



UNIVERSIDAD DE GUANAJUATO

DIVISIÓN DE INGENIERÍAS CAMPUS GUANAJUATO

Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología

**RECUPERACIÓN DE PLATA DE ANTIGUOS DEPÓSITOS
DE JALES DE LA CÍA. MINERA "LA NEGRA"**

TESIS

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE

INGENIERO METALÚRGICO

PRESENTA:

NADIA SARAHI CANSECO SÁNCHEZ

DIRECTORES DE TESIS

Jesús Sandoval (Externo)
Enrique Elorza Rodríguez (Interno)

GUANAJUATO, GTO.

Junio del 2015

Devado 2016

C60057533/16

UNIVERSIDAD DE GUANAJUATO

DIVISION DE INGENIERIAS CAMPUS GUANAJUATO

Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología

RECUPERACIÓN DE PLATA DE ANTIGUOS DEPÓSITOS DE JALES DE LA CIA. MINERA "LA NEGRA"

C408

TESTES
2015
CAN

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE

INGENIERO METALÚRGICO

PRESENTA

NADIA SARAHÍ CANSECO SÁNCHEZ

DIRECTORES DE TESIS

Enrique Eloorza Rodríguez (Interno)
Jesús Sandoval (Externo)

Junio del 2015

GUANAJUATO, GTO.

Guanajuato, Gto., mayo de 2015

Asunto: Aprobación de Trabajo de Titulación.

DR. LUIS ENRIQUE MENDOZA PUGA
DIRECTOR DE DIVISION DE INGENIERIAS
CAMPUS GUANAJUATO
P R E S E N T E.

Los que suscriben, revisores del trabajo, que como requisito para obtención de Título Profesional, fue presentado a revisión por:

C. Nadia Sarahí Canseco Sánchez

Pasantes del Programa Educativo de Ingeniero Metalúrgico de la División de Ingenierías del Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología de la Universidad de Guanajuato, en la modalidad de Trabajo de Tesis, con el Título:

"Recuperación de Plata de Antiguos Depósitos de Jales De la Cia. Minera "La Negra""

Una vez leído, analizado y revisado el trabajo, ha sido aprobado para que continúen con los trámites requeridos para solicitar fecha y sustenten examen.

Sin más por el momento reciba un cordial saludo.

Atentamente
"La Verdad Os Hará Libres"

Dr. Enrique Eloorza Rodríguez
Director del Trabajo

c.M. en C. Verónica García Torres
Sinodal del Trabajo

Ing. Martín Gabriel Rivera Coronel
Sinodal del Trabajo

C.c.p.- Archivo.

DIVISIÓN DE INGENIERÍAS CAMPUS GUANAJUATO
Ex-Hacienda San Matías s/n, 36000, Guanajuato, Gto., Tels. (473) 732 22 91, Fax (473) 732 38 64

... de la Universidad de la...

DR. LUIS ENRIQUE MENDOZA A. PUGA
DIRECTOR DIVISIÓN DE INGENIERIAS
CAMPUSES GUANAJUATO
E. S. T. E.

... de la Universidad de la...

... de la Universidad de la...

... de la Universidad de la...

"República de Plata de Virreyes y de la...

... de la Universidad de la...

AGRADECIMIENTOS

Este trabajo de titulación y todo lo que logrado hasta este punto de mi vida es gracias a una excelente mujer... mi mama, quien siempre ha estado conmigo en todo momento alentándome a ser mejor, la persona que me enseñó que el trabajar duro y ser perseverante me ayudara a cumplir mis anhelos.

A mis hermanas y familia por animarme siempre y ser parte importante en mi vida.

A todos mis profesores en especial al Dr. Enrique Elorza por su paciencia y apoyo en la realización y conclusión de este trabajo, además del invaluable tiempo dedicado a todos nosotros sus alumnos en el transcurso de la carrera y el inspirar en mi esa pasión a lo que ahora es mi profesión.

Además a Minera "La Negra" por darme la oportunidad de aprender y comenzar mi vida como profesionista. En especial a Cindy Álvarez Moran que trabajamos duro porque este proyecto concluyera con éxito.

Y por su contribución, aprendizaje, apoyo y demás a los ingenieros Jesús Sandoval y René Castillo.

También a mis amigos de todo el camino en el transcurso de nuestra carrera Mario Gutiérrez y Edgar Amezquita, gracias por influir en mí en todo momento y hacer de esos 4 años de estudio la mejor experiencia y conservar su amistad.

A María de Jesús Bastidas, por sus buenos consejos que fueron de gran ayuda y compañía incondicional.

Y a todos los que contribuyeron directa e indirectamente al término de este trabajo y carrera que son incontables.

...Gracias

"El genio comienza las grandes obras, pero sólo el trabajo las acaba"
Joseph Joubert

Todos los elementos formadores de menas están presentes en los magmas y rocas ordinarias, en cantidades que van desde algunas partes por billón hasta varios cientos de partes por millón. Así entonces, la formación de un depósito mineral representa la convergencia de una serie de circunstancias favorables (físico-químicas, extracciones, fluidos de transporte) que conducen a una significativa alta concentración de uno o dos elementos en una limitada porción de la corteza terrestre. El **factor de concentración**, definido como la razón de la concentración promedio de un elemento en un depósito susceptible de ser minado a la abundancia promedio de la corteza, es altamente variable y depende tanto del elemento como del tipo de depósito. Los factores de concentración oscilan en el intervalo de 5-10 para elementos abundantes, p.e., aluminio y hierro; 100-1000 para elementos menos abundantes (p.e., cobre, zinc) y 1000-1000000 para elementos escasos, p.e., oro, plata, entre otros (Mitra, 2000).

El elemento de interés contenido en el material de jales aquí investigado lo es la plata, la que como resultado de su alto factor concentración y procesamiento previo (flotación), se encuentra en un tenor de 28 g/Ton, bajo la forma de Benjaminita ((Ag,Cu)₁₀(Bi,Pb)₂S₁₂) como inclusión en Esfalerita, esta última a su vez envuelta en Clinoferosilita. Además de la barrera física, el material presenta; resultado del largo periodo de confinamiento, una fuerte oxidación. No obstante, dado el actual estado de desarrollo de la metalurgia existe la posibilidad de recuperar el elemento de interés aquí contenido. De las alternativas de tratamiento exploradas: flotación, cianuración y lixiviación en el sistema tiosulfato, fue esta última la que arrojó los mejores resultados. Independientemente de los promotores y/o colectores probados las flotaciones se caracterizaron por cinéticas lentas, baja selectividad y recuperación. Después de 5 horas de cianuración la recuperación de plata es de 50%, mayores tiempos a éste (72 horas) sólo incrementa ésta en dos a cuatro unidades porcentuales, la remolienda del material no mejora los resultados de extracción. La solución de cianuración resultante contiene una alta concentración de cobre (22 g/m³) y 1.5 g Ag/m³ y el consumo de cianuro es alto. El uso de tiosulfato de amonio resultó en recuperaciones de plata de 61%, y aunque el medio es perdido, su bajo costo (\$ 3.0/kilo) comparado con el del cianuro (\$ 30.00/kilo), hacen que el primero sea de considerar.

Abstract

All ore-forming elements are present in ordinary magmas and rocks, in amounts ranging from parts per billion to several hundred parts per million. Then forming a mineral deposit represents the convergence of a number of favorable circumstances (physicochemical, extractions, fluid transport) leading to a significant high concentration of one or two elements in a limited portion of the crust. The **concentration factor**, defined as the ratio of the average concentration of an element in a reservoir capable of being mined to the average crustal abundance is highly variable and depends on both the element and the type of deposit. Concentration factors vary in the range of 5-10 for abundant elements, e.g., aluminum and iron; 100-1000 for less abundant elements (e.g. copper, zinc) and 1000-1000000 for scarce elements, such as gold, silver, etc. (*Misra, 2000*).

The element of interest contained in the tailings material researched here is silver, which as a result of its high concentration factor and previous processing (flotation), is in a tenor of 28 g/ ton, in the form of Benjaminite as inclusion in Sphalerite, the latter in turn wrapped in Clinoferrosilita. In addition to the physical barrier, the tails exhibits; as a result of its long period of confinement, strong oxidation. However, given the current state of development of metallurgy it is possible to recover the element of interest contained herein. From the alternatives investigated: flotation, cyanide and thiosulphate leaching, the latter was the one which gave the best results. Regardless of various promoters-collectors tested, flotations were characterized by slow kinetics, low selectivity and marginal recoveries. Cyanidation after 5 hours resulted in a fifty percentage silver recovery, longer times (72 hours) only increased recovery in two to four percentage units, regrinding the material does not improve the silver extractions. Cyanidation results in a rich solution that contains a high copper concentration (22 g/m³) and only 1.5 g Ag/m³, cyanide consumption is high. The use of ammonium thiosulfate resulted in silver recoveries of 61%, and although the medium is lost, its low cost (\$ 3.0 / kilo) compared with cyanide (\$ 30.00 / kilo), make it to consider.

Índice

	Pág. No
Agradecimientos	
Resumen	i
Índice	iii
Lista de Figuras	iii
Lista de Tablas	vii
CAPÍTULO 1: GENERALIDADES	
1.1 Introducción	1
1.2 Objetivos de la Investigación	2
1.3 Justificación de la Investigación	2
1.4 Hipótesis	3
1.5 Historia de Minera "La Negra"	3
1.6 Localización y vías de comunicación	5
1.7 Fisiografía	6
1.8 Hidrología	6
1.9 Geología Local	7
1.10 Origen	7
1.11 Mineralización	9
1.12 Cuerpos Mineralizados	9
1.13 Sistema de Minado	10
1.14 Planta de Beneficio	10
CAPÍTULO 2: LIXIVIACIÓN DE MENAS DE Au-Ag	
2.1 Aspectos generales sobre lixiviación	20
2.1.1 Métodos de Lixiviación	20
2.1.2 Agentes lixiviantes alternos de metales preciosos	26
2.2 Lixiviación d plata asociada a altos contenidos de cobre usando cianuro	28
2.3 Antecedentes del uso del tiosulfato	29
2.4 Química del sistema Tiosulfato-Amonia-Cu	32
2.5 termodinámica del sistema Tiosulfato-Amonia-Cu (TACu)	39
2.6 Efecto de iones y coligantes en la lixiviación con tiosulfato de amonio	45
2.7 Recuperación de plata de soluciones de tiosulfato	50
2.7.1 Recuperación electrolítica	50

2.7.2 Precipitación Química	Pág. No	51
2.7.3 Absorción sobre carbón activado		54
CAPÍTULO 3: METODOLOGÍA EXPERIMENTAL		
3.1 Muestra representativa del depósito de jales No. 1 y estudio de caracterización mineralógica		56
3.2 Equipos y materiales		59
3.3 Condiciones y parámetros de pruebas metalúrgicas		60
3.3.1 Pruebas de cinética de flotación		61
3.3.2 Pruebas de Cianuración		64
3.3.3 Pruebas de lixiviación con tiosulfato		67
3.4 Cementación con Cobre		73
CAPÍTULO 4: DISCUSIÓN DE RESULTADOS		
4.1 Resultados de pruebas de flotación		76
4.2 Resultados de pruebas de cianuración		82
4.3 Resultados de pruebas de lixiviación con tiosulfato de amonio		86
CAPÍTULO 5: CONCLUSIONES		
5.1 Pruebas de Flotación		96
5.2 Pruebas de cianuración		103
5.3 Pruebas de Tiosulfato-Amonia-Cu (TACu)		106
5.4 Trabajo a futuro		106
BIBLIOGRAFÍA		108
APÉNDICE		112

LISTA DE FIGURAS

Figura No	DESCRIPCIÓN FIGURA	Pág. No
CAPÍTULO 1		
1.1	Localización de la mina La Negra.	5
1.2	Diagrama de circuito de trituración.	12
1.3	Circuito de Molienda.	14
1.4	Circuito de Plomo.	14
1.5	Circuito de Cobre.	15
1.6	Circuito de Zinc.	16
1.7	Circuito de Espesamiento y Filtrado.	18
CAPÍTULO 2		
2.1	Diagrama de flujo del tratamiento por lixiviación in-situ de cobre.	22
2.2	Lixiviación en botaderos.	22
2.3	Lixiviación por pilas.	23
2.4	Proceso de lixiviación con tiosulfato en La Colorada, Sonora, México.	31
2.5	Estructura del ion tiosulfato.	33
2.6	Reacción de oxidación de tiosulfato por Cu(II) (Ligando L= NH ₃ , SO ₄ ²⁻ , Cl).	36
2.7	Modelo propuesto de la oxidación de tiosulfato y oro por Cu(II).	37
2.8	Estructura de aditivos benéficos durante la lixiviación de oro.	38
2.9 (a)	Diagramas Eh-pH del sistema metaestable S-H ₂ O a 25 °C, la actividad de la especie azufre es de 0.4 M.	39
2.9 (b)	Mismo diagrama solo que en presencia de amoníaco.	40
2.10	(a) Diagrama Eh-pH del sistema Au-S ₂ O ₃ ²⁻ -NH ₃ -H ₂ O a 25 °C, existe el complejo Au(NH ₃) ₂ ⁺ , (b) Mismo diagrama solo que no existe el complejo Au(NH ₃) ₂ ⁺ .	41
2.11	Diagrama Eh-pH del sistema S ₂ O ₃ ²⁻ -NH ₃ -Cu (1 M), en la extrema izquierda mismo diagrama a concentraciones 0.1 M.	40

Figura No	DESCRIPCIÓN FIGURA	Pág. No
(...continúa CAPÍTULO 2)		
2.12	Diagrama de especiación de cobre a bajas concentraciones de tiosulfato y amoníaco.	42
2.13	Diagrama Eh-pH del sistema Amonia-Cu(II) (0.40 M NH ₃).	43
2.14	Diagrama Eh-pH del sistema Ag-Tiosulfato-Amonia: 0.0005 M Ag, 1 M S ₂ O ₃ ²⁻ y 1M de NH ₃ .	44
2.15	Mecanismo de disolución de oro en el sistema tiosulfato de amonio-cobre.	46
2.16	Estructuras de complejos de metales preciosos como tiosulfatos de metal.	53
CAPÍTULO 3		
3.1	Grafica % acumulativo (-) vs tamaño de partícula donde el d ₅₀ =179 micras.	57
3.2	Equipo de mollienda	59
3.3	Celda de flotación Marca Denver	60
3.4	Fotografía mostrando el proceso de pruebas de cinética de flotación, colección de concentrado.	62
3.5	Equipo-mecanismo de agitación para pruebas de lixiviación dinámicas.	65
3.6	Grafica de % acumulativo (-) vs tamaño de partícula donde el d ₅₀ =100 micras.	67
3.7	Balanza granataria de 4.5 kg, para pesado del material de pruebas.	68
3.8	(a) Porción de muestra tomadas en cada lapso de tiempo durante la lixiviación, filtrada con papel periódico en un embudo sobre matraz de 250 mL, (b) Muestras preparadas para analizar vía absorción atómica.	66
3.9	Equipo de lixiviación y lavado de pulpa.	69
3.10	(a) Solución rica obtenida de una lixiviación con tiosulfato ya clarificada, (b) Recipiente donde se puso en contacto la solución rica y el metal cementante, en este caso alambre de cobre.	74
3.11	Manejo del cemento de plata obtenido de las pruebas de recuperación del metal.	74
3.12	Precipitado obtenido después de la cementación con cobre.	71
CAPÍTULO 4		
4.1	Dibujo de una presa de jales, el bloque azulado delimita la concentración de material fino.	72

Figura No	DESCRIPCIÓN FIGURA	Pág. No
(...continúa CAPÍTULO 4)		
4.2	Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el promotor Aero 6494.	77
4.3	Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el promotor Aero 505.	78
4.4	Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el promotor Aero 525.	78
4.5	Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba de cinética con el colector Aero 900.	79
4.6	Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el colector 3030.	79
4.7	Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el promotor Aero 6493.	80
4.8	Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el colector Xantato-343.	80
4.9	Gráfico de recuperaciones acumuladas de cada una de las pruebas de flotación.	81
4.10	Recuperaciones acumuladas en consideración a los ensayos de sólidos de la prueba de cianuración sin mollienda.	83
4.11	Concentración en gramos por tonelada de Cu y Ag en la solución rica de la prueba sin mollienda.	83
4.12	Probable calidad de precipitado que se obtendría de las soluciones de cianuración, en el mejor escenario, minera La Negra.	84
4.13	Recuperaciones acumuladas basadas en los ensayos de los sólidos de prueba de cianuración, con mollienda.	85
4.14	Concentraciones en gramos por tonelada de Cu y Ag en la solución rica de la prueba con mollienda.	86
4.15	Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la primera prueba de lixiviación con (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ condiciones: (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ = 33.8 mL y pH=10-10.5.	88
4.16	Concentraciones de Ag y Cu en la solución rica de la primera prueba de lixiviación con (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃	88
4.17	Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la segunda prueba de lixiviación con S ₂ O ₃ (NH ₄) ₂ . Condiciones de prueba: S ₂ O ₃ (NH ₄) ₂ 355.28 mL; CuSO ₄ = 15 g; NaCO ₃ = 0.1 g; NH ₄ Cl= 10.4 g y pH=10.2.	89
4.18	Contenido de Ag y Cu en la solución rica de la segunda prueba de lixiviación con (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ .	90
4.19	Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la tercera prueba de lixiviación con (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ . Condiciones: (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ = 510 mL; NaCO ₃ =0.15 g; NH ₄ Cl= 10.4 g y pH=10.2.	91

Figura No	DESCRIPCIÓN FIGURA	Pág. No
(...continúa CAPÍTULO 4)		
4.20	Concentraciones de Ag y Cu en la solución rica de la tercer prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$.	91
4.21	Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la cuarta prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$. Condiciones: $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8 = 150 \text{ mL}$; $\text{CuSO}_4 = 2.5 \text{ g}$; $\text{Na}_2\text{CO}_3 = 0.15 \text{ g}$; $\text{NH}_4\text{Cl} = 10.4 \text{ g}$; $\text{pH} = 10.2$.	92
4.22	Concentraciones de Ag y Cu en la solución rica de la cuarta prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$.	92
4.23	Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la quinta prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$. Condiciones: $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8 = 50 \text{ mL}$; $\text{CuSO}_4 = 2.5 \text{ g}$; $\text{Na}_2\text{CO}_3 = 0.15 \text{ g}$; $\text{NH}_4\text{Cl} = 3 \text{ g}$ y $\text{pH} = 8-9$.	93
4.24	Contenido de Ag y Cu en la solución rica de la quinta prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$.	94
4.25	Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la sexta prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$. Condiciones: $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8 = 50 \text{ mL}$; $\text{CuSO}_4 = 2.5 \text{ g}$; $\text{Na}_2\text{CO}_3 = 0.15 \text{ g}$; $\text{NH}_4\text{OH} = 10 \text{ mL}$; $\text{pH} = 10-11$.	95
4.26	Concentraciones de Ag y Cu en la solución rica de la sexta prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$.	95
CAPÍTULO 5		
5.1	Interrelación entre los recursos minerales, energía y medio ambiente.	98
5.2	Recuperaciones acumuladas de plata y cobre usando Xantato 343, y parámetros cinéticos al ajustar datos al modelo de Klimpel.	101
5.3	Recuperaciones acumuladas de plata y cobre usando Xantato 343, y parámetros cinéticos al ajustar datos al modelo de primer orden.	102
5.4	Proyecciones de una partícula de Aguilarita ($\text{Ag}_2(\text{S}, \text{Se})$) incluida en esfalerita.	104
5.5	Muestreo de una presa de jales de minerales de hierro a fin de su aprovechamiento por Ferrous-Wheel.	107

Tabla No.	DESCRIPCIÓN TABLA	Pág. No.
CAPÍTULO 1		
1.1	Leyes de cabeza en el proceso actual.	10
CAPÍTULO 2		
2.1	Características mineras de los sistemas de lixiviación.	26
2.2	Agentes lixiviantes alternativos al cianuro.	27
2.3	Carácter blando calculado (Energía del orbital frontera vacío) de cationes y donadores.	34
2.4	Potenciales de reducción a 25 °C.	52
CAPÍTULO 3		
3.1	Análisis granulométrico valorado de una porción representativa del compuesto de presa de jales.	56
3.2	Caracterización química del material de prueba.	57
3.3	Especies Minerales.	58
3.4	Distribución de las especies minerales.	58
3.5	Parámetros de pruebas de flotación.	61
3.6	Características sobresalientes de los reactivos de flotación usados.	62
3.7	Condiciones de Flotación con Xantato Isopropílico de Sodio (X-343).	63
3.8	Condiciones de Cianuración de las colas de la prueba de flotación con X-343.	63
3.9	Parámetros de inicio de cada prueba de cianuración.	66
3.10	Consumo de reactivos y condiciones de pruebas de cianuración sin molienda y con molienda.	66
3.11	Distribución de tamaño después de moler por 12 minutos.	67
3.12	Datos de primera prueba con tiosulfato.	70
3.13	Datos de la segunda prueba con tiosulfato.	71
3.14	Datos de la tercer prueba con tiosulfato.	71
3.15	Datos de la cuarta prueba con tiosulfato.	72

CAPITULO 1: GENERALIDADES

1.1 INTRODUCCIÓN

Este trabajo de tesis analiza alternativas de tratamiento para la adecuada recuperación de plata a partir de residuos de un proceso de flotación, los cuales contienen una atractiva cantidad de especies minerales de plata y un alto contenido de cobre.

A partir de las diversas pruebas experimentales realizadas se estableció una alternativa de tratamiento que permite recuperar la plata por medio de una lixiviación con tiosulfato de amonio. Además de éstas, se realizaron pruebas experimentales a nivel banco de flotación y lixiviación con cianuro. El alto contenido de cobre en los jales de Minera "La Negra" es un inconveniente en el proceso clásico de cianuración, ya que éste disuelve y se presenta en una alta concentración en la solución rica. Este problema hizo se buscara un agente lixivante alternativo, como el tiosulfato, el que a pesar de no ser un agente comúnmente usado, mostró las mejores recuperaciones de plata, en periodos de tiempo cortos. Para la recuperación de plata de la solución rica se aplicó un método de separación como lo es la cementación con cobre.

Históricamente existen muchos procesos e investigaciones con propuestas caras y complejas sobre este problema. El cobre es un contaminante común y bastante serio asociado con la recuperación de oro y plata de sus menas; no obstante, muchas de estas alternativas solo podrían aplicarse a leyes de oro y plata altas, lo cual no es el caso de este material.

A pesar de los altibajos que a últimas fechas han mostrado los precios de los metales preciosos, el interés de esta investigación surgió como resultado del desafío y marginal atracción económica, que representa el poder reprocessar jales con la finalidad de optimizar el uso de recursos no renovables como son los minerales de metales preciosos. Lo anterior sólo es posible dado el actual desarrollo de la minería y sus procesos de tratamiento, la gran disponibilidad de reactivos alternos, así como una vasta variedad de equipos: conjugándose todos ellos para permitir el tratamiento de minerales de creciente complejidad, con menor impacto ambiental (menor toxicidad) y en ocasiones cinéticas de disolución más rápidas.

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

1 | Página

Tabla No.	DESCRIPCIÓN TABLA	Pág. No.
(...continúa CAPÍTULO 3)		
3.16	Datos de la quinta prueba con tiosulfato	72
3.17	Datos de la última prueba con tiosulfato	73
3.18	Resumen de las condiciones de pruebas con tiosulfato	73
CAPÍTULO 4		
4.1	Programa de pruebas de flotación bajo el esquema o diseño experimental "variación de una variable a la vez"	77
4.2	Resumen de las recuperaciones acumuladas de cada uno de los promotores	81
CAPÍTULO 5		
5.1	Jales producidos por industria minera en la concentración de menas de metales base (1985).	98
5.2	Reactivos probados en la flotación de plata de jales antiguos y sus correspondientes valores de R y K.	100
5.3	Tabla comparativa de los valores de los parámetros cinéticos de menas no oxidadas.	102
5.4	Recuperaciones de cianuración de mineral fresco (3.30% As, 7.2% AsFeS) y concentrado (11.14% As, 24.02% AsFeS).	104
5.5	Ley de cobre en material de estudio y concentraciones de cobre en las soluciones ricas de cianuración.	105

1.2 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

OBJETIVO GENERAL: Recuperar la mayor cantidad de plata posible, contenida en los primeros depósitos residuales del proceso de flotación de Minera "La Negra".

OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Realizar una revisión bibliográfica sobre los principios teóricos y prácticos para la recuperación de plata.
- Establecer una alternativa técnica y económicamente viable y ambientalmente permisible para la recuperación de plata, que si bien no necesariamente podrá ser generalizada, sí pueda ser considerada como referencia para la solución de problemas similares.
- Obtener un beneficio económico de los depósitos residuales antiguos.

1.3 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

En la actualidad, las empresas mineras confrontan dificultades de recuperación ya sea por aspectos técnicos, complejas asociaciones minerales, altos costos, dificultades ambientales, por la generación de residuos o metales altamente contaminantes. Adicional a esto, hoy día los yacimientos minerales son altamente complejos, impenetrables y sus contenidos minerales económicos han disminuido significativamente, siendo sus leyes similares o incluso más bajas que las encontradas en los confinamientos de jales de procesos antiguos de gravimetría o flotación. Estos últimos en la mayoría de los casos con el transcurrir del tiempo, han sido oxidados por el medio ambiente, siendo éste un factor significativo a considerar en la recuperación de los metales preciosos por un tratamiento hidrometalúrgico.

El presente trabajo contempla la realización de un intensivo estudio para recuperar la plata contenida en jales antiguos, mediante el uso de un solvente ambientalmente amigable. El desarrollo de este proceso impulsará una planta de tratamiento que obtenga el metal precioso, plata, en un licor de lixiviación del que posteriormente se recupere éste por precipitación.

El estudio analizará tanto los parámetros cinéticos de flotación-lixiviación, así como las condiciones más favorables de recuperación. Asimismo, considerará el que las recuperaciones sean económicamente viables y minimizará el contenido de plata en

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

2014

efluentes, de manera que ésta se encuentre dentro de los límites permitidos por las normas internacionales en materia de medio ambiente. Para ello, se utilizará un reactivo de baja toxicidad, tiosulfato de amonio, y se trabajará a temperatura ambiente y presión atmosférica, condiciones que disminuyen sustancialmente los costos de inversión y operación.

