing.

V. Kudryk, D.A. Corrigan and W.W. Liang.

A publication of the Metallurgy Society of AIME.

17) D. Schnegluth. Forschung und Entwicklung. SKW, Trostberg. 13.11.1980.

18) Thiourea as a lixiviant for gold and silver leaching, recovery and economics.

Ed. by W.J. Schlitt, W.C. Larson and J.B. Hiskey.

TMS-AIME 1981, February 22-26, 83-92.

19) Literature survey on the recovery of gold from thiourea solutions and comparison with cyanidation.

Deschenes, G.,

CIM Bull., 79 (1986), 76-83.



20). Cinética de reacciones.

K.J. Laidler, M.A., D. Dc.

Vol.I. De. Alhambra s.a., 1-10.

21). Chemical reaction engineering.

Octave Levenspiel Second Edition,

Johnwiley And Sons, 367-373.

22) Gold and silver leaching, recovery and economics.

W.J. Schlitt, W.C. Larson, J.B.Hiskey,

Society of Mining Engineers. p 93.

23) Kinetics and mecanism of gold and silver dissolution in cyanide solution.

Fathi Habashi,

Bulletin 59, april 1967. 23-

24) The mineralogy of silver and its significance in metal extraction.

Claudia Gasparrini.

CIM Bulletin, jun1984vol.77, No 866,108.



25) Technological expediency of sodium tiosulfate for extraccion of gold, from ores.

K. A. Ter-Arakelyan, K.A. Bagdasaryan, A.Oganyan and R. Mkrtchyan
Soviet-Non-ferrous Met. Research, 1984 (12),5, 393-397.

26) Ensayos para la historia del estado de Guerrero.

Instituto Guerrerense de la Cultura. 1985, 192-221.