En resumen, este trabajo presenta un proceso de recuperación de Ag, logrando altas recuperaciones, fácil operatividad, así como la obtención del metal de interés utilizando reactivos de baja toxicidad en comparación con el cianuro. Con base a los argumentos expuestos, la justificación es completamente entendible, principalmente para la empresa, la cual pretende contribuir al medio ambiente, al optimizar el uso de los recursos minerales, a la vez que se obtiene un beneficio económico.

1.4 HIPÓTESIS

Debido a su bajo costo y simplicidad, el cianuro es el agente reductor complejante más ampliamente usado en la extracción de metales preciosos. No obstante, la mayor desventaja que posee es su alta toxicidad y su inhabilidad para tratar aquellas menas o materiales en los que los metales preciosos se encuentran asociados a cobre. En presencia de cobre, la cianuración de menas o materiales debe ser complementada con etapas en las que sea removido éste. Entre algunos de estos procesos cabe mencionar: acidificación-volatilización-regeneración (AVR), proceso de sulfurización-acidificación-reneutralización (SART), resinas de intercambio iónico, electrodeposición, rizofiltración, entre otros.

La recuperación de plata contenida en unos jales, los cuales presentan un alto contenido de minerales de cobre y una gran oxidación por intemperismo, impone restricciones económicas que descartan un tratamiento por cianuración. No obstante, el uso de un disolvente alterno como el tiosulfato de sodio, brinda la posibilidad de extraer los bajos contenidos de plata, mediante la formación del complejo argentotiosulfato $Ag(S_2O_3)_2^-$ ó $Ag(S_2O_3)_2^-$, a la vez que el cobre contenido en jales disuelve y cataliza la reacción de disolución.

1.5 HISTORIA DE MINERA "LA NEGRA"

A continuación se describen las generalidades de la empresa como lo es su geología, el sistema de minado y por el lado de la parte metalúrgica, el proceso de beneficio o concentración que se lleva a cabo en la unidad.

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

La delegación de Maconí antiguo Real de Minas, fue fundada a principios del siglo XVIII. El primer antecedente de Maconí es en 1599 con el descubrimiento y fundación de mineral y minas de "Escanelas"; en el actual Municipio de Pinal de Amoles, también Maconí pasa a formar parte de la Alcaldía Mayor Real y Minas de Escanelas.

En 1715 se firmó entre los españoles y los chichimecas la llamada "Paz de Maconí", se fundó la nueva misión franciscana de Santa Teresa de Valero, pero duró muy poco tiempo para seguir como un Real de Minas. Diferentes mineros españoles e indígenas otomíes de Huichapan entre ellos Pedro Fernández de Tovar y Alonso de Tovar y Guzmán exploraron las minas de Maconí por diferentes periodos históricos, siempre en constante guerra contra los indígenas chichimecos jonaces de la región. Don Francisco Barbero y Valdez obtiene esta propiedad en 1742; y fue hasta 1748 que Don José de Escandón conde de la Sierra Gorda derrotó a los Pames y Jonaces en el Cerro de la Media Luna. A partir de ahí el Doctor siguió como real de minas; y en 1824 con la consumación de la Independencia pasó a ser dependiente del Real de El Doctor, y por el año de 1952 esta población minera por excelencia, fue separada de El Doctor y elevada a la categoría de Delegación Municipal.

En 1870 la propiedad de la mina La Negra denominada así por su yacimiento enriquecido con el mineral de marmatita (Zn, Fe)S, pasa a poder del Cónsul General de Bélgica en México, Sr. Víctor Beaurang; a su muerte, su hijo vendió las propiedades mineras a los señores Oscar y Tomas Braniff en el año de 1900. A partir de 1880 compañías inglesas reabren los distritos mineros del Río Blanco, Pinal de Amoles, Santo Entierro, San Juan Nepomuceno y Maconí, de los cuales se estima que obtuvieron una producción de 600,000 toneladas de mineral con contenidos de plata y plomo. En 1950 la Compañía Minera Acoma, S. A., adquiere las propiedades de la mina La Negra, realizando exploración sin resultados satisfactorios; posteriormente estas propiedades pasan a manos de los señores Eloy Vallina y Antonio Guerrero.

A principios de 1960, las propiedades fueron adquiridas por la Compañía Minera Peñoles con un programa de exploración con mapeo geológico, muestreo, estudios magnetométricos y barrenación que dio como resultado el descubrimiento de La Negra y los yacimientos de El Alacrán, cuerpo relativamente rico en cobre, comenzando con el desarrollo en 1967 y las operaciones en 1971 (Gaytán-Rueda, 1973). Debido a su ubicación y método de minería, La Negra fue una de las unidades mineras más productivas y de bajo costo en México en ese momento. En el año 2000, se cerraron operaciones, debido a los bajos precios de los metales.

Minera La Negra reinició sus operaciones después de haber permanecido cerrada por un periodo de seis años. Es así que, con el apoyo de Aurcana Corporation, empresa de capital canadiense, con sede en Vancouver, BC, en Junio de 2006 adquirió los derechos de las concesiones e inició la preparación de la mina y de la planta de beneficio así como de las instalaciones para reanudar la actividad minera con una tasa de producción de 1000 toneladas por día, luego el 25 de agosto de 2100 aumentaron a 1500 toneladas, posteriormente el 12 de abril de 2012 se aumentaron a 2,500, finalmente en julio de 2012 se cuenta con una capacidad para procesar un poco más de 3000 toneladas por día y oficialmente se procesan 3000 toneladas por día desde abril en 2013.

1.6 LOCALIZACIÓN Y VÍAS DE COMUNICACIÓN

Minera La Negra se localiza en el distrito minero de Maconí, es una mina de plomo, cobre, zinc y plata ubicada en el noreste del estado de Querétaro; se encuentra a 96 kilómetros de la capital del estado, la ciudad de Querétaro, y aproximadamente a 161 km de la Ciudad de México. Se localiza en el municipio de Cadereyta de Montes, cerca del poblado de Maconí. La mojonera de localización de la mina La Negra tiene las coordenadas UTM 14Q 2 303 948 m N y 426 443 m E con una elevación de 1900 msnm.

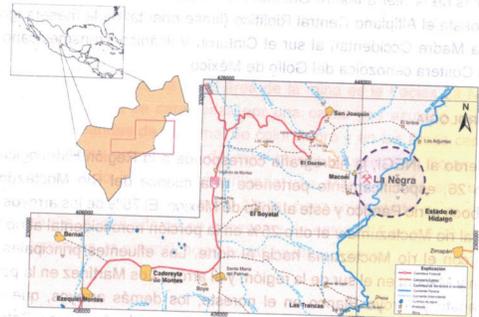


Figura 1.1.- Localización de la mina La Negra.

El acceso es por la autopista Querétaro - México hasta el km 190, donde se toma una desviación hacia el norte que comunica a la Ciudad de Ezequiel Montes (60 kilómetros), donde entronca con la carretera federal No. 120 y 7 km adelante del

El poblado Vizarrón, se enlaza con la carretera estatal Vizarrón-San Joaquín donde hay que conducirse hasta el km 156 a partir del cual se toma la desviación hacia el poblado de Maconí; existe un camino de terracería de 3 kilómetros que lleva hasta las instalaciones de la mina La Negra.

A pesar de su ubicación aislada y el terreno accidentado, La Negra muestra una buena infraestructura que se ha construido a través de un periodo de 40 años por los gobiernos estatales y federales, Peñoles y Minera La Negra (Aurcana), que incluye la carretera asfaltada a Maconí, disponibilidad de agua en la mina, la planta de beneficio y energía eléctrica.

1.7 FISIOGRAFÍA

El distrito minero de Maconí se encuentra dentro de la provincia fisiográfica de la Sierra Madre Oriental, en la porción del cinturón de pliegues y cabalgaduras, en la parte centro-norte del estado de Querétaro donde se pueden encontrar cadenas montañosas elongadas que están formadas básicamente por rocas sedimentarias del Mesozoico, intrusionadas por rocas ígneas del Terciario.

Los límites de la Sierra Madre Oriental son: al Norte la Plataforma de Texas, al oeste y al suroeste el Altiplano Central Riollítico (límite oriental de la meseta ignimbrítica de la Sierra Madre Occidental) al sur el Cinturón Volcánico Transmexicano y al este la Llanura Costera cenozoica del Golfo de México.

1.8 HIDROLOGÍA

De acuerdo al INEGI, la hidrografía corresponde a la Región Hidrológica del Pánuco número 26, específicamente pertenece a la cuenca del Río Moctezuma I, el cual desemboca al río Pánuco y éste al golfo de México. El 75% de los arroyos importantes, drenan al río Moctezuma y el otro 25% en la porción noroccidental al río Extóraz, que se une con el río Moctezuma hacia el norte. Las efluentes principales son los ríos Tolimán y Maconí en el sur de la región, y el arroyo Los Martínez en la porción central, el Aguacate y Arroyo Blanco en el noreste; los demás arroyos, que drenan al río Extóraz son: El Naranjo, San Lorenzo, Rancho Quemado, Azogues y Gatos, la mayoría de estos son de corrientes intermitentes siendo el río Moctezuma, Extóraz, Maconí y San Lorenzo corrientes perennes¹.

¹ Perenes.- corrientes que no conducen agua todo el tiempo.

1.9 GEOLOGÍA LOCAL

A nivel local, La Negra se encuentra dentro de la plataforma carbonatada mesozoica El Doctor en el margen suroeste de la Sierra Madre Oriental, y en lo que corresponde al flanco SW del Anticlinorio El Piñón, en una zona que se caracteriza por la presencia de varios cuerpos intrusivos. La roca caliza esta deformada en diferentes grados y los ejes de las estructuras están orientados hacia el noroeste.

Los troncos dioríticos tienen una aureola de Skarn, y en la parte central de estos Skarn a menudo se encuentra una zona rica en espurrita. En la parte central del depósito de La Negra se pueden encontrar algunos diques, que por supuesto son post-skarn. También hay varios diques de composición básica relacionados con rocas extrusivas que se consideran post-mineralización.

Hay 23 cuerpos mineralizados de sulfuros polimetálicos, de los cuales tres afloran en superficie: El Alacrán, Mónica y Maravillas. Todos los cuerpos mineralizados están dentro de las aureolas de Skarn. Las formas que presentan los cuerpos son muy variables, teniéndose entre estas: chimeneas, mantos, vetas, lentes y clavos. La mineralización consta de galena, calcopirita, marmatita, esfalerita, pirrotita, arsenopirita entre otras. Hay también varios minerales de plata (hessita, argentita) con contenido de más de cientos de gramos por tonelada. La manera en la que comúnmente se encuentran los minerales de mena es de manera masiva, semi-masiva y diseminada.

La principal unidad estratigráfica en el área de la mina es la Facies La Negra de la formación El Doctor, que se caracteriza por una caliza gris azulado oscuro y que contiene nódulos y bandas de pedernal de color negro y en las áreas cercanas a la zona de metamorfismo se presenta de color blanco. Numerosos diques y algunos stocks han intrusionado la caliza, convirtiendo una gran parte de ella en Skarn y recristalizando lo restante. Hay caliza sin alterar pero únicamente en el extremo sur del área de estudio, donde afloran en espesores de entre 0.15 m a 0.30 m y que son lateralmente continuas, la estratificación buza² hacia el sureste.

1.10 ORIGEN

YACIMIENTO TIPO SKARN: Se llaman Skarn las rocas calcáreas de silicato formadas metasomáticamente en la zona de contacto de los cuerpos intrusivos entre rocas

² Buzamiento.- Ángulo que forma la línea de máxima pendiente de una superficie (estrato, capa, filón o falla) con su proyección sobre el plano horizontal.

carbonatadas y, en menor grado, entre rocas de silicato. En los casos cuando en ellas se concentra una materia prima mineral valiosa, se forman yacimientos minerales de Skarn, los cuales suelen llamarse yacimientos de contacto, metamórficos de contacto, metasomáticos de contacto, neumatolíticos de contacto o pirometasomáticos.

El Skarn calcáreo se forma al sustituirse las calizas. Entre los principales minerales formadores de Skarn de este tipo figuran: el granate (de la serie grosularita-andradita) y el piroxeno (de la serie diopsido-hedenbergita). A veces adquiere un desarrollo considerable la vesuvianita, la wollastonita, la escapolita, los anfíboles, la epidota, la magnetita, los carbonatos y el cuarzo.

Los depósitos de Skarn se pueden clasificar según su origen, composición de la roca encajonante (calcáreo, magnésico, silicatado), la mineralización dominante (Fe, W, Cu, Zn, Pb, Mo, Sn). De acuerdo a esto se puede clasificar al yacimiento de La Negra como un Skarn del tipo calcáreo de Zn-Cu-d Zn-Pb, con exoskam de andradita-grosularita en su mayoría. Los yacimientos de Skarn son bastante variados por la composición de los minerales que de ellos se obtienen. Es sumamente amplio el número de yacimientos de Skarn calcáreo, sobre todo de yacimientos metalíferos.

La principal unidad estratigráfica en el área de la mina es la Facies La Negra de la formación El Doctor, que se caracteriza por una caliza gris-azulado, oscura y que contiene nódulos y bandas de pedernal de color negro y en las áreas cercanas a la zona de metamorfismo se presenta de color blanco. Numerosos diques y algunos stocks han intrusionado la caliza, convirtiendo una gran parte de ella en Skarn y recristalizando lo restante.

En general los cuerpos presentan una composición de diorítica a granodiorítica, con textura porfídica, presentando una matriz de textura afanítica y algunos fenocristales de plagioclasas y ferromagnesianos (piroxenos, anfíboles). Las intrusiones de menor tamaño parecen ser desprendidos de los stock La Negra y El Alacrán, posteriormente fueron silicificados lo cual les da una apariencia más ácida, de cuarzodiorita. En interior mina se han identificado también algunos diques de composición básica y textura afanítica. El emplazamiento de los stocks más grandes en el área causó abombamiento y creó una gran cantidad de fracturas con orientación NE. La intrusión ocurrió en pulsos y cada pulso se cree fue originado de la misma fuente. Las ligeras variaciones en el contenido mineral de cada uno de los cuerpos es debido a que la fuente de magma se fue diferenciando y cristalizando con el paso del tiempo, una vez que se emplazaron estos cuerpos se tuvo el calor necesario para calentar el agua subterránea presente y así comenzar con el proceso de la formación del Skarn; así

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

como también se fueron creando espacios que fueron adecuados para la circulación de los fluidos libremente.

1.1.1 MINERALIZACIÓN

MINERALOGÍA: Los minerales de mena consisten de marmatita, esfalerita, galena y calcopirita. La plata se presenta en la hessita (Ag₂Te), argentita (Ag₂S) tetrahedrita ((Cu,Fe)₁₂Sb₄S₁₃) y tetradimita (Bi₂Te₂S), y comúnmente se encuentra asociada con la galena (PbS). Los minerales de ganga incluyen el granate (grosularita y andradita), calcita, wollastonita, pirrotita, arsenopirita y cuarzo. Los minerales de mena están asociados con la calcita y con el granate (grosularita y andradita).

Algunas de las vetillas de calcita son secundarias, pero la mayor parte del escaso material se considerará como relicto; caliza recristalizada que escapó completamente del reemplazamiento de los minerales del Skarn. La calcita no se encuentra reemplazando otros minerales. Por lo tanto, si fuera un mineral secundario, debe haber tenido por lo menos un 25% de porosidad en algunas áreas del yacimiento después de que el depósito de sulfuros tuviera lugar. Esto no parece ser un valor razonable para la porosidad de una roca compuesta de sulfuros masivos y granate.

1.1.2 CUERPOS MINERALIZADOS

La mineralización se produjo preferentemente cerca del borde exterior de la zona de contacto de la alteración metasomática, se han descubierto 23 cuerpos mineralizados, como ya se mencionó con anterioridad. Se tienen cuerpos con el nombre del Alacrán, Mónica, La Cruz, Cobriza, etc., y por la parte nordeste incluye a los cuerpos La Negra, San Pedro, Dificultad, Virginia, Santa Blanca, entre otros.

La plata y la mineralización de los metales base en La Negra está estrechamente asociado con depósitos de Skarn en una serie de mantos y chimeneas. La mineralización en La Negra se puede presentar de manera masiva pero también diseminada y presentándose en zonas complejamente plegadas e irregulares. Los minerales de sulfuro de interés económico incluyen galena, esfalerita, marmatita, calcopirita, minerales portadores de plata tales como hessita y argentita. Los minerales accesorios incluyen los granates (andradita y grosularita), hedenbergita, wollastonita, calcita, y cuarzo, con cantidades variables de arsenopirita y pirrotita. Parece que hay una fuerte relación entre la galena y la hessita, de tal manera que los valores de plata responden de acuerdo a las concentraciones de plomo y en ocasiones de arsénico.

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

1.13 SISTEMA DE MINADO

La obtención del mineral se lleva a cabo por el método de cuartos y pilares, el mineral es preparado por subniveles para después ser explotado por barrenación larga donde estos cuartos y pilares se llevan a cabo mediante tumba y relleno el cual es extraído mediante camiones tipo torton de 14 m³ los cuales llevan el mineral a la superficie para ser tratado.

Los equipos para el minado se conforman por barrenación larga con equipos hidroeléctricos para su mayor rendimiento además de máquinas de pierna que son de un alcance de 6 ft de largo, para su apoyo en la extracción se cuenta con scoops que son cargadores frontales para interior además de los camiones de bajo perfil que ayudan a los torton en áreas que no pueden acceder. Todo este trabajo se lleva a cabo para poder extraer el mineral y llevarlo a la planta de beneficio.

1.14 PLANTA DE BENEFICIO

DESCRIPCIÓN GENERAL DEL PROCESO

El proceso de concentración de la planta de beneficio es por medio de una "flotación selectiva" de plomo, cobre y zinc respectivamente, sus contenidos de plata se encuentran en el concentrado de cobre y en su mayoría en el plomo. Las principales impurezas de estos concentrados son los minerales que contienen arsénico y fierro.

La planta tiene una capacidad nominal de 3600 toneladas métricas de mineral por día con humedad del 3%, las leyes de cabeza promedio se muestran en la Tabla 1.1.

Tabla 1.1.- Leyes de cabeza en el proceso actual.

(g/ton)	Ensayes %		
Ag	Pb	Zn	Cu
70	0.38	1.5	0.40

Enseguida se mencionan y describen las etapas a las cuales es sometido el mineral que llega a la planta concentradora.

1. Trituración

- a. Primaria
- b. Secundaria

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

1. Trituración

- c. Terciaria
- 2. Tolvas de almacenamiento**
- 3. Molienda**
 - a. Molino en circuito cerrado
 - b. Molinos en circuito cerrado con remolienda
- 4. Flotación Selectiva**
 - a. Acondicionadores
 - b. Circuito de Plomo
 - c. Circuito de Cobre
 - d. Circuito de Zinc
- 5. Separación solido-liquido**
 - a. Espesadores
- 6. Filtrado**
 - a. Filtros de disco
 - b. Filtro de presión
- 7. Área de embarque**
- 8. Presa de Jales**
- 9. Abastecimiento de Agua**
 - a. Arroyo San Nicolás
 - b. Agua Recuperada

1.- Trituración

a) **Primaria.**- El procesamiento del mineral comienza con la descarga de los camiones tipo torton con capacidades de 20 toneladas que transportan el mineral del interior de la mina hasta los patios de recibo, ahí es seleccionado el material que será alimentado a la planta de beneficio, posteriormente éste es acarreado a una parrilla de 18'x 20' , seguida de una tolva con capacidad de 80 toneladas, donde el mineral es alimentado a la quebradora primaria de tipo quijada de 25" x 42" con una capacidad de 130 TPH. La quebradora recibe el mineral a 20° y lo reduce a - 3". El mineral triturado es recibido por un alimentador de placas y después llevado por una banda transportadora a una criba de doble cama de dimensiones 6' x 12' para su clasificación. La primera cama de la criba tiene una abertura de 1" y la segunda cama de 5/16", todo el producto menor a 5/16" es depositado a una tolva de material fino con capacidad de 250 toneladas.

b) **Secundaria.**- El tamaño mayor de esta criba es depositado a otra tolva con capacidad de 350 toneladas la cual alimenta a la quebradora secundaria de cabeza estándar con un tamaño de 5 1/2 ft, la que recibe el mineral con un tamaño de 3" y lo tritura a - 3/4", el mineral triturado que descarga esta quebradora es transportado a una

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

sección de clasificación con 2 cribas de 6'x12' cada una, la cama de estas cribas tienen una abertura de 5/16", el producto menor a 5/16" de estas cribas pasa a la tolva de finos.

c) Terciaria.- El mineral con un tamaño mayor a 5/16" es transportado a la quebradora terciaria Symon's de cabeza corta, la descarga de esta quebradora es transportada a una criba de doble cama de tamaño 8'x20', la abertura de sus camas es de 1/2" y 5/16" respectivamente. Todo el mineral con tamaño mayor a 5/16" es regresado a esta quebradora y el mineral con un tamaño de - 5/16" incluyendo el de las etapas anteriores es llevado a 3 tolvas de finos las cuales son alimentadas por medio de un carro de traslación (Tripper).

2.- Tolvas de Almacenamiento

El uso que se le da a las tolvas de almacenamiento es de mantener el mineral disponible para la siguiente etapa de cominución, estas tolvas de almacenamiento de finos o silos son 3 con capacidades de 450 toneladas cada una, en ellas es depositado todo el material fino menor a 5/16". Las tolvas de almacenamiento de finos tienen cada una de ellas su alimentador de banda, por medio de las cuales el mineral es transportado al circuito de molienda.

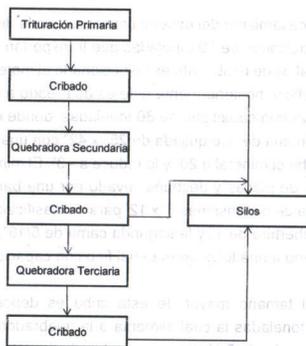


Figura 1.2.- Diagrama de circuito de trituración.

3.- Molienda

El propósito de la molienda es que el material reduzca su tamaño hasta un 60% a – 75 micras para obtener la liberación del mineral de interés de las impurezas como son arsénico, fierro, sílice entre otros para ser desechadas en la siguiente etapa.

El circuito de molienda se puede adaptar a ser un circuito cerrado o paralelo. El molino de mayor tamaño y capacidad es un molino de bolas de 10 ft x10 ft con una capacidad de 80 TPH con humedad del 3%, el molino cuenta con un motor de 600 HP. El otro circuito paralelo lo conforma un molino 9 ft x11ft y un remolador de 7.5ft x10 ft. Después de que entra el mineral del molino se adicionan en él, agua y bola de acero para formar el medio de molienda y adecuar la pulpa a 75 o 80% de sólidos para asegurar que el equipo muele en condiciones óptimas y pueda efectuarse una buena separación en los hidrociclones y alcanzar así el 60% a menos 200 mallas y poder enviar esta carga a flotación y disminuir las cargas circulantes dentro de los molinos.

4.- Flotación

La flotación es el proceso de concentración físico-químico más sencillo en la concentración de minerales. El proceso que se realiza en esta unidad es selectivo, esto quiere decir que el mineral es preparado para que en la celda de flotación por medio de agitación, reactivos específicos y burbujas de aire que llevan consigo a los minerales de interés sean colectados a la superficie de la pulpa formando una espuma estable (concentrado) que es captada, mientras los otros minerales (ganga) permanecen sumergidos en la pulpa (componente hidrofílicos) que es drenado como producto de desecho.

El producto fino del equipo de clasificación de los molinos pasa a un tanque acondicionador para el circuito de plomo esto con el fin de que la pulpa sea preparada con reactivos específicos a fin de crear condiciones favorables para la adhesión de las partículas de Plomo, Cobre, Zinc a las burbujas y las impurezas o material no deseado de este mineral, debe ser preparado para su desecho.

En la unidad el proceso de flotación esta inicialmente compuesto por tres acondicionadores para cada uno de los circuitos de flotación que separan a los tres elementos de interés.



Figura 1.3.- Circuito de Moliendas.

El acondicionador del circuito de plomo es un tanque de 12'x12', los reactivos químicos que se adicionan a este acondicionador son el promotor Aero 7583, el espumante MIBC (metil isobutil carbinol). El tanque de acondicionamiento del circuito de cobre es de tamaño 10'x10'. Los reactivos químicos utilizados para este circuito son el bisulfato de amonio (Separcon) con SO₂ disuelto, el promotor Aero 7583 y el espumante MIBC.

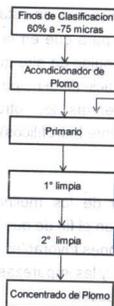


Figura 1.4.- Circuito de Plomo.

El acondicionador de circuito de zinc tiene un tamaño de 12'x12', los reactivos químicos añadidos son el promotor Aero 3477, una solución de CuSO₄·5H₂O (sulfato de cobre pentahidratado) y lechada de CaO (cal).

CIRCUITO DE PLOMO.- La pulpa de mineral contenida en el acondicionador es bombeado a un banco primario con 3 celdas tanque marca Autotec de 350 ft³, el derrame de estas celdas pasa a una primer limpia de 2 celdas marca Denver Sub-A con capacidad de 50 ft³, las colas del banco primario pasa a una celda tanque agotativa de 300 ft³. El derrame de la primer limpia es enviada al siguiente banco una segunda limpia que igualmente son 2 celdas Denver Sub-A de 50 ft³ del cual sale el concentrado final de plomo. Los medios de la primer limpia son enviadas al banco agotativo y los de la segunda limpia enviados al banco de la primera limpia. Por último los medios del agotativo se bombean al acondicionador de cobre para su tratamiento.

CIRCUITO DE COBRE.- Las colas del banco agotativo de plomo son bombeadas al acondicionador de cobre donde se acondiciona con ciertos reactivos para posteriormente ser enviada a 2 celdas tanque de 300 ft³ como banco primario donde se obtiene la mayor recuperación de cobre en el circuito. Enseguida las colas de estas celdas pasan a un 2 bancos agotativo de 6 celdas el primero y el segundo con 4 celdas todas marca Denver de 160 ft³, la espuma de las tres primeras van a concentrado final y las otras tres a la primer limpia, constituida por 4 celdas marca Denver tipo Sub-A de 50 ft³, los medios de esta primer limpia regresan a la tercer celda del banco agotativo, el derrame de la primer limpia y de las 2 celdas tanque del banco primario alimentan a 2 celdas Denver Sub-A de 50 ft³ como banco para una segunda limpia de concentrado. El material no flotado del banco agotativo es, colas de la sección agotativa de cobre es bombeado al acondicionador de zinc.

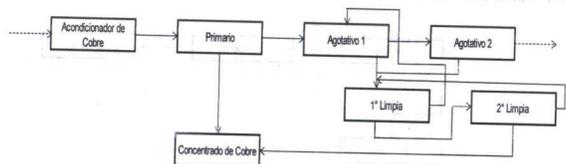


Figura 1.5.- Circuito de Cobre

CIRCUITO DE ZINC.- Después del acondicionamiento, la pulpa pasa a dos celdas tanque como banco primario con capacidades de 350 ft³ cada una. De igual manera que en el circuito de plomo el derrame de las dos celdas tanque se va a 3

bancos de limpias, el primero con 4 celdas, el segundo y tercer banco con 2 celdas, marca Denver tipo Sub-A de 50 ft³ de capacidad, de la tercera limpia se obtiene el concentrado final de zinc.

El material no flotado del banco primario pasa a dos celdas tanque las cuales constituyen el banco agotativo de 300 ft³. El derrame del primer tanque agotativo alimenta al banco de la primera limpia y el derrame del segundo tanque agotativo retorna al tanque previo, los medios de estos dos tanques agotativos son las colas finales que se bombean a presa.

5.- Separación Sólido-Líquido

Como es sabido, el agua tiene un importante papel en el procesamiento de minerales. Sin embargo, en alguna etapa surge la necesidad de separar el agua de los sólidos para recuperar la mayor cantidad posible. En el caso de los concentrados del proceso, son decantados para que el producto tenga un sencillo manejo a la hora de ser transportados al comprador.

En el proceso de separación sólido-líquido, las unidades de sedimentación son tres espesadores cilíndricos continuos, provistos con rastras mecánicas. La alimentación entra al espesador al centro y el líquido claro derrama a un canal periférico. La pulpa espesada es colectada en el fondo del tanque y rastrillada por las rastras hacia el cono central de descarga. Cada una de las partes del espesador cumple una función específica. Para facilitar el trabajo de sedimentación se agrega floculante y un surfactante que humedece, emulsifica y dispersa las partículas.

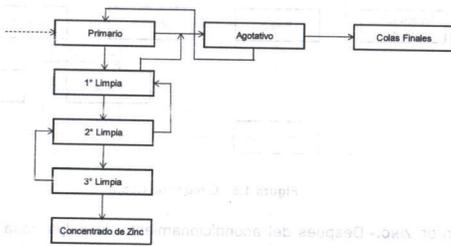


Figura 1.6.- Circuito de Zinc

La pulpa de concentrado que sale de la etapa de flotación tiene entre un 8 y 20 % de sólidos, ésta entra al espesador donde es agregado floculante para una rápida sedimentación, saliendo la pulpa con un 50 a 60 % de sólidos alimentando directamente a los filtros de discos de plomo y zinc, la descarga del espesador de cobre es recirculada al mismo; esto para lograr entre un 60 y 65 % de sólidos que son alimentados a un tanque donde se va almacenado esta pulpa para alimentar al filtro prensa. Las dimensiones de los espesadores que se tienen para el concentrado de cobre y zinc son de 27 ft de diámetro por 5 ft de alto, el sedimentador del concentrado de plomo es de 16 ft de diámetro por 5 ft de alto.

6.- Filtrado

Después de recuperar la mayor cantidad posible de agua es necesario seguir disminuyendo la humedad del concentrado. Esto se logra por medio de filtración que es la remoción de las partículas sólidas de un fluido, al pasar éste a través de un medio filtrante sobre el cual los sólidos se acumulan. La filtración industrial es muy similar a la de laboratorio, ya que sólo difiere en el volumen de material manejado y la necesidad de tratarlo a bajo costo.

- (a) Filtros de disco.- Para la pulpa de concentrado de zinc se tiene este tipo de filtros que consisten en una serie de 5 discos, sumergidos parcialmente en la pulpa con 50 % de sólidos, y espaciados a intervalos regulares a lo largo de una flecha central. Cada disco se halla dividido en segmentos, los cuales tienen canutillos de fijación a ambos lados para soportar el medio filtrante. En estos filtros la flecha central se halla conectada por medio de conductos a la válvula de vacío-presión, según se requiera, el concentrado se obtiene con una humedad de 8 y 10 %. De igual manera se utiliza este equipo de filtrado para el plomo pero con una menor capacidad.
- (b) Filtros de Presión.- El tipo de filtración que se tiene para el concentrado de cobre es a presión constante, en ésta como su nombre lo indica, la presión es mantenida, de manera que el flujo o gasto, disminuye de un máximo al inicio del ciclo a prácticamente cero al final del mismo. Se utiliza este tipo de filtro debido a las características mineralógicas que presenta el cobre al ser un material muy fino el cual no se puede trabajar con los filtros convencionales de disco, el filtro prensa deja el concentrado con una humedad de 9 % lo cual no se lograba en filtros de discos.

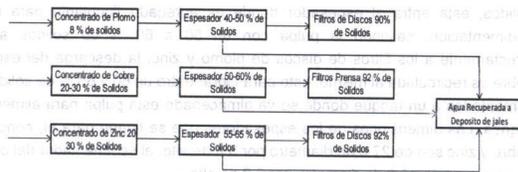


Figura 1.7.- Circuito de Espesamiento y Filtrado

7.- Área de Embarque

El área de embarque es la disposición final de los concentrados donde son almacenados hasta ser cargados y transportarlos al comprador, este patio tiene tres cuartos techados para almacenar cada concentrado, guardarlos de la humedad y evitar su contaminación.

8.- Presa de Jales

La importancia de una presa o depósito de jales es el de acumular todo el mineral que no era de interés en el proceso de beneficio y en un futuro reintegrarlo a la naturaleza o bien como es el objetivo de este proyecto de investigación el de recuperar los contenidos de interés como la plata que todavía representan un valor económico.

La planta de beneficio tiene 5 presas de jales, de las cuales cuatro (4) presas ya no se dispone y fueron reforestadas. La presa número 5 en la cual se deposita el material es de tipo aguas arriba, esto quiere decir que el bordo de presa va subiéndose o se desarrolla ascendentemente. El agua se concentra por encima de la presa, formando una playa que va creándose a partir de gruesos en los bordos y finos hacia el vaso de la presa. El agua decantada y percolada con una serie de pozos (chinos), que alimentan un túnel construido por debajo y atodo lo largo de la presa (material depositado). El material grueso del ciclón sirve para formar el bordo de la presa y asegurar su estabilidad, este bordo tiene un 1 m de ancho y 2 m de alto.

Este proyecto de investigación es referente a la presa número 1, que es la primera presa construida a inicios de explotación de la mina, como se mencionaba anteriormente, se ha descubierto que este depósito todavía contiene elementos de interés económico como lo es la plata.

9.- Abastecimiento de Agua

El agua requerida en el proceso de beneficio asciende a un gran volumen, afortunadamente el 90 % de ésta es recuperada en el proceso de decantación y confinamiento de sólidos en la presa de jales. El total de agua recuperada en presa es retornada a la concentradora, en donde es almacenada en 2 tanques de 500 m³. La cantidad extra de agua requerida en el proceso es obtenida de un arroyo llamado San Nicolás, que corre a un costado del poblado y es llevada con bombas verticales hasta un tanque de almacenamiento.

CAPITULO 2: LIXIVIACIÓN DE MENAS DE AU-AG

En la primera parte de este capítulo se describen de forma general aspectos de la lixiviación y enseguida algunos aspectos relevantes del sistema tiosulfato.

2.1 ASPECTOS GENERALES SOBRE LIXIVIACIÓN

LA LIXIVIACIÓN ES UN PROCESO QUÍMICO ANTIGUO, el cual envuelve la disolución del ingrediente soluble(s) contenido en un material sólido por un disolvente. La lixiviación lleva a cabo la tarea de disolver el valor(es) de un mineral; comúnmente oxidado o un concentrado, mediante una solución acuosa que contiene el agente lixivante. En una situación ideal, la lixiviación da lugar a dos fracciones: una es el material sin valor que es en gran parte libre de minerales de valor y se destina principalmente a su confinamiento como desecho, mientras que el otro es la solución con el metal disuelto. Invariablemente, sigue su etapa de concentración-recuperación. En algunas circunstancias especiales de tratamiento, se aplica la lixiviación ventajosamente para eliminar las impurezas que de otro modo no son extraíbles a partir de un concentrado. La terminología que mejor describe este caso en particular es de extracción hidrometalúrgica.

En la actualidad, la lixiviación, es una de las operaciones más usadas en la extracción de oro y plata en la industria minera, y asimismo se le vislumbra un gran futuro para la recuperación de metales de fuentes secundarias³, y para tratamiento de minerales de bajo grado y complejos. La investigación y el desarrollo de los procesos de alta temperatura y de alta presión serán cada vez más importantes debido a la complejidad de algunas menas.

Existe la necesidad constante de investigación sobre procedimientos alternativos para el tratamiento de minerales complejos que son difíciles de procesar de manera efectiva y económica, el procesamiento por técnicas hidrometalúrgicas puede convertirse en un medio común para hacer frente a estos materiales debido a los requisitos prohibitivos de energía para procesos de fundición.

2.1.1 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN

Varias técnicas están disponibles para la disolución de los valores metálicos a partir de minerales y concentrados. Entre los sistemas de lixiviación más usados se tienen:

³ Fuentes Secundarias - Reciclamiento de chatarra y otros materiales son en la actualidad la principal fuente de metales en los países desarrollados y se espera que en los países en desarrollo se incremente en el futuro.

LIXIVIACIÓN EN SITIO (IN- SITU LEACHING)

Se define como la técnica en la que la mena, es tratada en el lugar en que se formó geológicamente, y el elemento valioso (mineral) es disuelto en la matriz rocosa que la almacena, a través de una solución específicamente preparada, que circula por el depósito y es extraída en forma líquida, ver Figura 2.1.

El proceso implica esencialmente la inyección de soluciones de lixiviación en el yacimiento, la disolución de los valores metálicos por el lixivante y recuperación final de las soluciones enriquecida para el procesamiento en la superficie. Esta técnica es particularmente adecuada para el tratamiento de menas de bajo grado, y su costo de tratamiento es significativamente más bajo que los de los otros esquemas de lixiviación. Su aplicación se encuentra en la extracción de metales tales como oro, plata, cobre y uranio.

Es importante que el cuerpo mineral sea permeable a la solución y debe ser delimitada preferentemente por estratos relativamente impermeables a fin de evitar la pérdida de la solución y la contaminación de las aguas subterráneas.

LIXIVIACIÓN EN TERREROS O BOTADEROS⁴ (DUMP LEACHING)

Es la técnica que trata de recuperar, mediante inundación, aspersion o goteo con soluciones semipreparadas de viejos minados o botaderos, el contenido en mineral que pueda haber quedado sin explotar entre los escombros o labores mineras antiguas, ver Figura 2.2.

Normalmente los botaderos no han sido preparados para esta función y, por tanto, suelen estar constituidos por materiales heterogéneos en origen, forma y granulometría e incluso puede afirmarse, que no existe formación geológica más difícil de evaluar, ya que las exigencias históricas y las evoluciones impuestas por el hombre al crear tales depósitos son mucho más anárquicas que las formaciones naturales que casi siempre obedecen reglas de formación.

LIXIVIACIÓN EN MONTONES (HEAP LEACHING)

La lixiviación en montones es cuando el mineral se dispone sobre una superficie que es impermeable a la solución y se inclina ligeramente de modo que la solución fluye

⁴ Botaderos: son acumulaciones de mineral de descapote o de baja ley, dispuesto en lugares predeterminados a fin de que si los precios o cotizaciones de los metales suben, estos sean tratados a un mínimo costo.

desde un lado para minerales de baja ley (en lugar de la roca estéril). En el proceso, los minerales de bajo grado están fragmentados y amontonados en pequeños lotes sobre suelo impermeable o sobre una superficie de cemento o asfalto con canales de desagüe y tubos para llevarse la solución cargada a un estanque de recolección. Por lo tanto se describe la operación de lixiviación en montones que secuencialmente implica la construcción de patios de lixiviación, la formación de los montones, la distribución del agente lixivante, la colección de licor de lixiviación en el estanque de solución y la recirculación de la solución estéril a los montones después de la recuperación de los valores de metal.

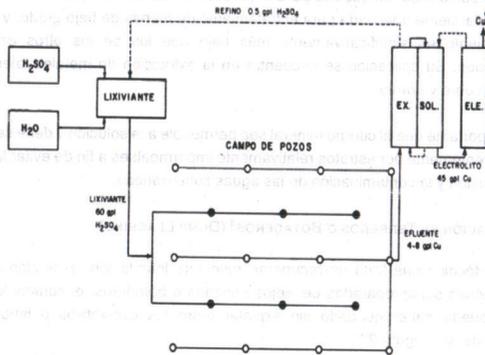


Figura 2.1.- Diagrama de flujo del tratamiento por lixiviación in-situ de cobre.

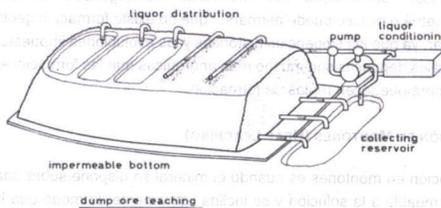


Figura 2.2.- Lixiviación en botaderos.

Una ventaja importante de la lixiviación en montones es la eliminación de las operaciones de conminución costosas ya que el cuerpo del mineral no tiene por qué ser triturado a tamaños mucho más pequeños de 20 a 25 mm. En caso de que el cuerpo del mineral triturado se asocie con demasiada cantidad de finos se recomienda su aglomeración para asegurar una buena permeabilidad.

Algunos de los inconvenientes de este tipo de esquemas de tratamiento de mineral y recuperaciones lo son los largos períodos de tratamiento y las bajas recuperaciones de la lixiviación. La lixiviación en montones ha encontrado buenas aplicaciones en el procesamiento de oro, plata, uranio y minerales de cobre. En comparación con los montones y botaderos son de mucho mayor tamaño. Los botaderos y la lixiviación en montones se han aplicado extensamente a la recuperación de metales de interés de jales de las minas y los minerales de cobre de baja ley.

LIXIVIACIÓN EN PILAS (VAT LEACHING)

La lixiviación en pilas es una técnica más compleja en comparación con las técnicas descritas anteriormente. Aquí, el mineral destinado a ser lixiviado se carga en cubas que normalmente se hacen de concreto y están a pocos metros de profundidad y varios metros de dimensiones horizontales. Las pilas son a menudo equipadas con filtros inferiores para facilitar el flujo de solución a través de la cama de mineral. Por lo general, varias pilas se emplean y la solución de lixiviación se bombea continuamente de un tanque a la parte superior del siguiente. Cuando la lixiviación se ha completado, los sólidos residuales se extraen de las pilas y se sustituyen por un nuevo lote de mineral. En la práctica habitual se dispone de la solución en tanques por medio de un circuito a contracorriente, véase Figura 2.3.



Figura 2.3.- Lixiviación por pilas.

El proceso de lixiviación en bateas se adapta bien a los materiales porosos y de arena, pero no a materiales que tienen una tendencia a compactarse en masas impermeables. Se obtiene buenos resultados de percolación a partículas de tamaño regular. Con partículas de tamaño desigual, las partículas más pequeñas se depositan en las aberturas entre los más grandes, obstruyendo con ello los canales; esto hace que la extracción reduzca la velocidad y la canalización de soluciones a través del sistema. El proceso es, por lo tanto, insatisfactorio si contiene mucho material fino. Las ventajas de este proceso son: bajo consumo de disolvente, la producción de una buena solución de lixiviación de alto grado, y no utilizar un sistema de espesamiento o filtros caros.

LIXIVIACIÓN DINÁMICA

La agitación de la mezcla de las partículas y la solución (en contraste con el flujo lento de la solución que es típico de los métodos de lixiviación descritas hasta ahora) trae consigo una mejora del proceso de lixiviación. La lixiviación por agitación se lleva a cabo generalmente mediante la suspensión de la pulpa formada por el mineral molido y el agente lixivante en cilindros de acero revestido o recipientes de acero inoxidable sin revestimiento y mantenerlo con un cierto tiempo de agitación ya sea neumática o mecánicamente. La pulpa se lleva a la temperatura deseada por calentamiento de vapor. En comparación a la lixiviación por percolación, esta proporciona condiciones de lixiviación más agresivas, lo que lleva a mayores recuperaciones y menor duración de la lixiviación provocada por un tamaño fino del mineral, condiciones de flujo turbulento, concentración más alta del lixivante, algunas veces temperatura y presiones altas.

La Agitación neumática de la suspensión se lleva a cabo en tanques llamados Pachuca, que son recipiente cilíndrico con una altura determinada, fondo cónico y un tubo de aireación, abierto en ambos extremos, posicionado coaxialmente. El aire comprimido se introduce en el extremo inferior del tubo. La densidad de la pulpa que rodea el tubo es mucho mayor que la de la suspensión situada en el interior del tubo, debido a la presencia de burbujas de aire; esto último, se eleva y se desborda, lo que lleva a una circulación continua de la carga. Tal lixiviación se lleva a cabo de una manera continua en operaciones a gran escala mediante la colocación de un cierto número de tanques Pachuca en serie que permite mover la pulpa sucesivamente de un tanque a otro en forma consecutiva.

La agitación mecánica de la pulpa del mineral de la mena se puede lograr mediante el uso de una propela giratoria, una hélice o un mezclador de turbina. Entre todas las

variaciones el mezclador de turbina proporciona la velocidad más alta y la mezcla más homogénea y se dice que esto es muy adecuado para llevar a cabo reacciones de lixiviación controladas por difusión.

LIXIVIACIÓN A PRESIÓN

La lixiviación a presión se ha ganado una buena aceptación como un medio para acelerar la disolución de los minerales o de concentrados, a pesar del costo adicional de trabajar en autoclaves.

Hay dos tipos de lixiviación a presión. En el primer tipo, la lixiviación se lleva a cabo en ausencia de oxígeno; el mineral se calienta con el agente de lixiviación a una temperatura por encima del punto de ebullición de la solución para lograr una velocidad de reacción alta. Un ejemplo es la lixiviación de la bauxita con solución de sosa cáustica. El otro tipo de lixiviación a presión se lleva a cabo en presencia de oxígeno; la presión en el autoclave es la resultante de la presión de la solución y la presión de oxígeno (o presión de aire, si se usa aire en lugar de oxígeno). En este caso, la tasa de lixiviación depende de la presión parcial de oxígeno y no en la presión total. Este enfoque se adoptó principalmente para la lixiviación de minerales de sulfuro o minerales de óxido de uranio. La lixiviación a presión de alta temperatura se lleva a cabo en autoclaves y es el más caro de los métodos de lixiviación, causa altos costos de capital y altos costos operativos. Los autoclaves pueden ser horizontales, esférica, vertical, o en forma de tubos horizontales largos. Los autoclaves horizontales se agitan mecánicamente ya sea por impulsores o, como en autoclaves esféricas, por rotación de todo el autoclave alrededor de su eje horizontal. Además que se busca evitar la sedimentación de sólidos y la rotación reduce los problemas de mantenimiento debido a que el mecanismo de rotación no está en contacto con la suspensión. Entre las varias formas de autoclaves se emplean principalmente los tipos horizontales. Este tipo se divide generalmente en tres o cuatro compartimentos que contienen cada uno un impulsor para la agitación. La pulpa se bombea a presión en un extremo de la autoclave y fluye a través del recipiente de compartimento a compartimento.

El calentamiento se lleva a cabo normalmente mediante la inyección de vapor caliente hasta alcanzar la temperatura requerida, por lo general se puede suspender en el caso de reacciones exotérmicas. También puede ser necesario controlar la temperatura por refrigeración, y esto se consigue por unas bobinas de refrigeración con circulación interna de agua. Las autoclaves verticales suelen ser agitados por aire y son fáciles de mantener, ya que no tienen partes móviles; pero la agitación por aire es generalmente

menos eficaz que la agitación mecánica. En autoclaves de tubo, la suspensión se bombea en un extremo y se descarga en un corto periodo de tiempo (2 a 5 minutos) después hasta el otro extremo. Estas también son relativamente libres de mantenimiento y tienen una alta eficiencia térmica.

La siguiente tabla nos muestra la comparación de cada una de estas técnicas en base a los aspectos importantes a considerar a la hora de adoptar uno de estos métodos:

Tabla 2.1.- Características mineras de los sistemas de lixiviación.

SISTEMA	PREPARACIÓN DEL MINERAL	COSTO DE INVERSIÓN	COSTO DE OPERACIÓN	NIVELES DE RECUPERACIÓN
En sitio	Fracturado	Bajo	Muy bajo	Bajo: 40 a 50%
Botaderos	Volado o directo	Mínimo	Bajo	Bajo: 30 a 60%
Montones	Trituración primaria	Medio	Medio	Medio: 60 a 70%
Pilas	Trituración secundaria	Alto	Medio alto	Alto: 70 a 80%
Dinámica	Molienda	Elevado	Alto	Elevado: 80 a 90%

Una de las grandes ventajas del método de lixiviación es la posibilidad de comenzar a pequeña escala con la inversión y gradualmente expandir el tamaño y mejorar la recuperación, pasando hacia sistemas operativos más perfeccionados, tecnológicamente.

Los sistemas descritos anteriormente no son diferentes ni opuestos en muchos casos son complementarios y sucesivamente empleados, a medida que se va dominando y tomando decisiones para innovar y mejorar esencialmente la preparación del mineral para conseguir una cinética rápida y mejores recuperaciones que compensan la mayor inversión.

2.1.2. AGENTES LIXIVIANTE ALTERNOS DE METALES PRECIOSOS

Hoy en día, el cianuro es, industrialmente, el agente lixivante universal de metales preciosos. Sin embargo, existen yacimientos o materiales a tratar como es el caso de los depósitos de jales de Minera La Negra; cuyas características mineralógicas, además de complejas, es el hecho que presentan asociados a cobre, así, un

sistema de tratamiento eligiendo el cianuro, lo hacen antieconómico y contaminante.

En la actualidad, se está lejos de desplazar al cianuro, pero no cabe duda que la investigación de reactivos alternativos, como en otros procesos, contribuirá sin duda a un mayor desarrollo de los procesos hidrometalúrgicos de lixiviación de minerales de oro y plata, y en general al desarrollo de la minería. En resumen, se han estado investigando reactivos alternos menos tóxicos, más económicos y eficientes, estas desde luego son condiciones que no son fáciles de conjugar al mismo tiempo. En este sentido los resultados de la investigación son esperanzadores, aunque hay que resaltar que actualmente son muy pocas las plantas que emplean lixiviantes distintos al cianuro, ver Tabla 2.2.

Tabla 2.2.- Agentes lixiviantes alternativos al cianuro.

AGENTE LIXIVIANTE ALTERNATIVO AL CIANURO	% DE PUBLICACIONES	AGENTE LIXIVIANTE ALTERNATIVO AL CIANURO	% DE PUBLICACIONES
Tiosulfato (Cu(II)-NH ₃ -S ₂ O ₃).	33	Amonio/O ₂ o Cu (II).	2
Tiourea (Fe(III), CS(NH ₂) ₂)	26	Bacterial	3
Halogenuros (Cl ₂ , Br ₂ , I ₂)	15	Tiocianato/ Fe (III)	4
Procesos oxidativos		Cianuro y otras combinaciones	
Cloruro agua regia	4	Amonio- Cianuro	5
Cloruro férrico		Cianuro de calcio	
Ácido proceso Haber		Bromo-Cianuro	
Sistemas de sulfuro:		Otros:	
Sulfuro de sodio		La electrólisis de la suspensión de mineral	
Polisulfuro		CSUT	2
Bisulfato	5	DMSO, DMF	
Biocatalizado		bioD lixiviante	
Dióxido de bisulfuro /azufre			
Proceso de presión N catalizada			

Más de 25 lixiviantes alternativos al cianuro han sido probados en laboratorio, algunos de los cuales han sido un éxito en aplicaciones a nivel vidrio, desafortunadamente no han llegado a la escala industrial. La mayor parte del trabajo se ha centrado en los sistemas de tiosulfato, tiourea y haluros de lixiviación, así como también los de cloruro-oxidativo. Los procesos a presión con azufre y amoníaco son generalmente proclives a aplicarse para la extracción de oro o metales del grupo del platino como un subproducto de los concentrados de sulfuro de metales base. La investigación más avanzada es la del tiosulfato en lixiviación por pilas sobre minerales de bajo grado asociados a materia carbonosa, así como una alternativa para minerales de metales preciosos con alto contenido en cobre. En la mayoría de los procesos alternativos, se requiere la reducción en la cantidad de reactivos utilizados, consumos de reactivos y el mejoramiento y definición precisa de ventajas y desventajas en las tecnologías de recuperación. En ocasiones los escenarios que se tendrán a lo largo de la vida de los proyectos no fueron debidamente analizados, esto genera pérdidas y la necesidad de implementar medidas de corrección que elevan los costos de operación. Asimismo, otro punto de importancia lo es la eliminación adecuada de los desechos y las cuestiones de desarrollo sostenible, las cuales tendrán que ser debidamente abordadas por las empresas mineras (Aylmore, 2001).

2.2 LIXIVIACIÓN DE PLATA ASOCIADA A ALTOS CONTENIDOS DE COBRE USANDO CIANURO

En México, como en la mayoría de los países, el cianuro se utiliza para extraer oro y plata de sus minerales. En este proceso los metales preciosos son lixiviados por una solución alcalina diluida de cianuro, otras especies solubles de cobre como la azurita ($\text{Cu}(\text{OH})_2 \cdot 2\text{CuCO}_3$), malaquita ($3\text{Cu}(\text{OH})_2 \cdot \text{CuCO}_3$), cuprita (Cu_2O), calcocita (Cu_2S), covelita (CuS) y bornita ($\text{FeS} \cdot \text{CuS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S}$) interfieren con la eficiencia de la extracción.

El cobre, el hierro y el azufre son elementos problemáticos en la extracción de oro y plata con cianuro. Una concentración de cobre de 0.3 a 0.5 % usualmente puede reducir la disolución del oro y plata. El cobre es uno de los metales, que es capaz de alcanzar concentraciones tan altas como 1000 mg/L. Cuando la solución de cianuro contiene una alta concentración de cobre, la extracción de metales preciosos disminuye y los costos de operación aumentan. Además del alto consumo de cianuro, se presentan estos minerales como complejos estables de cianuro de cobre en la solución rica, esto hace que el Doré (producto final) esté contaminado, también el cobre es absorbido en el carbón activado, cuando este se

usa como medio de precipitación, otro problema es la imposibilidad de reciclar la solución de cianuro de nuevo al proceso ocasionando un gasto excesivo de agua (Fleming y col., 1998; Rees y Deventer, 1999; Milosavljevic y col., 2004; Ibarra y col., 2006).

Por último el control del proceso es más complicado debido a que el análisis de cianuro libre realizado por los operadores mediante valoración no representa el cianuro real disponible para disolver el oro y la plata. Una de las principales variables de funcionamiento en plantas de cianuración es la concentración de cianuro libre que es, la cantidad de cianuro disponible para disolver los metales preciosos. El método habitual para estimar cianuro libre es la titulación. Cuando el cobre está presente en la solución de cianuro, el método de valoración no sólo mide el cianuro libre, sino también parte del cianuro que está formando complejos con cobre. Se dice que se encuentran típicamente en soluciones de cianuración, alrededor de 10% del cianuro libre medido por valoración corresponde a complejos de cobre-cianuro y no está disponible para el oro y la disolución de plata. Con el fin de reciclar la solución para el proceso, es necesario eliminar parte del cobre.

2.3 ANTECEDENTES DEL USO DEL TIOSULFATO

El uso del tiosulfato para la recuperación de metales preciosos se reporta desde principios de 1900, procesos de Tina y Von Patera. En el proceso Von Patera, los minerales de oro y plata pasaban primero a una tostación clorurante, para enseguida ser lixiviados en una solución de tiosulfato de sodio. En años recientes el interés por el sistema tiosulfato-amoníaco-cobre se debe principalmente a la creciente preocupación por el medio ambiente, entre algunas de estas investigaciones y aplicaciones se pueden resumir las siguientes (Aylmore y Muir, 2001; Molleman y Dreisinger, 2002).

Zipperian, Raghavan y Wilson trabajaron en la extracción de oro y plata de un mineral de rjolita asociado a cobre usando una lixiviación con tiosulfato amoniacal. Los resultados de sus pruebas determinaron que el uso de soluciones de tiosulfato amoniacal en menas asociadas a minerales de cobre no requieren de introducir iones de cobre que catalicen la disolución de valores de oro y plata. Los iones cobre juegan un rol catalítico en el proceso de disolución (Aylmore y Muir, 2001). La química del sistema de lixiviación es altamente compleja y sensitiva a la concentración de tiosulfato y cobre. Aunque los iones cobre parecen ser los catalizadores, deben mantenerse condiciones adecuadas de potencial de oxidación y pH para prevenir la descomposición de tiosulfato y/o la formación de sulfuro de cobre Cu_2S , el cual puede

- c) La presencia del ion amonio ayuda estabilizar el Cu(II).
- d) La formación de tetrionato puede prevenirse con la adición de iones sulfito, pero reduce el grado de extracción de la plata por razones desconocidas.
- e) Las condiciones de operación de sus experimentos fueron: concentración de tiosulfato 0.036-0.15 M, tamaño de partícula de 38 micras, temperatura de 30-40°C, concentración de sulfato de cobre 0.004-0.016 M, concentración de sulfito 0.035-0.014 M y tiempo de lixiviación de 6-24 horas (Flett y col., 1983).

Kerley en una de sus patentes propuso la adición de sulfito de amonio para estabilizar el tiosulfato durante la lixiviación, estableciendo que los iones sulfito (SO_3^{2-}) se complejan con iones azufre previniendo la precipitación de sulfuros metálicos. Él utilizó 1.21 a 1.35 M tiosulfato, 0.077 a 0.1 M sulfito, 0.063 M Cu y pH mayores de 7 (Kerley, 1981). El proceso de planta piloto de La Colorada en México (abajo descrito), fue resultado de una patente de Kerley, no tuvo éxito debido a los pH's usados (7.5) (Molleman y Dreisinger, 2002).

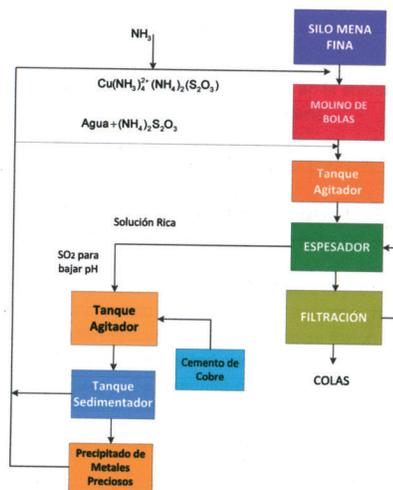


Figura 2.4.- Proceso de lixiviación con tiosulfato en La Colorada, Sonora, México (Alymore y Muir, 2001).

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

gran variedad de metales (la estabilidad de estos complejos depende de las condiciones de la solución) y (d) formar sulfuros metálicos, p.e. cobre, plata, mercurio. La estabilidad del tiosulfato, específicamente la descomposición de éste es afectada por:

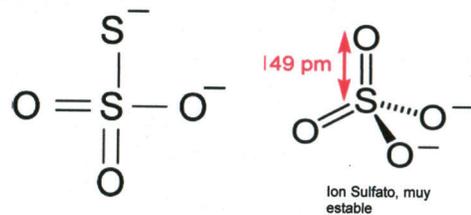


Figura 2.5.- Estructura del ion tiosulfato (Othmer, 1983).

- pH
- Presencia de microorganismos
- La concentración del tiosulfato en la solución.
- Presencia o suministro de oxígeno.
- Exposición a la luz solar, y
- Catálisis por presencia de iones cobre(II), hierro(III).

Además de su inestabilidad, como lixiviante, el sistema tiosulfato-amoniaco-cobre muestra otras desventajas, tales como: (a) falta de un método eficiente de recuperación de los valores de las soluciones ricas, (b) alto consumo de tiosulfato, (c) cuestionable recirculación de soluciones debido a la presencia de impurezas y (d) necesidad de un cuidadoso uso de cobre y oxígeno. No obstante lo arriba mencionado, la creciente preocupación por el impacto tóxico del uso del cianuro y la complejidad del sistema, complejidad que conlleva a un difícil entendimiento y dificultad para racionalizarlo, ha y seguirá propiciando-motivando la investigación sobre este lixiviante alterno, tanto desde el punto de vista fundamental como del de su aplicación (Navarro y col., 2002).

Desde el punto de vista fundamental, Senanayake (2012) presentó una revisión del sistema (TACu) basado en el concepto introducido por Pearson (1963), de naturaleza fenomenológica de ácidos-bases duros y blandos (ABDB), en el que sobresalen los siguientes conceptos (Pearson, 1968).

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

gran variedad de metales (la estabilidad de estos complejos depende de las condiciones de la solución) y (ii) formar sulfatos metálicos, p.e. cobre, plata, mercurio. La estabilidad del tiosulfato específicamente la descomposición de este es afectada por:



Figura 2.6.- Estructuras del ion tiosulfato.

- Catalisis por presencia de iones cobre(I), hierro(II)
- Exposición a la luz solar, y
- Presencia o suministro de oxígeno
- La concentración del tiosulfato en la solución
- Presencia de microorganismos
- pH

Además de su inestabilidad, como se mencionó en el sistema tiosulfato-amoniaco-cobre muestra otras desventajas tales como (a) falta de un método eficiente de recuperación de los valores de las soluciones ricas, (b) alto consumo de tiosulfato, (c) cuestionable recuperación de soluciones debido a la presencia de impurezas y (d) necesidad de un cuidadoso uso de cobre y oxígeno. No obstante lo arriba mencionado, la creciente preocupación por el impacto tóxico del uso del gas y la complejidad del sistema, compungido por el control de su difícil mantenimiento y dificultad para racionalizarlo, ha y seguirá propiciando la investigación sobre este interesante sistema, tanto desde el punto de vista fundamental como del de su aplicación práctica.

Desde el punto de vista fundamental, Senanayake (2012) presenta una revisión del sistema (TACU) basada en el concepto introducido por Pearson (1963), de naturaleza fenomenológica de ácidos bases duros y blandos (ABDB), en el que se describen los siguientes conceptos:

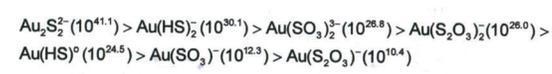
El planteamiento o enfoque de Senanayake es particularmente adecuado ya que el sistema tiosulfato como se sabe es uno metaestable. Con relación al principio ABDB ha habido un sinnúmero de intentos para relacionar la blandura-dureza con alguna propiedad física fácilmente medible, Klopman calculó con éxito un conjunto de números característicos E* (energía de cristal, energía de solvatación) que resumió en una tabla, ver Tabla 2.3.

Por su parte los datos compilados por Hancock y Martell, citados por Senanayake, son los siguientes:

[DURO] $OH^-(0.0) > SCN^-(-0.082) > NH_3^-(-0.088) > Cl^-(-0.10) > SO_3^2-(-0.107) > Br^-(-0.108) > S_2O_3^2-(-0.119) > I^-(-0.122) > NCS^-(-0.128) > (NH_2)_2CS^-(-0.135) > CN^-(-0.148)$ [Suave]

[DURO] $Ca^{2+}(12.16) > Mg^{2+}(10.46) > Pb^{2+}(6.69) > Zn^{2+}(4.26) > H^+(3.04) > Cu^{2+}(2.68) > Hg^{2+}(1.63) > Cu^+(-1.30) > Ag^+(-10.6) > Au^+(-16)$ [Suave]

De acuerdo al principio ABDB los cationes-aniones se combinan de manera preferencial, teniéndose que estas preferencias son duro-duro y blando-blando. Considerando que el S^{2-} es un anión blando, es de esperar que los compuestos resultantes con cationes blandos se caractericen por constantes de acción de masas altas, es decir sean estables, p.e.: con el Au^+ , el $Au_2S_2^{2-}$ debe ser un compuesto de alta estabilidad. En el caso del tiosulfato ($S_2O_3^{2-}$), cuya suavidad no es mencionada, hace suponer que la alta suavidad del S^{2-} da cuenta o en cierto modo explica las altas constantes de estabilidad del oro (I) con ligandos con ion sulfuro, sulfito, etc.

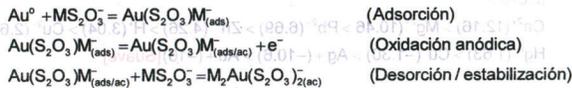


La exitosa extracción del tiosulfato de oro (I) sobre resinas aniónicas usando NaCl/Na₂SO₃ y la reducción de potencial de las soluciones de tiosulfato con la adición de sulfitos a los baños de oro muy posiblemente están relacionados a la interacción blando-blando entre el oro (I) y el sulfito (SO_3^{2-}) (Senanayake, 2012).

El Pb(II), Ca(II) y el Na₂S tienen efectos benéficos sobre la disolución de oro, no obstante en cantidades excesivas pasivan las superficies de éste. Estos efectos, así como observados en presencia de reactivos de fondo en el sistema, revelan la importancia de comprender y racionalizar estos efectos en términos del principio ABDB.

Química de la Disolución del Sistema TACU

La química de disolución del sistema amoníaco-tiosulfato-cobre es complicada debido a la presencia de complejantes muy inestables (amoníaco y tiosulfato), el par redox Cu(I)-Cu(II) y la oxidación del tiosulfato a tetratiónato y otros compuestos de azufre (Umetsu y Tosawa, 1972). El análisis detallado de la oxidación anódica del oro en soluciones de tiosulfato en ausencia de amoníaco y cobre indica que dicha reacción tiene lugar según las reacciones siguientes:



estas reacciones en ausencia de cobre ocurren lentamente. La presencia de Cobre(II), cataliza éstas, haciendo que las velocidades de disolución de oro sean significativamente altas, mayores que las de cianuración. Además de su efecto catalizador, el Cu(II) puede oxidar al tiosulfato, siendo los órdenes de reacción: [Cu(II)]^{1.0}, [S₂O₃²⁻]^{1.2}, [NH₃]^{1.1} y [OH⁻]⁰. El orden de reacción de 1 entre Cu(II) y [S₂O₃²⁻] es consistente con la Figura 2.6, en la que se muestra que previo a la oxidación que produce Cu(I) y S₄O₆²⁻, hay una asociación 1:1 entre los primeros.

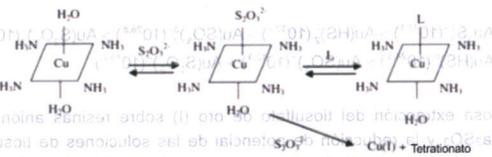


Figura 2.6.- Reacción de oxidación de tiosulfato por Cu(II) (Ligando L = NH₃, SO₄²⁻, Cl⁻) (Wensveen y Nicol, 2005).

Por su parte, siendo los órdenes de reacción de la oxidación de oro por Cu(II): [Cu(II)]^{1.0}, [S₂O₃²⁻]^{1.2}, [NH₃]^{1.0} y [OH⁻]⁰ han permitido sugerir el mecanismo de reacción del metal oro en el sistema tiosulfato-amoníaco-Cu(II) mostrado en la Figura 2.7 (Senanayake, 2012).

Un ligando de fondo L (≡ X²⁻) puede cambiar la esfera de coordinación del Cu(II), y en consecuencia puede alterar su reactividad. En ese sentido los iones de baja suavidad (DUROS) deben ser capaces de sustituir o reemplazar el S₂O₃²⁻ de la esfera de coordinación, reduciendo la descomposición del tiosulfato.

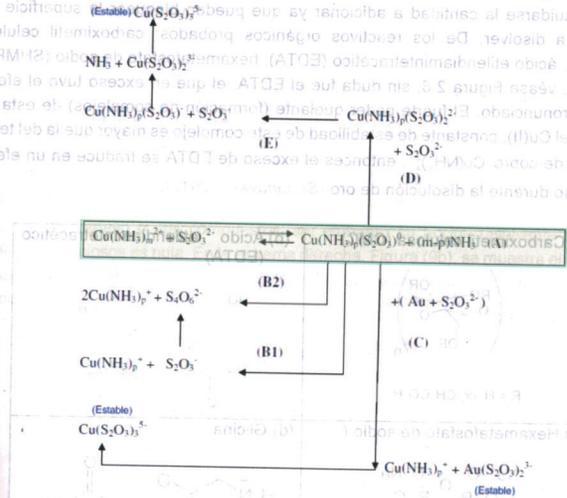
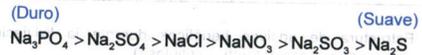


Figura 2.7.- Modelo propuesto de la oxidación de tiosulfato y oro por Cu(II) (Senanayake, 2012).

El orden del efecto fondo de algunas sales es mostrado a continuación:



la adición de fosfato además de estabilizar del tiosulfato reduce el potencial mixto de oxidación, lo que a su vez disminuye la velocidad de disolución del oro, el mismo efecto estabilizador es observado en presencia de sulfato.

Dado lo complejo del sistema tiosulfato-amonia-cobre, pudiéramos seguir documentando aspectos relevantes a la química de éste, no obstante en harás de obviar esta sección, resumiremos lo observado con relación al efecto de algunos reactivos orgánicos adicionados con la finalidad de estabilizar la esfera de coordinación del Cu(II), lo que incrementa la cantidad de cobre residual y por ende facilidad para disolver los metales preciosos, no obstante debe mencionarse que debe cuidarse la cantidad a adicionar ya que pueden bloquear la superficie del metal a disolver. De los reactivos orgánicos probados: carboximetil celulosa (CMC), ácido etilendiamintetracético (EDTA), hexametáfosfato de sodio (SHMP) y glicina, véase Figura 2.8, sin duda fue el EDTA, el que en exceso tuvo el efecto más pronunciado. El fuerte poder quelante (formación de complejos) de esta sal sobre el Cu(II), constante de estabilidad de este complejo es mayor que la del tetra-amino de cobre $Cu(NH_3)_4^{2+}$, entonces el exceso de EDTA se traduce en un efecto adverso durante la disolución de oro (Senanayake, 2012).

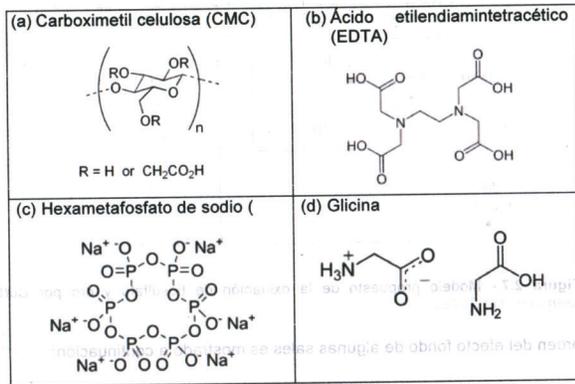
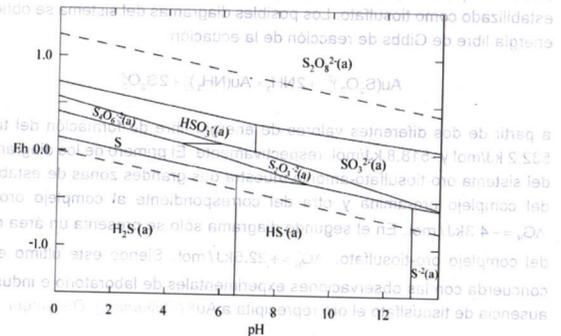


Figura 2.8.- Estructura de aditivos benéficos durante la lixiviación de oro (http://en.wikipedia.org/wiki/Carboxymethyl_cellulose)

2.5.- TERMODINÁMICA DEL SISTEMA DE TIOSULFATO-AMONIA-CU (TACu)

Los diagramas Eh-pH (diagramas de Pourbaix) de los metales preciosos: oro y plata, en medios acuosos de tiosulfato de amonio muestran ser complejos, sobre todo el primero, ver Figura 2.9. No obstante a fin de tratar de comprender el sistema de lixiviación en estudio es necesario intentar describir la termodinámica del sistema. Primeramente, debe puntualizarse que el azufre es uno de los elementos que presentan un gran número de estados de oxidación, así sulfoxi aniones inicialmente presentes en los licores de tiosulfato amoniacal, rápidamente pueden oxidarse o reducirse dependiendo de las condiciones de potencial del sistema. Así tenemos que el tiosulfato puede descomponerse en sulfito (SO_3^{2-}), sulfato (SO_4^{2-}), tritronato ($S_2O_6^{2-}$), tetratratonato ($S_4O_6^{2-}$), politionatos ($S_xO_7^{2-}$) y/o polisulfuros (S_x^{2-}) (Grosse y col., 2003). Con base al diagrama de S-H₂O, Figura 2.9, un importante factor en la estabilidad del tiosulfato lo es el pH de la solución, éste descompone en medios ácidos, y asimismo otros iones metálicos pueden descomponer o romper el tiosulfato. La zona de predominancia o estabilidad, según se observa, es estrecha y se extiende diagonalmente a todo lo largo de la escala de pH. La descomposición por un oxidante originará sulfito (SO_3^{2-}) y/o bisulfito (HSO_3^-). El primero puede tener efecto disolvente sobre manganeso o sus compuestos, sin embargo su acción disolvente sobre los metales preciosos es nula. En la extrema derecha, Figura (9b), se muestra el diagrama del sistema en presencia de amonía, ésta imparte estabilidad al tiosulfato (Grosse y col., 2003).



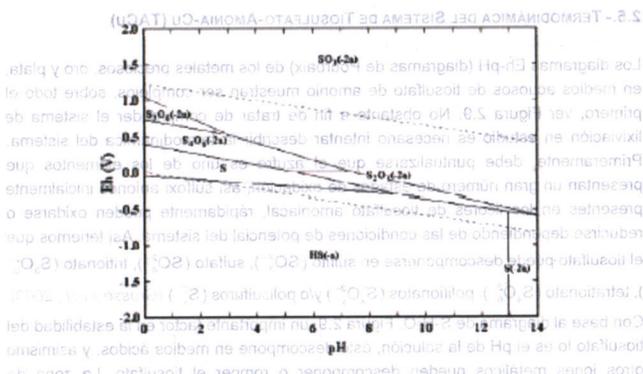
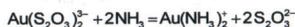


Figura 2.9.- (a) Diagrama Eh-pH del sistema metaestable S-H₂O a 25 °C, la actividad de la especie azufre es de 0.4 M (Alymore y Muir, 2001), y (b) mismo diagrama solo que en presencia de amoniac.

Termodinámicamente hablando el sistema tiosulfato-amoniaco no es estable. Ambos reactantes son perdidos por volatilización. En vista de ello, verdaderos y confiables diagramas no son posibles de obtener. En este sentido y basados en la información termodinámica disponible Molleman y Dreisinger (2002) concluyeron que el oro disuelve soportado por la acción oxidante del ion tetra-amino de cobre (II) siendo estabilizado como tiosulfato. Los posibles diagramas del sistema se obtienen de la energía libre de Gibbs de reacción de la ecuación:



a partir de dos diferentes valores de energía libre de formación del tiosulfato, -532.2 kJ/mol y -518.8 kJ/mol, respectivamente. El primero de los diagramas Eh-pH del sistema oro-tiosulfato-amoniaco muestra dos grandes zonas de estabilidad, una del complejo oro-amoniaco y otra del correspondiente al complejo oro-tiosulfato, $\Delta G_R^\circ = -4.3 \text{ kJ/mol}$. En el segundo diagrama sólo se presenta un área de dominio del complejo oro-tiosulfato, $\Delta G_R^\circ = +22.5 \text{ kJ/mol}$. Siendo este último el que más concuerda con las observaciones experimentales de laboratorio e industriales, en ausencia de tiosulfato el oro reprecipita a Au⁰ (Molleman y Dreisinger, 2002).

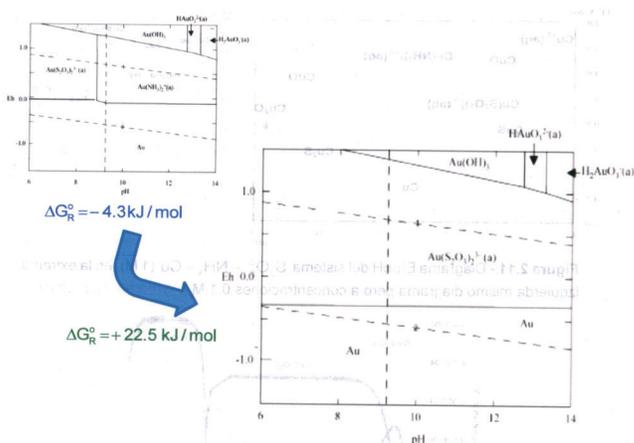


Figura 2.10.- Diagrama Eh-pH del sistema Au-S₂O₃²⁻-NH₃-H₂O a 25 °C, (a) existe el complejo Au(NH₃)₂⁺ y (b) no existe el complejo Au(NH₃)₂⁺ (Alymore y Muir, 2001).

Además de esta especie principal el diagrama muestra la formación de tres compuestos estables de oro en la parte superior: hidróxido de oro (muy probablemente sólido) y dos compuestos más en la parte superior derecha.

La acción catalítica del Cu(II) sobre la disolución de oro en el sistema tiosulfato-amoniaco obliga a discutir su termodinámica en términos de sus diagramas Eh-pH y especiación. Los presentados por Alymore y Muir (2000) contrastan con los proporcionados por Molleman y Dreisinger (2002) por el hecho que estos últimos sólo son del sistema Cu-amoniaco. Los primeros proporcionan un diagrama, ver Figura 2.11, en el que tanto el tetra-amoniaco como el tiosulfato de Cobre(II) son estables y con capacidad de oxidar. El área del tetra-amoniaco de cobre se reduce de manera apreciable al pasar de soluciones concentradas (1 M S₂O₃²⁻ y 1M de NH₃) a diluidas (0.10 M), la misma tendencia es mostrada por los diagramas de especiación, véase Figura 2.12.

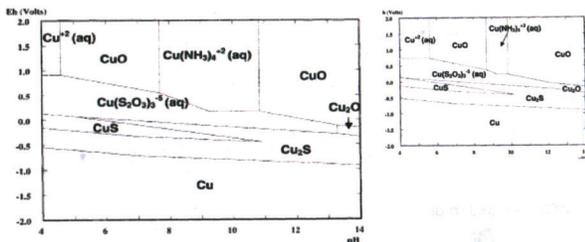


Figura 2.11.- Diagrama Eh-pH del sistema $S_2O_3^{2-} - NH_3 - Cu$ (1 M), en la extrema izquierda mismo diagrama pero a concentraciones 0.1 M (Alymore y Muir, 2001).

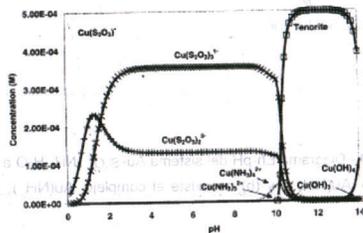
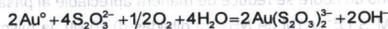


Figura 2.12.- Diagrama de especiación de cobre a bajas concentraciones de tiosulfato y amoniaco (Alymore y Muir, 2001).

El diagrama amoníaco-cobre de Molleman y Dreisinger, muestra además del tetraamino de Cu(II) otras especies entre cobre y amoníaco, las áreas de dominio de las cuales también disminuyen al disminuir la concentración de amoníaco.

Aunque existe un consenso general de la acción catalítica del cobre durante la disolución de oro, hay opiniones encontradas sobre su rol en la química de disolución. Así, la aceptada reacción de disolución de oro:



puede ser modificada para incorporar la influencia catalítica del ion cobre según la siguiente ecuación :

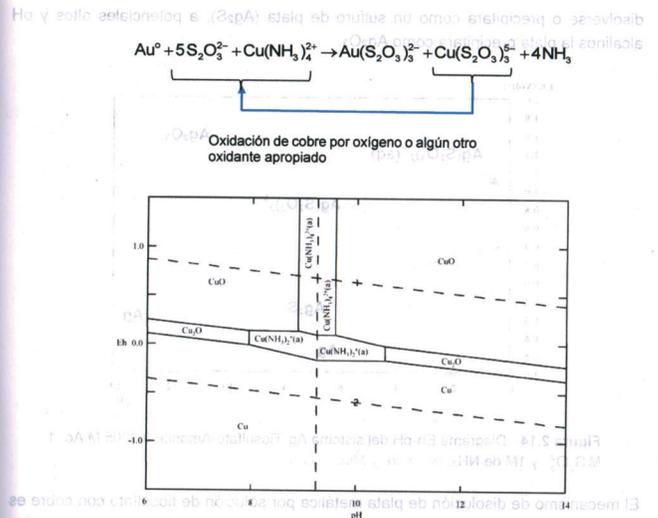


Figura 2.13.- Diagrama Eh-pH del sistema Amoníaco-Cu(II) (0.40 M NH_3) (Molleman y Dreisinger, 2002).

Li y col. (1996) establecieron que el oxígeno, en ausencia de cobre, puede ser el oxidante durante la disolución anódica del oro, no obstante la cinética será lenta. Aun con bajas concentraciones de cobre, la cinética se verá dramáticamente incrementada, no obstante la concentración de cobre debe ser controlada, su exceso puede conducir a la oxidación del tiosulfato o bien el bloque de las superficies del oro por películas de CuS (Li y col., 1996).

Con relación a plata, sus diagramas Eh-pH, tanto a altas como bajas concentraciones de tiosulfato-amoníaco, muestran una amplia zona de dominio del tiosulfato de plata, véase Figura 2.14.

Los diagramas también muestran la necesidad de potenciales similares a los requeridos para disolver oro. Si los potenciales son bajos, la plata permanecerá sin

disolverse o precipitara como un sulfuro de plata (Ag₂S), a potenciales altos y pH alcalinos la plata precipitara como Ag₂O₃.

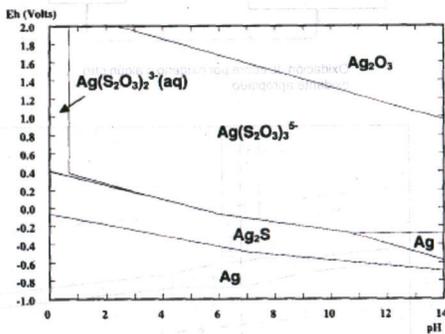
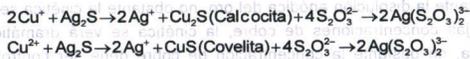


Figura 2.14.- Diagrama Eh-pH del sistema Ag-Tiosulfato-Amونيا: 0.0005 M Ag, 1 M S₂O₃²⁻ y 1M de NH₃, (Alymore y Muir, 2001).

El mecanismo de disolución de plata metálica por solución de tiosulfato con cobre es similar a la de oro, sin embargo, el mecanismo de lixiviación del sulfuro de plata se informó que se produzca por la sustitución de cobre para la plata en la matriz de sulfuro de plata acomplejado con tiosulfato en solución, según las siguientes ecuaciones (Briones y Lapidus, 1998):



La lixiviación de plata incrementa al aumentar las concentraciones de cobre y tiosulfato, y disminuye al aumentar la concentración de amonia. Los valores de pH cambian significativamente con el cambio en la concentración de tiosulfato o de amonia. En resumen, la reacción de disolución de plata puede ser controlada optimizando la relación amonia/tiosulfato, los iones de amoniaco y cobre no se consumen y la reposición de reactivo se limita a tiosulfato. La pérdida de amoniaco de la solución de lixiviación es inevitable, pero se puede reducir manteniendo un pH y aireación adecuada.

El tiosulfato posee la ventaja de ser capaz de recuperar los metales preciosos de menas "difíciles" que contienen cobre, no obstante puede existir una pérdida de hasta el 50% de tiosulfato en soluciones de tiosulfato amoniacaes que contienen exceso de cobre (Zipperian y col, 1988).

2.6 EFECTO DE IONES Y COLIGANTES EN LA LIXIVIACIÓN CON TIOSULFATO DE AMONIO

En el proceso de cianuro convencional, la recuperación de oro y plata a partir de minerales se ve obstaculizada por una variedad de impurezas de metales como el cobre, arsénico, antimonio, zinc y níquel, ya que estos consumen ya sea cianuro y/u oxígeno. La lixiviación por tiosulfato disminuye la interferencia de estos cationes. De hecho, la presencia de cobre en el mineral se puede utilizar directamente en el proceso de lixiviación.

La lixiviación con tiosulfato representa una alternativa no toxica en el tratamiento de menas de oro-plata. La lixiviación con tiosulfato produce velocidades de disolución más rápidas que las obtenidas con cianuro. La química del sistema amonio-tiosulfato-cobre es complicada por la presencia de dos agentes complejantes y el par redox Cu(I)/Cu(II), sin embargo, manteniendo apropiadas concentraciones de tiosulfato, amonio y cobre en la solución lixivante, E_h y pH; esta lixiviación puede ser práctica. Las menas refractarias que requieren pretratamientos para liberar el oro y plata deberán ser investigadas con mayor detalle. Aunque existen algunas dificultades, la lixiviación con tiosulfato posee potencial para ser más efectiva y menos tóxica que la cianuración.

La recuperación de metales preciosos con tiosulfato data de 1900, con el proceso Von Patera. Las menas pre-tratadas mediante tostación clorurante fueron lixiviadas con soluciones de tiosulfato. No fue hasta 1970 cuando Berezowsky y Kerry patentaron un proceso para tratar o recuperar metales preciosos de una mena de cobre usando una lixiviación a presión con tiosulfato de amonio. Los estudios relacionados con el sistema tiosulfato han sido dirigidos hacia diferentes campos: efecto acelerador de los iones de cobre en el proceso, prevenir la formación de capas de sulfuros sobre las partículas, entendimiento y mejora del proceso. La única aplicación industrial del sistema de tiosulfato ha sido la de Newmont Gold Co., en la lixiviación de menas carbonáceas pre-robadoras. A diferencia del cianuro de oro, el tiosulfato de oro no es absorbido por el carbón y se obtienen mejores recuperaciones.

El sistema tiosulfato-amoniaco-cobre es complicado por la presencia de complejantes y oxido-reductores, estos últimos pueden causar la descomposición del tiosulfato en tetrationato y otros compuestos de azufre (Umetsu y Tosawa, 1972; Kerley, 1981). El medio de lixiviación debe ser alcalino a fin de evitar la descomposición del tiosulfato (pH entre 9 a 10), una vez formado el complejo del metal preciso, éste es extremadamente estable.

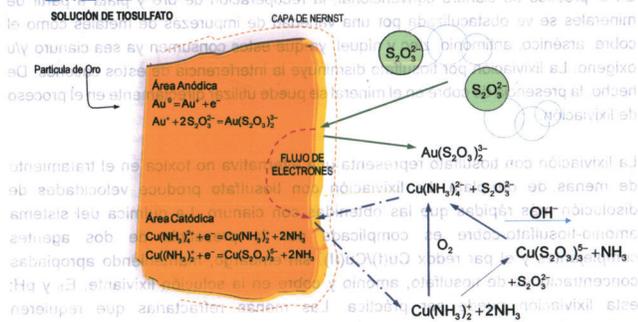


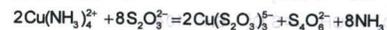
Figura 2.15.- Mecanismo de disolución de oro en el sistema tiosulfato de amonio-cobre (Ayimoro y Muir, 2000).

Efecto de la Amonia: en ausencia de amonía, la disolución de oro en tiosulfato es retardada por la formación de una capa de azufre resultante de la descomposición del tiosulfato sobre la superficie del oro (Pedraza y col., 1988; Jiang y col., 1993; Chen y col., 1996). En este sentido la presencia de amonía previene esta pasivación al adsorberse preferencialmente y trayendo a la solución el oro como complejo de amina. Una vez que la amonía reacciona con el oro se convierte en el complejo de tiosulfato. El papel principal de amoníaco en el sistema de tiosulfato es estabilizar el Cu(II). La presencia de amoníaco dificulta la disolución de óxidos de hierro, sílice, silicatos y carbonatos, minerales de ganga más comúnmente encontrados en minerales que contienen oro (Ter-Arakelyan y col., 1984; Abbruzzese y col., 1995).

La amonía, sodio, y calcio son cationes de alta acidez de Lewis ($Ca^{2+} > NH_4^+ > Na^+$), que en soluciones de tiosulfato 0.1-0.2 M parecen facilitar e incrementar la velocidad de

disolución del oro por dos razones: (1) interacción con los complejos aniónicos $Cu(I) - S_2O_3^{2-}$ manteniendo un alto potencial de la solución y (2) estabilización del complejo $Au(S_2O_3)_2^-$ formado en la región anódica previo a la estabilización del complejo estable $Au(S_2O_3)_2^-$. El calcio parece formar el CaS_2O_3 lo que previene la degradación del tiosulfato y mantiene la velocidad de disolución de oro (Senanayake, 2012).

Efecto del Cobre: los iones de cobre en solución pueden acelerar hasta 20 veces la disolución de oro y plata (Ter-Arakeyan et al., 1984), el papel de éste es a través de la formación del complejo de amina de cobre, el cual se convierte en el oxidante. Durante el proceso parte del tiosulfato es descompuesto al oxidarse a tetrationato u otros compuestos de azufre (Ter-Arakelyan y col., 1984).



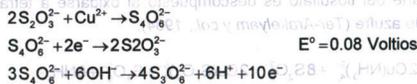
En soluciones de tiosulfato que no contienen amonía, la presencia de cobre descompone rápidamente el tiosulfato, sin embargo una vez que se añade algo de amonía la reacción de reducción se hace lenta y se logra estabilizar el tiosulfato.

Las investigaciones de Molleman y Dreisinger (2002) sobre minerales de cobre en el sistema tiosulfato-amoniaco indicaron que especies como calcopirita ($CuFeS_2$), enargita (Cu_3AsS_4) y covelita (CuS) disuelven en baja proporción, contrariamente especies como calcocita (Cu_2S), cuprita (Cu_2O) y malaquita ($Cu_2(CO_3)(OH)_2$) observaron altas concentraciones de cobre y nulas de tiosulfato. Como consecuencia de ello, la mena de oro asociada a las primeras especies mostró una buena recuperación de oro (74.5%), mientras que la asociada a las segundas especies mostró sólo 44% de recuperación. El concentrado pirítico aurífero en el que el cobre se haya como calcopirita no requirió adición de cobre ni aireación, siendo la recuperación de oro de 84.5% (Molleman y Dreisinger, 2002).

Mediante un estudio tradicional Navarro y col. (estudio de una variable a la vez) determinaron las condiciones y efecto de algunas variables en la disolución de un concentrado de oro (100 g Au/ton) usando el sistema tiosulfato-amoniaco-cobre. Sus resultados mostraron que la extracción de oro es viable bajo las condiciones: porcentaje de sólidos en peso de 10%, 117 kg $S_2O_3^{2-}$ /ton, 4.7 kg Cu/ton y pH de 10 (ajustado con NaOH). El uso de mayores concentraciones de cobre resulta en bajas recuperaciones, atribuibles a la formación de tenorita (CuO). El pH del sistema tiene un efecto muy

pronunciado en la recuperación del metal precioso, un pH de 9 o menor se tradujo en bajas recuperaciones, posiblemente debido a la disminución de la concentración de $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ así como a la descomposición del tiosulfato (Navarro y col, 2002).

Efecto de Oxígeno: la principal acción del oxígeno en el sistema es convertir el Cu(I) a Cu(II). Dependiendo de la cantidad de oxígeno disuelto en solución, podrá ocurrir la rápida oxidación del cobre, sin embargo no se puede impedir que parte de éste oxide el tiosulfato a tetrionato o sulfato. En ausencia de oxígeno y bajo condiciones alcalinas, los iones de Cu(II) en presencia de amoníaco oxidan el tiosulfato a tetrionato, y enseguida éste desproporciona a tritronato y tiosulfato (Alymore y Muir, 2001).



Feng y Deventer (2007) usando como objetos de estudio: láminas de oro, una mena de sulfuros aurífera y un concentrado de pirita aurífero, estudiaron el efecto del burbujeo de gases durante la lixiviación de oro con tiosulfato. En forma general y resumida, estos investigadores encontraron que la velocidad de disolución de oro disminuyó en presencia de oxígeno. Además, también se observó un excesivo consumo de tiosulfato y pasivación de las superficies de oro. Contrariamente, el burbujeo de nitrógeno tuvo un efecto benéfico, barrió el oxígeno excedente, estabilizando el tiosulfato y evitó la pasivación. En el caso de la mena de sulfuros, el burbujeo de nitrógeno mejoró la cinética de disolución, la inyección de oxígeno disminuyó la lixiviación del metal precioso y aceleró la descomposición del tiosulfato. En el caso del concentrado de pirita el burbujeo de aire u oxígeno mejoró la recuperación de oro, el nitrógeno por su parte inhibió el procesos de corrosión u oxidación del sulfuro, afectando la recuperación global de oro (Feng y Deventer, 2007).

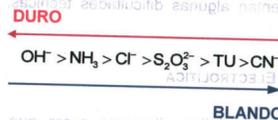
Efecto de las Especies de Azufre en el Cobre(II) Residual: Las especies de azufre (politionatos) causan la disminución de la concentración de cobre (II) residual en el orden: $\text{S}_3\text{O}_6^{2-} > \text{SO}_3^{2-} > \text{S}_4\text{O}_6^{2-} > \text{S}_2\text{O}_3^{2-}$. No obstante esta tendencia mostrada, debe recalcar que los efectos no están del todo claros, o al menos parece haber casos extremos. La oxidación del Cu(I) en la forma de complejo amino es más rápida que en la forma de tiosulfato, esto porque la mayor relación amoníaco/tiosulfato facilita la oxidación de Cu(I) por oxígeno.

El efecto adverso que tiene la presencia de $\text{S}_4\text{O}_6^{2-}$ o el $\text{S}_5\text{O}_6^{2-}$ (tetra- y tritronato) en el Cu(II) residual puede ser en parte mitigado por la presencia de Na_2SO_4 , lo que indicaría la estabilización del Cu(II) por un exceso de sulfato y/o la estabilización de los politionatos por exceso de iones de sodio.

La adición de compuestos de azufre al sistema tiosulfato, tales como: N_2S , $\text{Na}_2\text{S}_4\text{O}_6$ y $\text{K}_2\text{S}_3\text{O}_6$, hacen que la velocidad de disolución de oro incrementé conforme transcurre el tiempo, esto se atribuye que la adición de estas especies forma HS^- , el cual promueve la disolución del oro como AuS^- , no obstante un exceso de Na_2S ($> 5 \text{ mM}$) es perjudicial, la formación de CuS pasiva la superficie (Senanayake, 2012).

La investigación realizada por Feng y Deventer (2006) usando láminas de oro, un concentrado de pirita aurífera y una mena de sulfuros con oro, bajo las condiciones de 0.10 de $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, 0.50 M NH_3 y 6 mM Cu^{2+} introduciendo especies de azufre tanto en altas como bajas concentraciones, identificando las especies depositadas por espectroscopia RAMAN mostró como resultados sobresalientes, los siguientes: (a) la mayor disolución de oro se observó adicionando S^{2-} , mayores cantidades a 2.5 mM de S^{2-} causaron la pasivación de la superficie de oro por una película de CuS . En el caso del concentrado de sulfuros, bajas adiciones resultaron en cinéticas lentas al inicio pero con el transcurrir del tiempo las recuperaciones fueron buenas, en apariencia la adición de especies de azufre reducen el potencial pero estabilizan el tiosulfato, finalmente en el caso del concentrado de pirita las velocidades iniciales de disolución fueron remarcablemente altas, para posteriormente disminuir a valores normales. Sólo la adición de tetrionato en un amplio intervalo, 2.5 a 7.0 mM, mostró influir de manera benéfica las extracciones de oro (Feng y Deventer, 2006).

Efecto de Iones Co-Ligantes: la adición de ligantes blandos favorecen y/o incrementan la velocidad de disolución de oro, los datos compilados por Hancock y Martell (1989) muestran el enseguida listado orden de dureza de algunos co-ligandos:



siendo así que, basados en la regla de Pearson ABDB el amoníaco, el cloruro y la tiourea actuaran como co-ligantes durante la oxidación anódica del oro en tiosulfato.

El efecto co-ligante de la tiourea (TU) es mayor en el sistema $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$ que en el $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_8$, ello indica el efecto benéfico del ion NH_4^+ y la tiourea sobre la superficie del oro vía especies interinas tales como $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^-$ (Senanayake, 2012).

2.7 RECUPERACIÓN DE PLATA DE SOLUCIONES DE TIOSULFATO.

En la mayoría de las investigaciones se han preocupado por la extracción de oro y plata con tiosulfato y sólo se limitan a llevar a cabo el proceso de recuperación de oro y plata de la solución.

Un método de recuperar el oro y la plata contenido en soluciones de tiosulfato de cobre-amoniaco es su precipitación de la solución clarificada mediante la adición de metal en polvo de cobre (Pérez y Galaviz, 1987), metal de zinc (Berezowsky y Sefton, 1979; Panayotov y col., 1994), metal de hierro (Jiexue y Qian, 1991), metal de aluminio o sulfuros solubles (Kerley, 1983).

Los procesos convencionales que pueden ser utilizados para la recuperación de metales preciosos de licores de lixiviación con tiosulfato incluyen procesos químicos y electroquímicos, tales como: la cementación, precipitación química, resinas de intercambio iónico y la recuperación electrolítica. Como en el caso de la cianuración, el oro-plata contenidos en las soluciones de tiosulfato de amoníaco-cobre pueden ser recuperadas por precipitación con polvo de cobre, zinc, hierro, aluminio. Teóricamente, también es posible recuperar estos metales inyectando H_2 a presión y alta temperatura (como en el caso del níquel), sin embargo no hay evidencias que no haya pérdidas de tiosulfato. Otra manera de recuperación lo es la adición de una solución que provea ion sulfuro, la extracción por solventes solo se podría aplicar a soluciones clarificadas que contienen una alta concentración de iones de plata y oro. Y por último el carbón activado no es adecuado, ya que los complejos de tiosulfato muestran una baja capacidad adsorción sobre el carbón activado. Sin embargo y de manera general, estos procesos presentan algunas dificultades técnicas, económicas y de control ambiental.

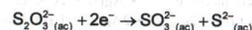
2.7.1 RECUPERACIÓN ELECTROLÍTICA

Este método produce depósitos altamente puros que requieren un mínimo de refinamiento, a la vez que se regenera el solvente. De tal manera que este puede ser

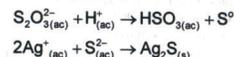
usado nuevamente en el circuito de lixiviación, después de que la deposición electrolítica ha removido la mayoría del metal disuelto. Durante la precipitación electrolítica el electrolito que contiene el metal a recuperar, se descompone cuando una corriente directa de alto voltaje, llamado voltaje de descomposición, es pasada a través de ella. Hay un voltaje de descomposición definido para cada metal, el cual varía de acuerdo a la posición del metal en la serie electromotriz. Si varios metales se hallan en solución, aquel con el voltaje de descomposición más bajo se depositará primero, mientras que los otros metales permanecerán en solución hasta que el voltaje sea elevado lo suficiente para descomponerlos. El metal que en este caso es plata, se encuentra en forma de un complejo de tiosulfato de plata, estable en el bulk de la solución en forma iónica, una vez que se hace pasar una corriente, imponiendo un voltaje, el metal precioso deposita (en el cátodo, con el transcurrir del tiempo pequeñas láminas de plata de alta pureza empezaran a hacerse visibles, la reacción catódica se muestra a continuación:



Además de la concentración de plata en solución, la cantidad depositada depende de la velocidad de deposición, siendo ésta controlada por difusión. Utilizando un equipo electrolítico se presentan una serie de problemas de operación, principalmente cuando la concentración de plata llega a ser baja, los iones de tiosulfato se reducen de acuerdo a la siguiente reacción, formando iones sulfuro:



Los iones sulfuro pueden precipitar a azufre, de acuerdo a:



La extensión de esta reacción será mayor entre más baja sea la concentración de plata en la solución, asimismo las cantidades de azufre y sulfuro de plata serán mayores y por ende el precipitado será de baja calidad.

2.7.2 PRECIPITACIÓN QUÍMICA

En términos generales la precipitación química es llevada cabo mediante la adición de un reactivo, el cual puede ser un metal en polvo, un gas, un compuesto o calor, que

precipite el metal. En algunos casos el precipitado será un metal relativamente puro en forma de polvo, mientras que en otros casos es un compuesto que requerirá posterior tratamiento para llegar al estado de metal puro. La mayoría de las precipitaciones químicas son hechas a presión atmosférica, pero en algunos casos se requieren altas temperaturas y presiones a fin de que las reacciones de precipitación ocurran a una velocidad apreciable. Entre las diferentes técnicas de precipitación química cabe mencionar la cementación.

Cementación: Ya que el método de recuperación en este trabajo vislumbra el uso de la cementación, será ésta la que discutamos con la profundidad requerida. El potencial de reducción de la solución es medido durante la reacción y el metal de interés es separado cuando el potencial de reducción alcanza el valor mínimo predeterminado. Este método es útil para metales que en solución contienen amonio (NH_4^+), tiocianato (SCN^-) o tiosulfatos ($\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$) de algún metal alcalino. La solución acuosa entra en contacto con un segundo metal menos electronegativo (menos noble).

Tabla 2.4.- Potenciales de reducción a 25 °C.

Medida reacción	E° (V)
$\text{Ag}^+(\text{ac}) + e^- \rightarrow \text{Ag}(\text{s})$	+0.799
$\text{AgBr}(\text{s}) + e^- \rightarrow \text{Ag}(\text{s}) + \text{Br}^-(\text{ac})$	+0.095
$\text{AgCl}(\text{s}) + e^- \rightarrow \text{Ag}(\text{s}) + \text{Cl}^-(\text{ac})$	+0.222
$\text{Ag}(\text{CN})_2^-(\text{ac}) + e^- \rightarrow \text{Ag}(\text{s}) + 2\text{CN}^-(\text{ac})$	-0.31
$\text{Ag}_2\text{CrO}_4(\text{s}) + 2e^- \rightarrow 2\text{Ag}(\text{s}) + \text{CrO}_4^{2-}(\text{ac})$	+0.446
$\text{AgI}(\text{s}) + e^- \rightarrow \text{Ag}(\text{s}) + \text{I}^-(\text{ac})$	-0.151
$\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-} + e^- \rightarrow \text{Ag}(\text{s}) + 2\text{S}_2\text{O}_3^{2-}(\text{ac})$	+0.01
$\text{Al}^{3+}(\text{ac}) + 3e^- \rightarrow \text{Al}(\text{s})$	-1.66
$\text{H}_3\text{AsO}_4(\text{ac}) + 2\text{H}^+(\text{ac}) + 2e^- \rightarrow \text{H}_3\text{AsO}_3(\text{ac}) + \text{H}_2\text{O}(\text{l})$	+0.559
$\text{Ba}^{2+}(\text{ac}) + 2e^- \rightarrow \text{Ba}(\text{s})$	-2.90
$\text{BiO}^+(\text{ac}) + 2\text{H}^+(\text{ac}) + 3e^- \rightarrow \text{Bi}(\text{s}) + \text{H}_2\text{O}(\text{l})$	+0.32
$\text{Br}_2(\text{l}) + 2e^- \rightarrow 2\text{Br}^-(\text{ac})$	+1.065
$\text{Br}_2(\text{l}) + 3\text{H}_2\text{O}(\text{l}) + 5e^- \rightarrow \text{Br}^-(\text{ac}) + 3\text{H}^+(\text{ac}) + 3\text{H}_2\text{O}(\text{l})$	+1.52
$2\text{CO}_2(\text{g}) + 2\text{H}^+(\text{ac}) + 2e^- \rightarrow \text{H}_2\text{C}_2\text{O}_4(\text{ac})$	-0.49
$\text{Ca}^{2+}(\text{ac}) + 2e^- \rightarrow \text{Ca}(\text{s})$	-2.87
$\text{Cd}^{2+}(\text{ac}) + 2e^- \rightarrow \text{Cd}(\text{s})$	-0.403
$\text{Ce}^{4+}(\text{ac}) + e^- \rightarrow \text{Ce}^{3+}(\text{ac})$	+1.61
$\text{Cl}_2(\text{g}) + 2e^- \rightarrow 2\text{Cl}^-(\text{ac})$	+1.359
$\text{HClO}(\text{ac}) + \text{H}^+(\text{ac}) + e^- \rightarrow \text{Cl}_2(\text{g}) + \text{H}_2\text{O}(\text{l})$	+1.63

La cementación de un metal de valor de una solución rica depende de una reacción de desplazamiento, en la cual un metal más activo reduce los iones, precipitando el metal al estado sólido, el cual sale entonces de la solución mientras que los iones del metal más activo entran en la solución en su sustitución. La factibilidad termodinámica de cementar un metal en solución depende del potencial de media celda de éste, el tipo de compuesto, así como de su concentración en la solución, véase la tabla siguiente:

Para que un metal pueda ser reducido se requiere que su potencial de media celda de reducción sumado al de la media celda de oxidación del metal que será utilizado como reductor sea positivo. Es decir, en el caso particular del complejo $\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ aquellos metales cuyo potencial de reducción sea mayor al de él, serán capaces de precipitarlo tal es el caso del cobre.

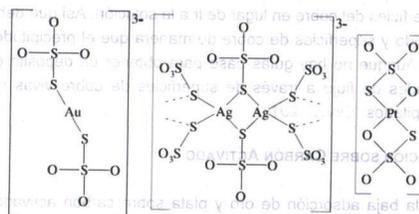
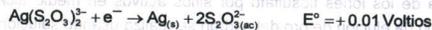


Figura 2.16.- Estructuras de complejos de metales preciosos como tiosulfatos de metal.



El uso o no de un metal dado depende de su costo, impacto al sistema y disponibilidad. Tanto soluciones concentradas como diluidas pueden ser tratadas por cementación, y mientras que muchos otros métodos han sido sustituidos, esta antigua técnica de precipitación sigue siendo ampliamente usada en gran número de aplicaciones para la extracción de valores metálicos. En la técnica industrial, la solución preñada se hace fluir a través de un montón de cobre, la plata precipita sobre la superficie de éste. El

CAPITULO 3: METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

En este capítulo se describen las pruebas realizadas, los parámetros y variables utilizadas, así como dosificaciones de reactivos, tiempos y observaciones de las pruebas realizadas.

3.1 MUESTRA REPRESENTATIVA DEL DEPÓSITO DE JALES NO 1 Y ESTUDIO DE CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

Para la formación del compósito de muestra para pruebas metalúrgicas se siguió el siguiente procedimiento.

Desarrollo: primeramente, cada una de las muestras extraídas de la antigua presa de jales se homogenizaron y cuartearon, hasta obtener muestras para análisis químico, análisis granulométrico valorado y estudio de caracterización-liberación, así como para pruebas de lixiviación y flotación.

Análisis Granulométrico Valorado: El análisis granulométrico se realizó sobre 8 tamices: 40, 65, 100, 150, 200, 270 y 325 malla, ello teniendo como referencia que en el proceso previo se molía con una granulometría fina. Este análisis se realizó con la finalidad de conocer la distribución de la plata con respecto al tamaño de partícula. Además del metal precisos también se realizaron determinaciones de cobre, metal que es nuestro problema principal en el proceso de cianuración, todo ello para tomar una decisión con relación a la necesidad de moler o tratar directamente los jales.

Tabla 3.1.- Análisis granulométrico valorado de una porción representativa del compósito de presa de jales.

Malla	Micras (µm)	Peso g	Peso %	Acum (+)	Acum (-)	g/ton Ag	Ensayes %				
							Pb	Zn	Cu	Fe	As
+40	420	16.8	3.4	3.4	96.6	33	0.151	1.55	0.12	5.86	0.468
+65	208	50.3	10.1	13.4	86.6	53	0.234	2.11	0.222	8.05	0.678
+100	149	99.6	19.9	33.3	66.7	25	0.09	1.72	0.189	6.68	0.702
+150	105	86.8	17.4	50.7	49.3	21	0.088	1.73	0.125	6.97	0.951
+200	74	56.2	11.2	61.9	38.1	20	0.088	1.55	0.08	8.28	1.396
+270	53	56.9	11.4	73.3	26.7	21	0.098	1.45	0.055	10.04	1.774
+325	44	15.4	3.1	76.4	23.6	25	0.113	1.38	0.061	11.13	2.009
-325	44	118.0	23.6	100.0	0.0	30	0.212	2.14	0.108	15.71	1.932
		500.0	100.0								

De los productos obtenidos de la granulometría valorada se proporcionó una muestra de cada fracción al laboratorio de ensaye para el análisis químico. Los resultados obtenidos del análisis granulométrico valorado se resumen en Tabla 3.1.

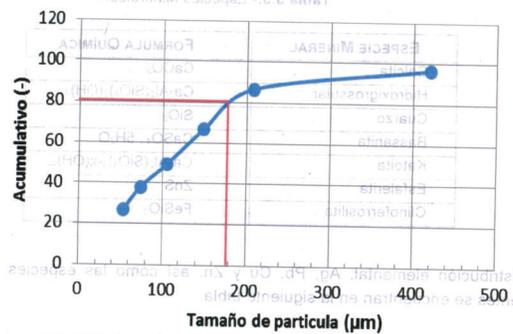


Figura 3.1.- Gráfica de % acumulado (-) vs tamaño de partícula donde el $d_{80}=179$ micras.

El ensaye químico de la muestra problema es resumido en la siguiente tabla, los análisis de cationes: Ag, Pb, Cu, Zn, Fe y As fueron realizados vía absorción atómica.

Tabla 3.2.- Caracterización química del material de prueba.

Muestra	g/ton Ensaye %						
	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	As
Cabeza		28	0.11	0.13	1.89	8.75	1.14

Estudio de Caracterización Mineralógica: La finalidad del estudio mineralográfico fue el conocer características mineralógicas tales como: tamaño de partícula; liberación; principales asociaciones, así como modos de ocurrencia del material almacenado en los jales. Los resultados de este estudio nos proporcionaron un conocimiento más amplio del material problema, pues debido a que éste es el producto de un proceso anterior las características que presenta son diferentes a las que tendría un mineral de alimentación fresca.

Los componentes mayoritarios que forman la roca huésped o ganga del material de la presa de Jales No 1, según se observó, corresponde a silicatos complejos de calcio:

Tabla 3.3.- Especies Minerales.

ESPECIE MINERAL	FORMULA QUÍMICA
Calcita	CaCO ₃
Hidroxigrossular	Ca ₃ Al ₂ (SiO ₄) ₂ (OH) ₄
Cuarzo	SiO ₂
Bassanita	CaSO ₄ · 5H ₂ O
Katoita	Ca ₃ Al ₂ (SiO ₄) ₂ ·x(OH) _{4x}
Esfalerita	ZnS
Clinoferrosilita	FeSiO ₃

La distribución elemental: Ag, Pb, Cu y Zn, así como las especies minerales presentes se encuentran en la siguiente tabla.

Tabla 3.4.- Distribución de las especies minerales.

Especie Mineral	Fórmula	% Grado de liberación asociación, intercrecimiento e inclusión	Tamaño Partícula (µm)	Tamaño Promedio Partículas (µm)
Cerusita	PbCO ₃	2% Inclusiones dentro Calcita.	2-20	10
		3% Inclusiones dentro de Esfalerita.	2-20	10
		65 % Inclusiones a Hidroxigrossular.	2-50	20
Arseniato de plomo	PbAsOx	30% Inclusiones a Bassanita.	2-20	10
Benjaminita	(Ag,Cu) ₂ (Bi,Pb) ₇ S ₁₂	100 % Inclusiones diseminadas dentro Esfalerita envuelta por Clinoferrosilita.	5-20	10
Esfalerita	(Zn, Fe)S	100 % Esfalerita en intercrecimiento envolvente de Clinoferrosilita.	20-100	60
Calcopirita	CuFeS ₂	50% inclusiones dentro de cuarzo.	50	50
		50% inclusiones dentro de calcita.	20	20
Arsenopirita	AsFeS	90% Partícula libres	100	100
		10% Partículas de Arsenopirita envuelta en una costra de clinoferrosilita.	20	20

Sólo se encontró una especie mineral con plata, la cual pertenece al grupo de las sulfosales, se trata de Benjaminita y se encuentra en inclusiones diseminadas dentro de la esfalerita incluida en un silicato de hierro (Clinoferrosilita) y su composición es compleja: (Ag, Cu)₂(Bi, Pb)₇S₁₂; algunos ejemplares de este mineral contienen también selenio en solución sólida sustituyendo al azufre.

Como única especie de cobre se observa la Calcopirita (CuFeS₂), la teoría nos dice que en comparación con otras especies de cobre es la menos soluble en la lixiviación con cianuro, así como también en el sistema tiosulfato-amoniaco.

3.2 EQUIPOS Y MATERIALES

Durante las pruebas realizadas se utilizaron los siguientes equipos, un medidor de pH, la concentración de hidrógeno fue medida mediante un electrodo y un potenciómetro, cada vez o al menos semanalmente calibrado con patrones de 4, 7 y 10.

Molino de laboratorio, se utilizó un molino de dimensiones de 8"x8", con capacidad de 2 kg de material y bolas de acero forjado como medio molidor, el sistema para rotar el molino lo es una mesa de dos rodillos con un motor de ¼ HP y 2 poleas para proporcionar el movimiento.



Figura 3.2.- Equipo de molienda

Celda de flotación, las pruebas de flotación, cuando así se requirió, fueron realizadas en una celda Denver, modelo D-12 con una velocidad máxima de 3500 RPM. La capacidad de celda está fijada por el recipiente de mayor volumen el cual puede dar a cabida a 2 kilogramos de material a 25% sólidos (w/w), además de éste vaso, la celda viene equipada con recipientes para 1, ½ y ¼ de kilogramos, véase Figura 3.3.



Figura 3.3.- Celda de Flotación Marca Denver.

Cristalería de laboratorio, la preparación de soluciones, titulaciones, entre otras actividades de la investigación, requirieron el uso de vidriería diversa, como: probetas de 10, 100, 1000 y 2000 mL; vasos de precipitado de 50 y 150 mL; vidrios de reloj; matraces volumétricos de 100, 150, 250 y 1000 mL embudos; pipetas de 10 ml; mortero de porcelana; bureta de 50 ml; soporte universal con pinzas, entre otra.

Los análisis químicos de los cationes de metales pesados se realizaron usando un espectrómetro de absorción atómica marca Perkin Elmer serie 200. Los ensayos de metales preciosos se realizaron por vía seca.

3.3 CONDICIONES Y PARÁMETROS DE PRUEBAS METALÚRGICAS

Una cantidad representativa de la muestra problema fue sometida a pruebas de concentración por flotación, extracción vía cianuración y tiosulfato de amonio. Estas pruebas y sus procedimientos de realización serán descritas a detalle en la sección correspondiente.

La programación de prueba se definió con base al ensaye obtenido por el laboratorio sobre el material problema, así como por las características físicas, químicas y mineralógicas de la muestra problema. Siendo los resultados de plata bajos, se optó iniciar el programa de prueba con flotaciones que permitieran elevar el grado del material de partida, el esquema de flotación, así como las condiciones-parámetros de pruebas se basó en referencias bibliográficas y estudios previos.

3.3.1 PRUEBAS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN

La empresa Cytec suministro los reactivos que pudiesen tener mejores posibilidades de ser utilizados de acuerdo a las características del material a tratar. Se optó por realizar cinéticas de flotación para determinar el tiempo óptimo de flotación del mineral y el grado que se alcanza con respecto al tiempo. Los parámetros mostrados en la Tabla 3.5 consideraron como referencia del proceso actualmente utilizado en la planta de beneficio.

Tabla 3.5.- Parámetros de pruebas de flotación.

Etapa	Parámetros	Cantidad
Molienda	Tiempo	12 min
	Sólidos (w/w)	50%
	Agua recuperada	1 litro
	Velocidad	70 RPM
Acondicionamiento	Mineral	1 kg
	Tiempo	10 min
	Promotor	20 g/ton
Flotación	Espumante	18 g/ton
	Tiempo	10 min
	Paletadas por minuto	30
	Velocidad	1500 RPM

Al inicio de cada prueba se utilizaron jeringas de 2.5 mL de volumen para agregar cada uno de los promotores de Cytec, estos últimos seleccionados de acuerdo a su manual para materiales oxidados. Las características básicas de los promotores son listadas en Tabla 3.6. Los promotores Aero-505 y 525, aun cuando también fueron utilizados, no están incluidos en tabla, debido a que el proveedor los suministró para minerales oxidados, enviándolos vía paquetería sin ficha técnica.

Tabla 3.6.- Características sobresalientes de los reactivos de flotación usados.

Reactivo	CARACTERÍSTICAS
Aero 6494-6493	Son un alquil hidroxantatos promotores de minerales oxidados y con mezcla de óxidos-sulfuros, el promotor 6494 produce más espuma que el promotor 6493.
Aero MaxGold 900	Colector de metales preciosos
Aero 3030	Es un colector catiónico para minerales oxidados
Xantato 343	Es un reactivo con excelente selectividad por su corta cadena carbonada. Usado generalmente en menas complejas de Ag/Pb o Zinc, es el reactivo más usado en Perú para el tratamiento de minerales polimetálico.

Las pruebas de cinética se extendieron por hasta 10 minutos, utilizándose una celda con volumen de 2.5 litros. Las etapas de acondicionamiento y flotación de la pulpa se realizaron a una densidad de aproximadamente 50% de sólidos, los tiempos fueron medidos con un cronómetro. Después de haber añadido el promotor, se dejó acondicionar por 10 minutos, pasados 8 minutos se agregaron 18 g/ton del espumante metil-isobutil carbinol (MIBC, utilizado en el proceso industrial actual). Al terminar el tiempo de acondicionamiento inmediatamente se abrió el totalmente el flujo de aire a la celda iniciando el tiempo de flotación.



Figura 3.4.- Fotografía mostrando el proceso de pruebas de cinética de flotación, colección de concentrado.

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

Los concentrados de cada minuto de flotación fueron colectados con una paleta de plástico en forma separada en chóralas de acero inoxidable, ver Figura 3.4, después fueron filtrados, secados y preparados para ser analizados vía absorción atómica. El pH de la pulpa en todas las pruebas fue natural, el cual está entre 8 y 9, el agua de prueba utilizada fue la que se usa en el proceso industrial

De acuerdo a los resultados obtenidos en las pruebas con los promotores-colectores de Cytec se optó por investigar el Xantato. Este es reactivo es ampliamente conocido por su fuerte acción colectora. La finalidad de utilizar este compuesto orgánico agresivo pero poco selectivo, lo fue el obtener un concentrado bulk de buena recuperación bajo grado, y las colas; que aun tienen valores de plata, lixiviarlas. Esta prueba se realizó siguiendo un procedimiento estándar, los parámetros y condiciones de prueba son listados en Tabla 3.7.

Tabla 3.7.- Condiciones de Flotación con Xantato Isopropilico de Sodio (X-343).

Etapas	Parámetros	Cantidad/Valor
Molienda	Tiempo	12 min
	Sólidos	50%
	Agua de proceso	1 litro
	Velocidad	70 RPM
	Mineral	1 kg
Acondicionamiento	Tiempo	10 min
	Colector X-343	50 gr/ton
	Espumante	18 gr/ton
Flotación	Tiempo	10 min
	Paletadas por minuto	30
	Velocidad	1500 RPM

Después de flotar un concentrado bulk se lixiviaron las colas de flotación por 48 horas con cianuro de sodio. Los parámetros utilizados-registrados durante el curso de la cianuración de colas, se presentan en la siguiente tabla, Tabla 3.8.

Tabla 3.8.- Condiciones de Cianuración de las colas de la prueba de flotación con X-343.

PRUEBA CON COLAS DE FLOTACIÓN				
Tiempo (h)	CaO (g)	pH	CN (mL)	CN libre (ppm)
0.5	1.0	11.13	6.2	1220
1	-	11.48	5.7	1120

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

2	-	12.00	5.2	1020
3	-	11.41	5.1	1000
4	1.0	11.30	4.6	900
5	-	11.54	6.0	1180
6	1.0	11.32	5.8	1140
8	-	11.40	5.8	1160
10	-	11.37	2.2	420
12	-	11.50	6.7	1320
24	-	11.72	6.4	1260
32	-	11.41	6.4	1260
36	-	11.80	7.0	1380
48	-	12.11	6.8	1340
Total	3.0		79.9	

3.3.2 PRUEBAS DE CIANURACIÓN

Se realizaron dos pruebas de cianuración para determinar el comportamiento durante la disolución de plata: una con el material fresco y otra con molienda. Debido a que el tamaño de partícula que contiene la plata está entre 5 y 20 micrones, con la molienda se pretende obtener una granulometría cercana a este tamaño para liberar la plata, la que de acuerdo al reporte de caracterización se encuentra incluida en partículas de esfalerita.

Este par de pruebas se realizaron en botellas. Las pruebas en botella son procedimientos estándar que permiten determinar la susceptibilidad de un material a ser tratado por cianuración. El mineral a tratar se añadió en cantidades de 5 kg en 3 botellas de 4 litros en volumen, distribuyendo el material de manera equitativa, el contenido fue lixiviado por 72 horas en una máquina de rodillos, véase Figura 3.7. Durante todo el tiempo de prueba se mantuvo el pH alcalino, ello mediante la medición-adición de cal.

Las condiciones de las pruebas de cianuración fueron las siguientes:

- 50% de sólidos utilizando agua del proceso industrial
- Adición de cal para mantener un pH alrededor de 11.
- De 200 a 1000 ppm de NaCN.
- Tiempo de 0,5, 1, 2, 3, 4, 5, 6, 8, 10, 24, 36, 48,...72 horas

Las diluciones de prueba siempre se mantuvieron 2:1 (33.3% sólidos). El pH se ajustó a 10.5-11 con cal, y se agregó el volumen de solución de cianuro (10%) para dar una concentración entre 0.05 a 0.20% NaCN.

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez



Figura 3.5.- Equipo-mecanismo de agitación para pruebas de lixiviación dinámicas.

Al término de cada intervalo de tiempo, listado en tabla, las botellas fueron bajadas de la máquina de agitación, se media-registraba el pH y se tomaba una alícuota de 50 mL de pulpa la cual se filtraba para su ensayo tanto de solución como de lodos. De la porción de solución filtrada se tomaba una alícuota de 10 mL para titularla por el método argentométrico⁵ y determinar el cianuro libre, finalmente se reponían los reactivos consumidos ya sea cal o cianuro de sodio y se volvían a subir las botellas a la máquina de agitación. Las pruebas continuaban hasta alcanzar un tiempo máximo de 72 horas, al terminar el tiempo de tratamiento las botellas eran bajadas de la máquina de rodillos y se tomaba la última alícuota para ensayo, después la pulpa era filtrada para recuperar la solución rica y los lodos que quedaban sobre el papel filtro se repulpaban-lavaban tres veces con aproximadamente 500 mL. Cada que se volvía a filtrar la pulpa, se tomaba una muestra de la solución para ensayo y de la misma forma se realizaba el segundo lavado de donde quedaba el material agotado que era secado, pesado y homogenizado debidamente para obtener una muestra final de lodos.

Las recuperaciones se evaluaron con base a los contenidos analizados vía absorción atómica de lodos y solución, esto quiere decir de los metales alimentados y los contenidos que permanecen sin disolver. Estos resultados son mostrados en las gráficas de cada una de las pruebas en el Capítulo 4. A continuación se muestran los parámetros registrados durante cada una de las pruebas de cianuración:

⁵ Método argentométrico, técnica de volumetría para la determinación de cianuro libre de una solución acuosa por medio de Nitrato de Plata y un indicador que bien puede ser rodamina o loduro de Potasio. (Procedimiento explicado a detalle en el Apéndice I)

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

Tabla 3.9.- Parámetros de inicio de cada prueba de cianuración.

Prueba	Cal (g)	NaCN (mL)	[NaCN] en %	pH
Sin molienda	33.5	60	10	11.33
Con molienda de 12 min	12.5	30	50	11.35

Prueba de Cianuración con Molienda

Se molieron 5 kg de material en secuencias de 1 kg agregando 1 litro de agua del proceso industrial, 12 minutos en el molino de bolas con una capacidad aproximada de 2 kg, el mineral se descargaba del molino utilizando aproximadamente 1 litro de agua para hacer una dilución de 2:1. Obtenido el total de material, se mezcló y distribuyó en 3 frascos. Enseguida se midió el pH obteniendo un promedio de 6.6, para llevar la pulpa a un pH alcalino, fue necesario agregar 24.5 g de CaO, obteniéndose con ello un pH de 11.35.

Tabla 3.10.- Consumo de reactivos y condiciones de pruebas de cianuración sin molienda y con molienda.

PRUEBA DE CIANURACIÓN SIN MOLIENDA						PRUEBA DE CIANURACIÓN CON MOLIENDA DE 12 MIN					
Tiempo hr	CaO gr	pH	Cianuro ml	Concentración %	CN libre ppm	Tiempo hr	CaO gr	pH	CN ml	CN libre ppm	
30 min	6	11.29	0	-	116.6	30 min	-	10.96	15	797	
1	3	11.32	60	15	130	1	-	10.86	-	1373	
2	3	11.5	150	20	97	2	1.5	10.75	-	1257	
3	1	11.23	-	-	280	3	1.5	10.84	-	1257	
4	2	11.4	-	-	240	4	0.5	11	-	1330	
5	1	11.24	-	-	207	5	1	10.9	-	1283	
6	2	11.35	30	10	206	6	1.5	10.91	-	1243	
8	3	11.4	-	-	239	8	2.5	10.85	-	1237	
10	3.5	11.49	30	10	183	10	1.5	10.86	-	1150	
12	0	0	-	-	143	12	-	11.11	-	1167	
24	2	11.48	45	10	143	24	-	11.06	-	1103	
36	0	0	-	-	145	36	0.5	11.01	-	1050	
48	3	11.55	30	10	100	48	-	11.16	-	1056	
54	3	11.56	-	-	133	54	2	10.99	-	1043	
60	1	11.45	45	20	143	60	-	11.07	-	945	
72	0	11.28	-	-	180	72	-	11.11	-	923	

Después de cianurar el material los lodos fueron secados, pesados y homogenizados, obteniendo una muestra representativa de 500 gramos para realizar un análisis granulométrico, la Tabla 3.11 resume la distribución de tamaños de la muestra molido-cianurada, y la Figura 3.8 ilustra el gráfico de ésta.

Tabla 3.11.- Distribución de tamaño después de moler por 12 minutos.

GRANULOMÉTRICOS CON MOLIENDA					
malla	micras	peso (gr)	% peso	Acum. +	Acum. -
+ 40	420	0.0	0.0	0.0	100.0
+ 65	208	1.0	0.2	0.2	99.8
+100	149	18.2	3.6	3.8	96.2
+140	105	65.3	13.1	16.9	83.1
+200	74	77.9	15.6	32.5	67.5
+270	53	108.1	21.6	54.1	45.9
+325	44	30.7	6.1	60.2	39.8
-325		198.8	39.8	100.0	0.0
Total		500.0	100.0		

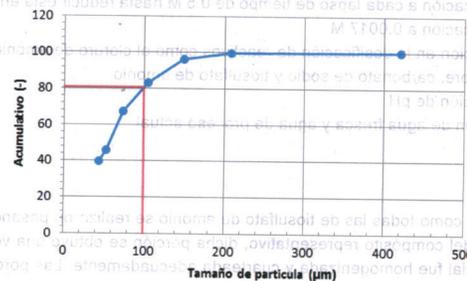


Figura 3.6.- Gráfica de % acumulative (-) vs tamaño de partícula donde el $d_{90}=100$ micras.

3.3.3 PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN CON TIOSULFATO

Teniendo como principales motivaciones: pruebas realizadas anteriormente con tiosulfato de amonio; incertidumbre de trabajar con un reactivo diferente al cianuro, entre cuyos antecedentes o interés en los últimos años lo ha sido el permitir el tratamiento de menas refractarias (menas auríferas asociadas a minerales de cobre y carbonáceas, entre otras) y la baja recuperación de Ag y altos contenidos de Cu obtenidos en las pruebas de flotación y cianuración, el trabajo ulterior de esta investigación se enfocó a explorar la aplicación del sistema de tiosulfato-amonio-cobre al nuestro material problema.

Al inició de la experimentación con este agente lixivante se realizó una extensa consulta bibliográfica sobre el estado del arte de la lixiviación con este reactivo: mecanismo de disolución, efecto de iones, descomposición del medio, y por supuesto parámetros utilizados a nivel laboratorio para la disolución de plata con el tiosulfato de amonio.

Con base al conocimiento o fundamento teórico y práctico recabado, se realizaron seis (6) pruebas de lixiviación con tiosulfato de amonio, las condiciones o parámetros estudiados fueron los siguientes:

- 1- Efecto de la concentración de tiosulfato de amonio: se comenzó con una dosificación a cada lapso de tiempo de 0.5 M hasta reducir ésta en la última dosificación a 0.0017 M
- 2- Variación en la dosificación de reactivos como el cloruro de amonio, sulfato de cobre, carbonato de sodio y tiosulfato de amonio
- 3- Variación de pH
- 4- Adición de agua fresca y agua de proceso actual

Prueba 1

Esta prueba como todas las de tiosulfato de amonio se realizaron pesando 1.5 kg de mineral del compósito representativo, dicha porción se obtuvo una vez que la muestra inicial fue homogenizada y cuarteada adecuadamente: Las porciones de prueba fueron pesadas en una balanza granataria, ver Figura 3.9.



Figura 3.7.- Balanza granataria de 4.5 kg, para pesado del material de pruebas.

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

Se agregó agua fresca para mantener un 50% de sólidos, el tiosulfato utilizado en todas las pruebas fue en solución con una concentración de 60%, la dosificación de cal fue directamente para llevar la solución a un pH de 10.20 de acuerdo a experimentaciones previas.

A tiempos de definidos; y al igual que en las pruebas de cianuración, las botellas fueron bajadas de la máquina de agitación, se midió el pH, se tomó una alícuota de 50 mL de pulpa la cual se filtró para su posterior ensaye químico tanto de solución como de los lodos, véase Figuras 3.8 y 3.9.

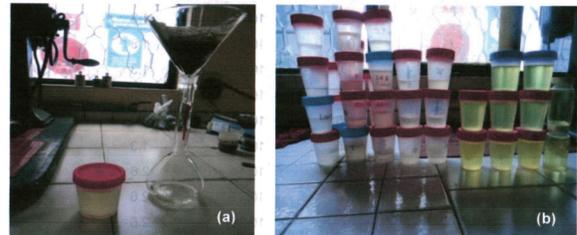


Figura 3.8.- (a) Porción de muestra tomadas en cada lapso de tiempo durante la lixiviación, filtrada con papel periódico en un embudo sobre matraz de 250 ml. b) Muestras preparadas para analizar vía absorción atómica



Figura 3.9.- Equipo de lixiviación y lavado de pulpa

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

Obtenida la porción de muestra se agregó tiosulfato y ajustó el pH, y nuevamente se volvió a subir la botella a la máquina de agitación. La prueba se prolongó por 72 horas, al término del tiempo se realizaron dos lavados manteniendo 50% de sólidos, ver figura siguiente, Figura 3.10.

La siguiente tabla muestra los registros tomados durante el curso de prueba.

Tabla 3.12.- Datos de primer prueba con tiosulfato.

Tiempo h	CaO (g)	pH	Tiosulfato mL
30 min	3.0	10.25	1.3
1	0.0	10.24	1.3
2	1.0	10.18	1.3
3	-	10.24	1.3
4	0.5	10.18	1.3
5	2.5	10.25	1.3
6	1.0	10.14	2.6
8	3.0	10.27	2.6
10	-	10.20	2.6
12	-	10.30	2.6
24	-	10.61	3.9
32	-	10.35	3.9
36	-	10.20	-
42	-	10.84	3.9
48	-	10.37	3.9
56	-	10.20	-
72	-	10.12	-
Consumo Total	11.0		33.8

PRUEBA 2

A esta prueba experimental se le dosificó sulfato de cobre, que sirve como catalizador, además de carbonato de sodio y cloruro de amonio que junto al tiosulfato mejora notoriamente la disolución del oro y plata (Breuer y Jeffrey, 2002). A cada uno de los tiempos indicados en Tabla 3.13, se dosificó tiosulfato a fin de mantener la concentración de éste constante e igual a 0.5 M.

Tabla 3.13.- Datos de la segunda prueba con tiosulfato.

Tiempo (h)	CaO (g)	pH	Tiosulfato (mL)
1	15	10.23	43
4	15	10.24	43
6	0.5	10.26	55
19	5	10.20	43
24	12	10.23	43
30	15	10.21	43
43	-	10.38	43
48	-	-	-
Consumo Total	62.5		313

PRUEBA 3

A diferencia de la prueba anterior, en la prueba 3 se consideró incrementar ligeramente el tiosulfato y no agregar sulfato de cobre, redondeando la dosificación del primero a 50 mL en cada lapso tiempo. En suma a lo anterior y dada la imposibilidad de implementar la técnica volumétrica para determinar tiosulfato libre, el tiempo de tratamiento se redujo a 32 horas.

Tabla 3.14.- Datos de la tercer prueba con tiosulfato.

Tiempo (h)	pH	Cal (g)	pH	Tiosulfato (mL)
1	9.20	22.00	10.22	50
2	9.80	16.50	10.23	50
3	10.01	14.00	10.22	50
6	10.00	21.00	10.21	50
8	10.02	14.00	10.23	50
10	10.02	10.00	10.20	50
24	10.33	-	-	50
27	10.35	-	-	50
30	10.10	10.20	10.20	50
32	10.12	-	-	50
Consumo Total		107.70		450

PRUEBA 4

La diferencia entre la prueba 4 y la previa lo fue que las adiciones totales de sulfato de cobre, agua de proceso y tiosulfato se hicieron desde el inicio prueba. Además y siendo que la cinética de disolución de los metales preciosos es mayor en el sistema tiosulfato que en cianuro, el tiempo de prueba se redujo a 9,5 horas. Asimismo se agregó

UNIVERSIDAD DE GUAYAQUILLO

carbonato de calcio, éste como el Cu(II) con vistas a catalizar la reacción de disolución de metales preciosos en el sistema tiosulfato.

Tabla 3.15.- Datos de la cuarta prueba con tiosulfato

Tiempo (h)	pH	Cal (g)	pH
1	8.28	50	10.12
2	10.20	-	-
3	10.21	-	-
4	10.21	-	-
5	10.18	2.50	10.20
6	10.28	-	-
8	10.27	-	-
9.5	10.35	-	-

PRUEBA 5

Dado que la prueba 4 mostró excelentes resultados sin afectarse la recuperación de plata, a partir de esta prueba se determinó mantener la adición total de tiosulfato de amonio al inicio, con ello se buscó disminuir también el consumo de cal y determinar los efectos del pH en la reacción.

Las bajas concentraciones de tiosulfato, cobre y amoniaco reducen las regiones de estabilidad de las especies de oro y plata y los valores de pH, significativamente. Zipperian (1988) observó que la extracción de plata es más sensible que el oro a cambios en la concentración de reactivos.

Tabla 3.16.- Datos de la quinta prueba con tiosulfato

Tiempo (h)	pH	Cal (g)	pH
1	8.56	-	-
2	8.81	-	-
3	8.94	-	-
4	7.69	5.00	8.80
5	8.83	-	-
6	8.09	2.00	8.73
9	8.23	-	-
23	8.83	-	-
Consumo Total	-	7.00	-

PRUEBA 6

Para a prueba se incrementó el pH a 10 y se substituyó el cloruro de amonio por el hidróxido de amonio. En este caso el efecto que pudiera tener el cambio de anión sería sobre el pH, ya que siendo el cloruro más blando que el hidróxido tiene la posibilidad de actuar como co-ligante. Sin embargo en el caso de plata es posible que el cloruro pudiera formar un precipitado.

Tabla 3.17.- Datos de la última prueba con tiosulfato.

Tiempo (h)	pH	Cal (g)	pH
1	10.10	-	-
2	10.20	-	-
3	10.38	-	-
4	8.78	8.50	10.02
5	10.12	-	-
6	9.44	9.00	10.03
9	10.13	-	-
23	10.23	-	-
Consumo Total	-	17.50	-

Tabla 3.18.- Resumen de las condiciones de pruebas con tiosulfato.

PRUEBA	RESUMEN DE LAS CONDICIONES DE PRUEBA										pH	Agua Fresca Lt	Agua de Proceso Lt
	MINERAL kg	CuSO ₄ gr	CaO gr	(NH ₄) ₂ S ₂ O ₈ ml	Na ₂ CO ₃ gr	NH ₄ Cl gr	NH ₄ OH ml	Sólidos %	Tiempo de Lixiviación hr				
1	1.5	15	11	33.8	0.1	10.6	50	72	10-10.5	3			
2	1.5	15	65.5	365.28	0.1	10.6	50	48	10.2	3			
3	1.5	15	120.7	510	0.15	10.4	50	32	10.2	3			
4	1.5	2.5	65.8	150	0.15	10.4	50	9.5	10.2		3		
5	1.5	2.5	7	50	0.15	3	50	23	8-9		3		
6	1.5	2.5	17.5	50	0.15		10	50	23	10-11		3	

3.4.- CEMENTACIÓN CON COBRE

Siendo la prueba 4 la que mostró los mejores resultados en cuanto a recuperación de plata y rápida cinética. Serán las condiciones de ésta las que sean tomadas como referentes para su escalación a un posible proceso industrial.

Así, y con la finalidad de definir el método para recuperar los metales preciosos del material de prueba, fue lixiviada una masa de 5 kilogramos de material de jales. La solución rica obtenida de esta prueba de lixiviación en el sistema tiosulfato-amoniaco-Cu(II), fue sometida a pruebas de cementación usando como metal cementante alambre de cobre. Debido al valor de su potencial de óxido-reducción, el cobre tiene la capacidad de cementar la plata.

UNIVERSIDAD DE CALAHUATLA

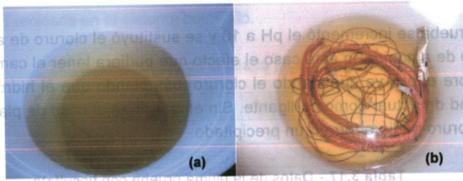


Figura 3.10.- (a) Solución rica obtenida de una lixiviación con tiosulfato ya clarificada, y (b) Recipiente donde se puso en contacto la solución rica y el metal cementante, en este caso alambre de cobre.

El procedimiento de cementación seguido fue como a continuación se describe. La solución rica obtenida fue primeramente filtrada a fin de remover los sólidos en suspensión, véase Figura 3.10. Clarificada la solución, se procedió a su acidificación con ácido sulfúrico hasta obtener un pH entre 3 y 5, y enseguida se introdujo a la solución el alambre de cobre. El alambre de cobre fue previamente quemado a fin de eliminarle la capa superficial de barniz que tienen los alambres y activar la superficie de éste. La cementación se realizó manteniendo una relación en masa de solución a cobre de 2:1, es decir por cada dos litros de solución rica se adicionó un kilogramo de alambre, lo importante es el área de contacto expuesta para así asegurar una buena cementación.

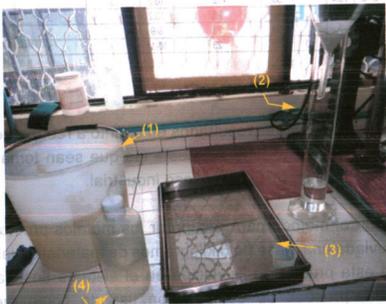


Figura 3.11.- Manejo del cemento de plata obtenido de las pruebas de recuperación del metal.

Después de varios días en contacto la solución con el alambre, este último fue lavado con agua fresca, ver Figura 3.11. El cemento desprendido fue recibido en una charola de acero inoxidable, posteriormente esta mezcla precipitado-agua de remoción fue filtrada en un embudo sobre papel filtro Whatman 42, recibiéndose el filtrado en una probeta. El precipitado final, polvo negro, es mostrado en la Figura 3.12, este precipitado fue secado y pesado para su ulterior ensaye químico por vía seca y absorción atómica, los resultados de ello son resumidos-listados en el Capítulo 4.



Figura 3.12.- Precipitado obtenido después de la cementación con cobre.



Figura 4.1.- Dicho de una presa de agua el picado azulado colorea la concentración de metal en la

CAPITULO 4: DISCUSIÓN DE RESULTADOS

En este capítulo se presentan los resultados experimentales obtenidos en cada uno de los tipos de pruebas realizadas. Con la propósitos de hacer estos resultados más comprensibles, se ilustran estos en forma gráfica, en las que los ejes YY's son recuperaciones de metales en por ciento: plata, plomo, etc., y los ejes XX's son tiempo.

4.1 RESULTADOS DE PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Dado que los valores de plata a recuperar-extraer se encuentran en un confinamiento de jales de procesos antiguos, es necesario mencionar algunas particularidades inherentes a éstos. Primeramente, estos materiales han estado expuestos; por largos periodos de tiempos, a factores ambientales como: lluvia, aire y sol, así que sin lugar a dudas estos han **alterado u oxidado las superficies minerales**, haciéndolas más difíciles de recuperar. Además, debido a la forma de depositar los residuos sólidos en presa, es inevitable la segregación por tamaños, es decir los finos se concentran en la parte interna o central de la presa, mientras que los gruesos se localizan en las orillas o bordo del confinamiento, ver Figura 4.1.

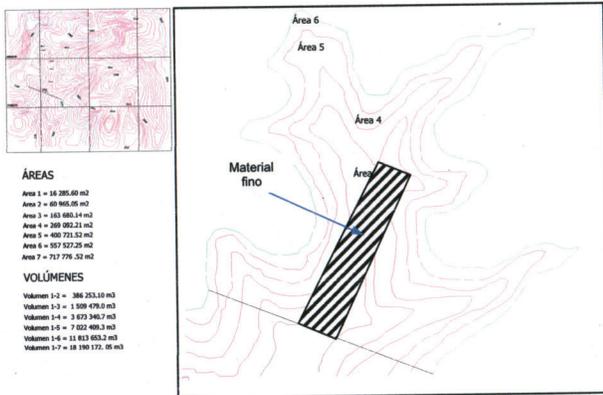


Figura 4.1.- Dibujo de una presa de jales, el bloque azulado delimita la concentración de material fino.

Resultado de la alteración u oxidación que presenta el material confinado a tratar, es obvio que los esfuerzos para concentrar por flotación los minerales de interés deban enfocarse a definir una combinación de promotor y/o colector, capaces de impartir adecuadas características de hidrofobicidad y selectividad. Así, con la finalidad de evaluar los efectos de promotores y colectores, se realizó una serie de pruebas de flotación variando los tipos de estos reactivos. Dichas pruebas fueron realizadas bajo el esquema experimental "**variación de un parámetro a la vez**", es decir, condiciones como: % de sólidos, pH, dosificación de espumante, tiempos de acondicionamiento y flotación se mantuvieron constantes, mientras que el tipo de promotor o colector fue variándose de acuerdo a un programa de pruebas establecido.

Tabla 4.1.- Programa de pruebas de flotación bajo el esquema o diseño experimental "variación de una variable a la vez".

PROMOTOR	% Sól. (w/w)	pH	Tiempo Acond./Flot	OBSERVACIONES
Aero 6494	35.0	Nat. (*)	Acond. (5)/Cinéticas (10)	Produce más espuma
Aero 505	35.0	Nat.	Acond. (5)/Cinéticas (10)	Afinidad hacia cobre
Aero 525	35.0	Nat.	Acond. (5)/Cinéticas (10)	
Aero 900	35.0	Nat.	Acond. (5)/Cinéticas (10)	
Aero 3030	35.0	Nat.	Acond. (5)/Cinéticas (10)	
Aero 6493	35.0	Nat.	Acond. (5)/Cinéticas (10)	Mezcla de ditionofosfinatos, buena selectividad hacia
Xan-343	35.0	Nat.	Acond. (5)/Cinéticas (10)	Colector poco selectivo

(*) Nat., no se agrega ningún modificador de pH.

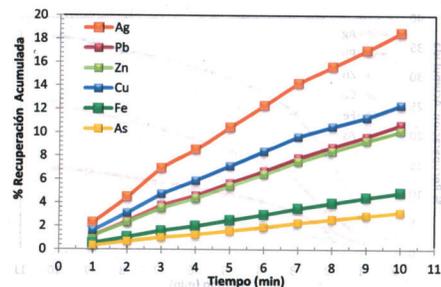


Figura 4.2.- Grafico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el promotor Aero 6494.

El promotor 6494 es un colector base hidroxamato, utilizado con bastante éxito en la limpieza de caolines, para remover impurezas como Ti y Fe. El uso de promotor Aero 6494, ver Figura 4.2, proporciona una recuperación de plata de alrededor de un 18 %, superior a la recuperación del Aero 6493. El motivo de esta recuperación es debido a que el promotor 6494 produce una mayor espumación, y por ende una mayor colección de partículas del metal de interés.

La prueba con promotor 505 mostró una buena recuperación de cobre, no obstante no lo suficiente para ser económicamente costeable, además, el grado de concentrado que se tiene está por debajo del requerido, ver figura siguiente, Figura 4.3.

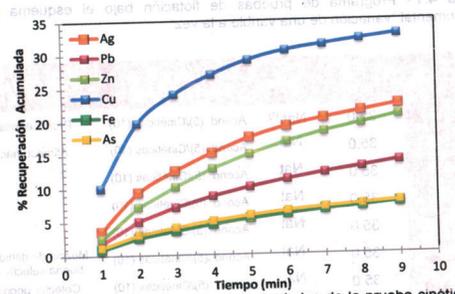


Figura 4.3.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el promotor Aero 505.

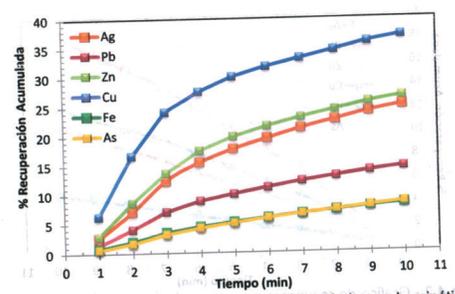


Figura 4.4.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el promotor Aero 525.

El promotor 525 mostró una recuperación de cobre mayor a la del 505, ver Figura 4.4, no obstante con éste se observó falta de selectividad; las recuperaciones de los otros metales también fue alta. Esto último no es conveniente ya que se desea obtener un concentrado de buen grado de plata con la mayor recuperación posible, lo que minimizaría el volumen de material a tratar y permitiría maximizar la ganancia económica. El promotor MaxGold se considera un buen colector de metales preciosos, específicamente oro, por este motivo fue tomado en cuenta para la flotación de plata. Como en el caso de los promotores 505 y 525, este agente tuvo similar respuesta sobre el cobre, en tanto que la recuperación de plata fue sólo de 15%.

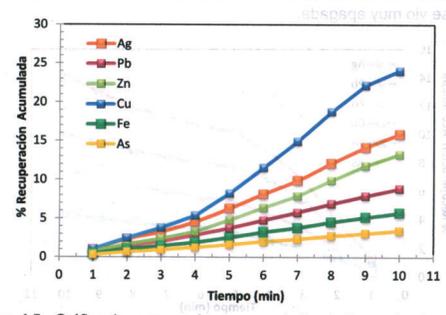


Figura 4.5.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba de cinética con el colector Aero 900.

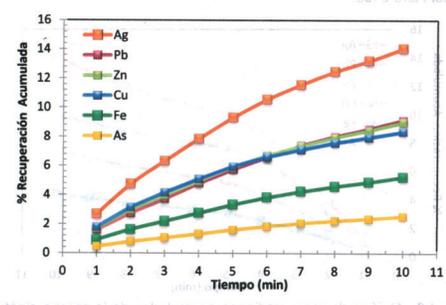


Figura 4.6.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el colector 3030.

Debido al estado oxidado de nuestro material a tratar, se llevo a cabo una prueba de flotación con el colector Aero-6493, el que de acuerdo a su ficha técnica y la información correspondiente es un agente promotor, base hidroxamato, para materiales oxidados. Los resultados con éste muestran buena afinidad por plata y plomo, pero la recuperaciones fueron bajas, véase Figura 4.7.

Al igual que el promotor 6494 y el 3030, el promotor 6493 ayuda a la flotación de minerales oxidados o mezclas de óxidos y sulfuros. No obstante, al igual que el colector 3030, la prueba experimental mostró una muy baja recuperación de plata y la espuma de flotación se vio muy apagada.

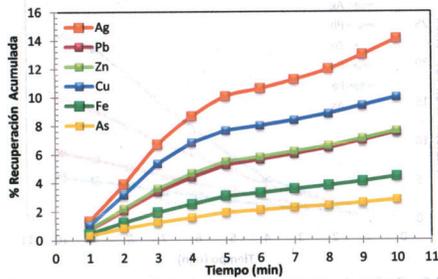


Figura 4.7.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el promotor Aero 6493.

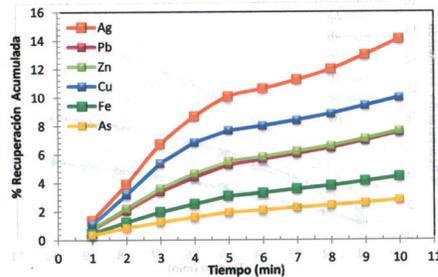


Figura 4.8.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de la prueba cinética con el colector Xantato 343.

Por sus antecedentes de ser un colector extensamente usado a nivel industrial para menas complejas de plata y plomo, ser económico respecto a una Aerophina, el Xantato-343 también fue incluido en este estudio. De acuerdo a lo esperado, este colector mostró buenos resultados en cuanto a recuperación de plata y excelentes para cobre, no obstante como impureza se colectó demasiado arsénico y un poco de los demás elementos.

La Tabla 4.2 y Figura 4.9 resumen los resultados de cada una de las pruebas de flotación, en estas se puede apreciar la buena recuperación de cobre que presentan los colectores 505, 525 y el Xantato-343. Asimismo, estos últimos también resultaron en buenas recuperaciones de plata. Los reactivos que proporciono Cytec para materiales oxidados no mostraron buenos resultados en cuanto a recuperaciones de plata como se esperaba, estos promotores lo fueron: 6494, 6493 y el 3030, se podría decir que el punto medio es el agente Max Gold que no tuvo buenos ni malos resultados para tratar este material.

Tabla 4.2.- Resumen de las recuperaciones acumuladas de cada uno de los promotores.

Promotores	Recuperaciones Acumuladas					
	Ag gr/ton	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %
Aero 6494	18.54	10.67	10.13	12.34	4.86	3.18
Aero 505	22.30	13.84	20.68	32.79	7.57	7.79
Aero 525	25.03	14.44	26.56	36.95	8.20	8.42
Aero 900	15.86	8.83	13.30	24.05	5.70	3.42
Aero 3030	14.04	9.14	8.99	8.33	5.23	2.54
Aero 6493	14.05	7.55	7.64	9.98	4.44	2.82
Xantato 343	30.13	16.61	27.81	50.80	12.04	36.30

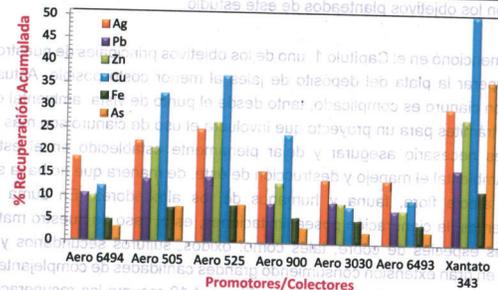


Figura 4.9.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de cada una de las pruebas de flotación.

Una vez que se hubo definido el mejor promotor y/o colector, se realizaron pruebas de flotación a efectos de corroborar grados y recuperaciones, así como cianurar las colas de flotación. La cianuración de las colas de estas pruebas dieron buenos resultados, no obstante la oxidación que presentan las especies y la alta cantidad de cianidas: cobre, arsénico, además de la complejidad del proceso, el alto consumo de cianuro, hacen esta opción económicamente no-costeable.

Después de realizar estas pruebas de flotación y sin ningún resultado favorable se procedió a efectuar pruebas de cianuración sobre el material sin concentrar. La cianuración es un método simple y bien establecido, aplicable a menas de oro-plata, a las que en ocasiones se les suele denominar **menas oxidadas**. No obstante esta designación debe ser bien delimitada, ya que alude a los estratos de mineral que se localizan en la parte superior de los depósitos de oro, oro-plata o polimetálicos de distintos orígenes: hidrotermal, placer, entre otros, en los que como resultado de su formación estas capas contienen oro libre (el cual sabemos es metal noble) y especies de origen secundario y que generalmente son de fácil tratamiento por el método de cianuración. Los resultados de prueba de esta alternativa de tratamiento "cianuración" son resumidos en el apartado siguiente.

4.2 RESULTADOS DE PRUEBAS CIANURACIÓN

Se realizaron una serie de pruebas de cianuración, pero sólo se tomaron en consideración una remoliendo el material y otra sin remolienda, esto para no agregar un costo adicional al proceso de recuperación, y además para cumplir de alguna manera con los objetivos planteados de este estudio.

Como se mencionó en el Capítulo 1, uno de los objetivos principales de nuestro trabajo lo es recuperar la plata del depósito de jales al menor costo posible. Actualmente, trabajar con cianuro es complicado, tanto desde el punto de vista ambiental como de salud, los trámites para un proyecto que involucre el uso de cianuro son más largos y además es necesario asegurar y dejar plenamente establecido en el estudio de Impacto Ambiental el manejo y destrucción de éste, de manera que no haya salida de éste que afecte flora, fauna y humanos de los alrededores. En suma a estos requerimientos, la cianuración posee limitaciones, es el caso de nuestro material, en cianuro las especies de cobre, tales como: óxidos, sulfuros secundarios y bornita, disuelven en gran extensión consumiendo grandes cantidades de complejante (NaCN) y hacen no-económico el tratamiento. La Figura 4.10 resume las recuperaciones de cobre y plata obtenidas con respecto al tiempo, sobresaliendo el hecho de que en las

primeras horas de reacción, la recuperación de cobre se eleva muy por encima de la recuperación de plata. Por su parte la cinética de disolución de plata se observa lenta, manteniéndose constante después de las primeras cinco (5) horas, con un porcentaje de recuperación del 50%.

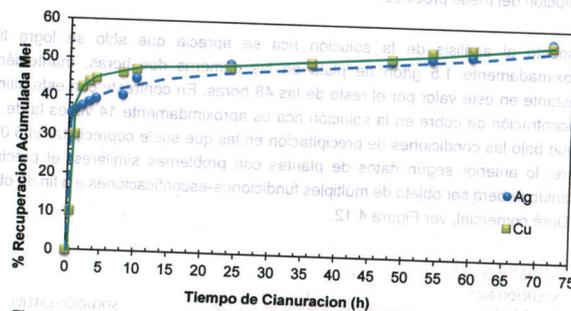


Figura 4.10.- Recuperaciones acumuladas en consideración a los ensayos de sólidos de la prueba de cianuración sin molienda.

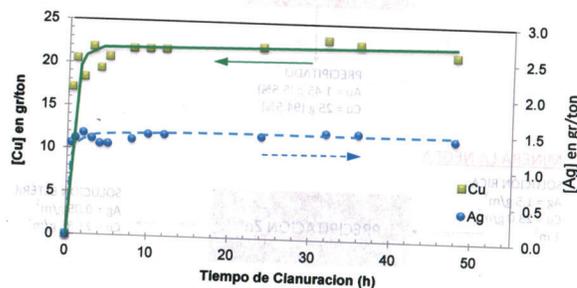


Figura 4.11.- Concentración en gramos por tonelada de Cu y Ag en la solución rica de la prueba sin molienda.

La Figura 4.11 muestra las leyes calculadas tanto de plata como de cobre, como se observa existe buena correspondencia entre estos valores y las recuperaciones, es decir la concentración de cobre en solución es alta como resultado de su gran disolución de sólidos, correspondientemente la concentración de plata en solución es

bajas debido a su baja disolución a partir de sólidos. Los valores obtenidos en uno y otro producto se realizaron con fines comparativos, así como corroborar que el cobre resulta ser un elemento altamente cianidizable y que además pudiera estar inhibiendo la disolución del metal precioso.

Respecto al análisis de la solución rica se aprecia que solo se logra lixiviar aproximadamente 1.5 g/ton de plata en las primeras dos horas, manteniéndose constante en este valor por el resto de las 48 horas. En contraste con esta última, la concentración de cobre en la solución rica es aproximadamente 14 veces la de plata, lo que bajo las condiciones de precipitación en las que suele coprecipitar el 5.0% del cobre; lo anterior según datos de plantas con problemas similares, el precipitado obtenido deberá ser objeto de múltiples fundiciones-escorificaciones a fin de obtener un Doré comercial, ver Figura 4.12.

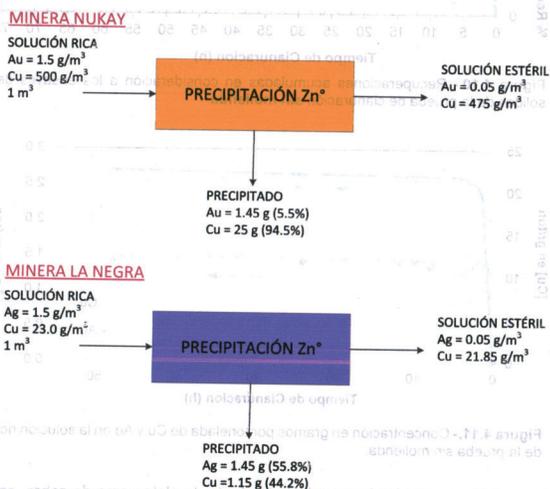


Figura 4.12.- Probable calidad de precipitado que se obtendría de las soluciones de cianuración, en el mejor escenario, minera La Negra.

Dados los resultados obtenidos; **baja recuperación de plata**, se decidió hacer una prueba remoliendo el material, los resultados de ésta prueba se compararon con los correspondientes sin moler el material. El tiempo de molienda se estableció tomando como base el análisis granulométrico valorado, ver Figura 3.2, en el que se aprecia que los mayores contenidos de plata y cobre se encuentran a tamaños mayores a las 208 micras. El resto de los contenidos de cobre y plata se observan mayormente distribuidos en las fracciones restantes, la disminución de tamaño de partícula sin duda liberará más partículas de plata, lo que seguramente aumentará la disolución de plata, y con toda certeza también la de la cobre.

Los resultados obtenidos en esta prueba son mostrados en las Figuras 4.13 y 4.14. Según se puede apreciar, ver Figura 4.13, las recuperaciones de ambos metales a los diferentes tiempos de prueba son muy diferentes y contrastan. Por un lado, y de acuerdo a lo esperado, las recuperaciones aumentan al disminuir el tamaño de partícula, no obstante este aumento solo se observa para el metal cobre, ya que las recuperaciones de plata permanecen similares a las de la prueba sin molienda. Una posible explicación a ello lo pudiera ser el hecho que los valores de plata se encuentren incluidos a tamaño fino en la sílice o bien en los sulfuros. La alta disolución mostrada por las especies de cobre sin duda es resultado de su menor tamaño de partícula (gran área superficial), así como a su alto grado de oxidación, ya que como es sabido tanto sus óxidos como sulfuros secundarios observan altas cinéticas de disolución en soluciones de cianuro.

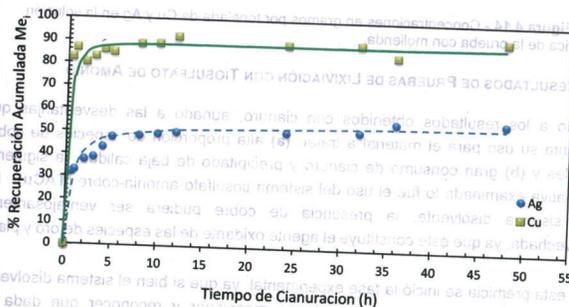


Figura 4.13.- Recuperaciones acumuladas basadas en los ensayos de los sólidos de prueba de cianuración, con molienda.

En cuanto a la gráfica 4.14, se observa, primeramente y en comparación con la prueba sin molienda, una mayor concentración de Ag (5.5 g/ton). No obstante esta mayor concentración de plata, la solución también presenta una mucho mayor concentración de cobre, es decir de 21.6 g Cu/ton de la pruebas sin molienda a 121.5 g Cu/ton en la prueba moliendo. Con estas concentraciones bajo las condiciones de precipitación establecidas anteriormente, el precipitado tendría una composición de 46.2% de plata y 53.8%, es decir aproximadamente diez (10.0) unidades porcentuales menos que en el caso previo sin molienda.

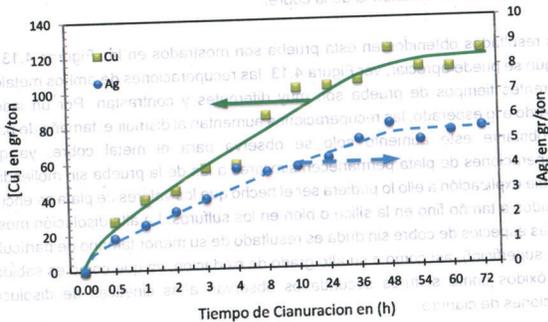


Figura 4.14.- Concentraciones en gramos por tonelada de Cu y Ag en la solución rica de la prueba con molienda.

4.3 RESULTADOS DE PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN CON TIOSULFATO DE AMONIO

Debido a los resultados obtenidos con cianuro, aunado a las desventajas que presenta su uso para el material a tratar: (a) alta proporción de especies de cobre solubles y (b) gran consumo de cianuro y precipitado de baja calidad, la siguiente alternativa examinada lo fue el uso del sistema tiosulfato-amoniaco-cobre (TACu). En este sistema disolvente, la presencia de cobre pudiera ser ventajosamente aprovechada, ya que éste constituye el agente oxidante de las especies de oro y plata.

Bajo esta premisa se inició la fase experimental, ya que si bien el sistema disolvente TACu presenta ciertas ventajas, justo es mencionar y reconocer que dada su inestabilidad, existen muchos variables y factores cuyo efecto en el sistema son desconocidas(os). Así, en las siguientes páginas se muestran las pruebas más

sobresalientes y particulares de esta etapa experimental. Como en las pruebas previas, los resultados son presentados en forma gráfica, los ejes YY's de éstas corresponden a recuperaciones o concentraciones de l metal precioso (Ag) y las abscisas o ejes XX's en ambos casos son tiempo de tratamiento en horas. En todos los casos las recuperaciones fueron determinadas a partir de los ensayos vía seca de sólidos mientras que las concentraciones en las soluciones se determinaron por vía absorción atómica.

Prueba 1

Al inició de estas pruebas se tuvo como gran limitante el desconocimiento de la tecnica de cuantificación de tiosulfato libre en solución, no obstante en el transcurso de la investigación se logró implementar la técnica para determinar el consumo de éste. Por lo anterior, y siendo uno de los parámetros primordiales la concentración de tiosulfato, las pruebas iniciales se realizaron usando diferentes dosificaciones tiosulfato de amonio. Debe recalarse que la **disponibilidad-consumo** de tiosulfato es un aspecto muy sensible para poder lograr una buena disolución así como mantener los valores en solución, la literatura registra que su ausencia, sea por descomposición o falta disponibilidad ocasiona la pérdida de los valores disueltos.

Otro factor que revistió fundamental importancia durante pruebas lo fue la concentración de plata en solución rica. La cinética de los procesos de cementación; en los que un metal menos noble es usando para desplazar a otro de una solución, son dependientes tanto del área cementante como de la concentración del metal a cementar. Las ecuación 4.1 y 4.2 corresponden a las reacciones de cementación de los complejos de plata y oro usando chatarra de cobre y zinc, respetivamente, por su parte la ecuación 4.2 es la ecuación que describe la cinética de cementación del metal cobre sobre chatarra de hierro, en la que se puede observar que la velocidad de cementación es directamente proporcional al área de cementación y a la concentración del metal a cementar en solución.



$$\frac{dC_{Me^{n+}}}{dt} = -KAC_{Me^{n+}}^n \quad (4.3)$$

Con estas ideas en mente, se inició el programa de pruebas para el tratamiento del material objeto de nuestro estudio en el sistema disolvente-complejante tiosulfato-

amonia-cobre. Las dosificaciones iniciales tanto de tiosulfato como del resto de reactivos de prueba se basaron en cantidades reportadas en la literatura, adicionando en cada caso los mililitros de solución del reactivo para proporcionar las concentraciones de prueba en términos de molaridad (moles/Litro). La fuerza de los reactivos fue restituida a intervalos regulares de tiempo por titulación-reposición, solo que contrario a la cianuración la titulación-restitución se realizó cada dos o tres horas.

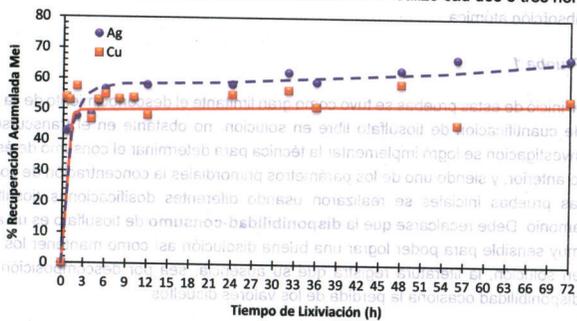


Figura 4.15.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la primera prueba de lixiviación con $(NH_4)_2S_2O_8$ condiciones: $(NH_4)_2S_2O_8 = 33.8$ mL y $pH=10-10.5$

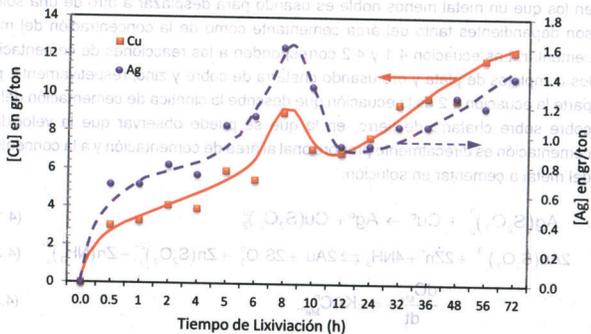


Figura 4.16.- Concentraciones de Ag y Cu en la solución rica de la primera prueba de lixiviación con $(NH_4)_2S_2O_8$

De los resultados de esta prueba, ver Figura 4.15, se aprecia que al cabo de las primeras horas (9 horas) la recuperación de plata es buena (67%) y superior a la obtenida por cianuración. Sobre la base de estos resultados, y teniendo que la concentración de la solución fue de sólo 1.4 g Ag/ton, la siguiente etapa se encaminó a elevar esta concentración para posteriormente proceder a su recuperación.

Prueba 2

La prueba 2 fue realizada para valorar los efectos de la adición de amonía, cobre y ion calcio. El primero de estos, **adición de amonía**, se menciona como estabilizador del medio, es decir se compleja con el ion cobre a fin de que el exceso de este último no oxide y descomponga el tiosulfato, la regeneración de Cu(II) es importante para sostener la acción catalítica, por lo que las concentraciones de tiosulfato y amonía deben ser mantenidas de manera que el cobre pueda pasar rápidamente del estado (II) al (I), además en el caso de plata la amonía parece ser mejor complejante que el tiosulfato (Alymore y Muir, 2001). Por su parte, el cobre es el oxidante de los metales preciosos, y aunque se supondría que el material lo suministraría durante el proceso de disolución, se introdujo a fin asegurar de que no sea limitante durante la disolución de plata. Por su parte, el sodio es un ion duro, y aunque su efecto no parece relevante, pudiera ser que tenga un efecto buffer, el que impida la oxidación-perdida del tiosulfato.

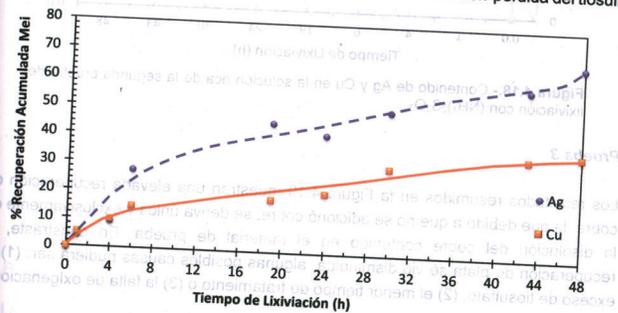


Figura 4.17.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la segunda prueba de lixiviación con $S_2O_8(NH_4)_2$ Condiciones de prueba: $S_2O_8(NH_4)_2$ 355.28 mL; $CuSO_4 = 15$ g; $NaCO_3 = 0.1$ g; $NH_4Cl = 10.4$ g y $pH=10.2$.

Los resultados de recuperación contra tiempo de la prueba 2 son mostrados en la Figura 4.17, por su parte la Figura 4.18 resume la variación de las concentraciones de los metales en solución rica contra tiempo. En esta primera se observa que, la recuperación de plata alcanzada al cabo de 48 horas de tratamiento fue de 65-67% y la de cobre de 30.0%, veinte (20.0) unidades porcentuales menor que la obtenida en Prueba 1. Esta disminución en la disolución de cobre muy probablemente es debida a la adición de sulfato de cobre (0.10 M Cu^{2+}). Por su parte en la Figura 4.18 se observa un sobresaliente aumento en la concentración de plata en solución, resultado ello de la menor dilución de prueba.

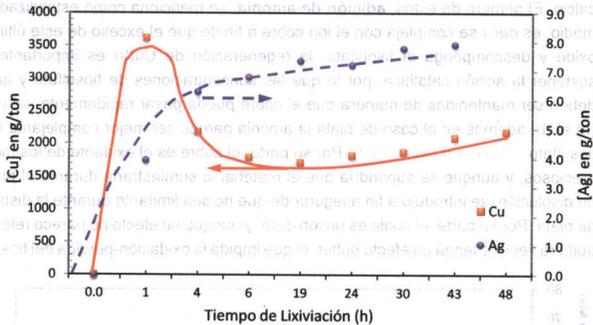


Figura 4.18.- Contenido de Ag y Cu en la solución rica de la segunda prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$.

Prueba 3

Los resultados resumidos en la Figura 4.19 muestran una elevada recuperación de cobre, la que debido a que no se adicionó cobre, se deriva única y exclusivamente de la disolución del cobre contenido en el material de prueba. En contraste, la recuperación de plata se vió disminuida, algunas posibles causas pudiera ser: (1) el exceso de tiosulfato, (2) el menor tiempo de tratamiento o (3) la falta de oxigenación.

En cuanto a los análisis de la solución rica, éstos muestran cierta discrepancia con respecto a los ensayos de sólidos. Al cabo de treinta y dos (32) horas de tratamiento, las concentraciones de cobre no superan los 70 g/ton mientras que las de plata superan los 6.0 g Ag/ton.

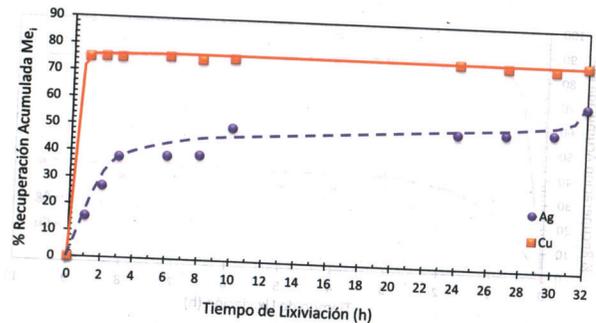


Figura 4.19.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la tercer prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$. Condiciones: $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8= 510 \text{ mL}$; $\text{NaCO}_3=0.15 \text{ g}$; $\text{NH}_4\text{Cl}= 10.4 \text{ g}$ y $\text{pH}=10.2$.

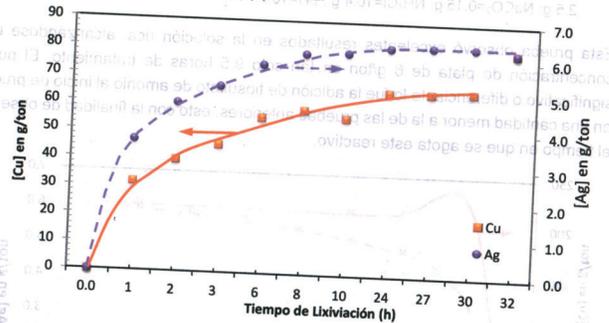


Figura 4.20.- Concentraciones de Ag y Cu en la solución rica de la tercer prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$.

Prueba 4

La Figura 4.21 muestra las recuperaciones basadas en sólidos, de éste se desprende que la recuperación de plata disminuyó y la de cobre aumento considerablemente, esto no es conveniente ya que se contempla recircular la solución.

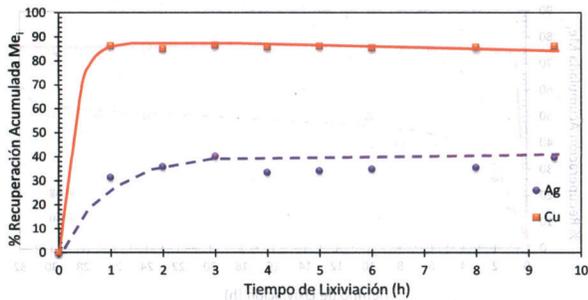


Figura 4.21.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la cuarta prueba de lixiviación con $(NH_4)_2S_2O_8$. Condiciones: $(NH_4)_2S_2O_8 = 150$ mL; $CuSO_4 = 2.5$ g; $Na_2CO_3 = 0.15$ g; $NH_4Cl = 10.4$ g; $pH = 10.2$.

Esta prueba observó excelentes resultados en la solución rica, alcanzándose una concentración de plata de 6 g/ton en tan sólo 9.5 horas de tratamiento. El punto significativo o diferenciante lo fue la adición de tiosulfato de amonio al inicio de prueba en una cantidad menor a la de las pruebas anteriores, esto con la finalidad de observar el tiempo en que se agota este reactivo.

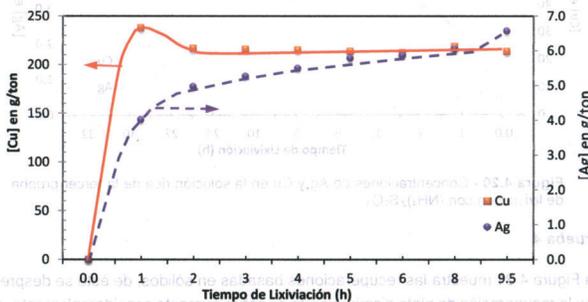


Figura 4.22.- Concentraciones de Ag y Cu en la solución rica de la cuarta prueba de lixiviación con $(NH_4)_2S_2O_8$.

Prueba 5

El sistema TACu es uno metaestable con muchas aristas, en consecuencia durante el curso de la realización de estas pruebas fue necesario ir afinando adecuadamente cada uno de los reactivos del sistema disolutor, previo minucioso y objetivo análisis de resultados. Así, con base a los resultados de las cuatro (4) pruebas anteriores se disminuyeron las adiciones de: tiosulfato de amonio; cloruro de amonio y cal. Además, para hacer de lixiviación con tiosulfato un proceso económicamente rentable económicamente, en las siguientes pruebas, se varió el pH del sistema con vista a probar lo mencionado por Zipperian y Raghavan "Los valores de pH cambian significativamente con el cambio en la concentración de tiosulfato o de amonía, determinando la estabilidad del sistema y por ende la pérdida o conservación de los valores de los metales preciosos en la solución." El trabajo de planta piloto realizado en México, según se menciona, no llevó a resultados satisfactorios por operar a pH en los que el tiosulfato se descompuso y los valores de metales preciosos; en la forma de complejos de metal-tiosulfato y/o metal-amonía fueron, reprecipitaron.

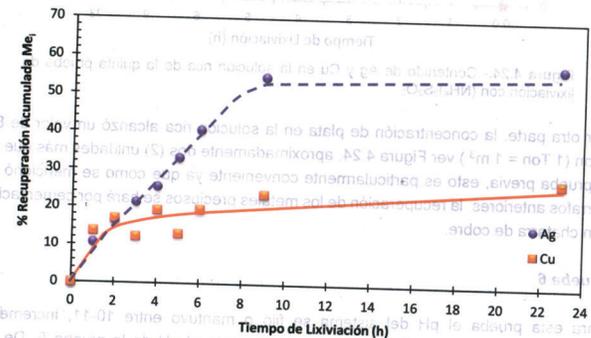


Figura 4.23.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la quinta prueba de lixiviación con $(NH_4)_2S_2O_8$. Condiciones: $(NH_4)_2S_2O_8 = 50$ mL; $CuSO_4 = 2.5$ g; $Na_2CO_3 = 0.15$ g; $NH_4Cl = 3$ g y $pH = 8-9$.

Los gráficos de las Figuras 4.23 y 4.24, resumen los resultados de recuperaciones y concentraciones de cobre y plata, respectivamente. La prueba se realizó a un pH entre 8 a 9, lográndose una recuperación de plata de 57%. La cinética de disolución se rápida, al cabo de las primeras 9 horas se alcanzó una recuperación (54%) cercana al

máximo observado. En las siguientes 14 horas la recuperación observa un incremento de tres unidades porcentuales. La recuperación de cobre se mantuvo en un 27 %, lo cual se considera adecuado para la etapa de recuperación, no obstante se observa que la recuperación continúa incrementando lentamente.

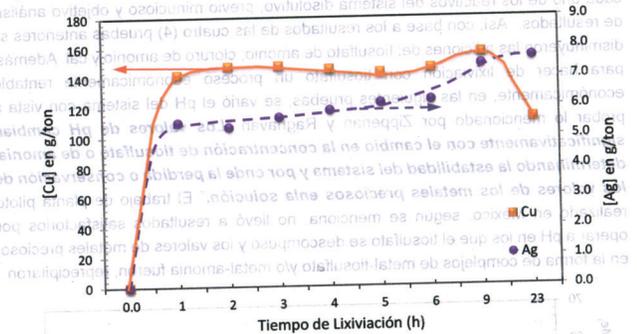


Figura 4.24.- Contenido de Ag y Cu en la solución rica de la quinta prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$.

Por otra parte, la concentración de plata en la solución rica alcanzó un valor de 8.0 g/ton (1 Ton = 1 m³) ver Figura 4.24, aproximadamente dos (2) unidades más que en la prueba previa, esto es particularmente conveniente ya que como se mencionó en párrafos anteriores, la recuperación de los metales preciosos se hará por cementación con chatarra de cobre.

Prueba 6

Para esta prueba el pH del sistema se fijó o mantuvo entre 10-11, incrementó correspondiente a una o dos unidades con respecto al pH de la prueba 5. De los resultados graficados en Figura 4.25, sobresale el hecho de que, al cabo de las primeras nueve horas de tratamiento, la recuperación de plata incrementó a 61%; siete (7) unidades porcentuales mayor que la recuperación registrada en la prueba 5 (~54%). La extensión del tiempo de tratamiento de 9 a 22 horas con un pH del sistema entre 8-9, no parece incrementar la recuperación de plata. En contraste, bajo condiciones similares de prueba pero con un pH entre 10-11, la recuperación de plata alcanza un valor de 70%.

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

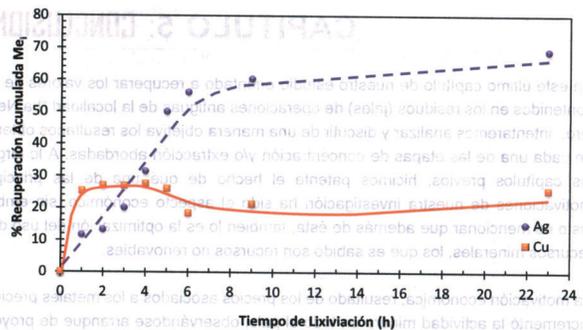


Figura 4.25.- Gráfico de recuperaciones acumuladas de Ag y Cu de la sexta prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$. Condiciones: $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8 = 50 \text{ mL}$; $\text{CuSO}_4 = 2.5 \text{ g}$; $\text{Na}_2\text{CO}_3 = 0.15 \text{ g}$; $\text{NH}_4\text{OH} = 10 \text{ mL}$; $\text{pH} = 10-11$.

La presencia de cobre en solución así como el cambio en el pH del sistema no parece afectar en gran extensión las recuperaciones de plata o cobre, al menos no en las primeras nueve horas. Igualmente, las concentraciones de plata y cobre se mantienen muy semejantes entre pruebas, véase Figura 4.26. Por lo anterior se puede decir que el cambio de pH no tiene un efecto o impacto significativo

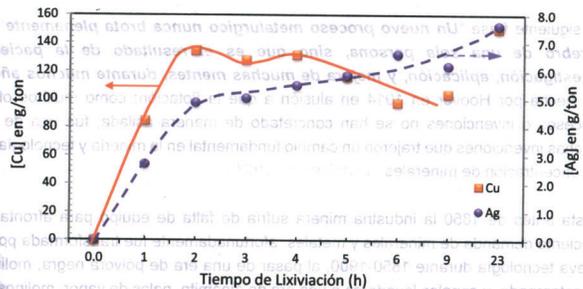


Figura 4.26.- Concentraciones de Ag y Cu en la solución rica de la sexta prueba de lixiviación con $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$.

TESISTA: Nadia S. Canseco Sánchez

CAPITULO 5: CONCLUSIONES

En este último capítulo de nuestro estudio orientado a recuperar los valores de plata contenidos en los residuos (jales) de operaciones antiguas de la localidad "La Negra", Qro., intentaremos analizar y discutir de una manera objetiva los resultados obtenidos en cada una de las etapas de concentración y/o extracción abordadas. A lo largo de los capítulos previos, hicimos patente el hecho de que una de las principales motivaciones de nuestra investigación ha sido el aspecto económico, sin embargo justo es mencionar que además de ésta, también lo es la optimización del uso de los recursos minerales, los que es sabido son recursos no renovables.

La motivación económica, resultado de los precios asociados a los metales preciosos, incrementó la actividad minera en todo el país, observándose arranque de proyectos mineros con **leyes bajas**, así como reapertura de instalaciones antiguas en las que por razones de eficiencia de los procesos de concentración y/o extracción, existen, en los materiales confinados (jales) valores remanentes de oro-plata de considerar. En el caso particular de la plata, su cotización tuvo un repunte en el 2011 hasta 50 USD/onza (2.5 veces la cotización del 2009). Pasada la crisis en los países europeos, las cotizaciones de la plata se movieron a la baja, retornando a sus valores de periodos estables; 2007-2009 (17-19 USD/onza), 22 USD/onza.

5.1.- PRUEBAS DE FLOTACIÓN

La siguiente frase **"Un nuevo proceso metalúrgico nunca brota plenamente del cerebro de una sola persona, sino que es el resultado de la paciente investigación, aplicación, y mejora de muchas mentes, durante muchos años"** fue hecha por Hoover en 1914 en alusión a que la flotación; como muchos otros procesos o invenciones no se han concretado de manera asilada, fue una de las muchas invenciones que trajeron un cambio fundamental en la minería y tecnología de la concentración de minerales (Lynch y col., 2007).

Hasta antes de 1850 la industria minera sufría de falta de equipo para afrontar la creciente demanda de minerales y metales, afortunadamente fue transformada por la nueva tecnología durante 1850-1900, al pasar de una era de pólvora negra, molinos de estampado, y canales lavadores a una era de dinamita, palas de vapor, molinos de bola y mesas concentradoras Wifley. A pesar de las mejoras, perisitieron los problemas y la incapacidad de beneficiar eficazmente las partículas finas por gravimetría, así que

no las fuentes de metales se restringían a menas de grano grueso. A partir de su introducción, 1900, el proceso de flotación permitió la recuperación de grandes cantidades de blenda (ZnS), la cual era difícil de recuperar por medios gravimétricos. Después de su incursión, el proceso de flotación fue motivo de extensa investigación tanto fundamental como aplicada, y así entre los años 1925-1960 se consolida como un proceso versátil y de amplio uso en todo el mundo. Para el periodo de 1960 a 2000, las capacidades y producción de las operaciones de concentración por flotación se incrementan sustancialmente, y asimismo los equipos de flotación se mejoran y crecen a capacidades inimaginables (500 m³). Finalmente a partir del 2000 y hasta nuestros días, el boyante crecimiento tecnológico en todas las ciencias se extiende a los procesos de concentración, desarrollándose mejores y más específicos reactivos para flotación, análisis químico en línea y la introducción de los sistemas expertos (Lynch y col. 2007).

El hacer alusión a la frase anterior obedece al hecho de que de alguna manera ésta está relacionada con nuestro estudio, los valores remanentes de metales preciosos en el material objeto de este estudio, son resultado de la aplicación del proceso de flotación a una mena polimetálica de Pb-Cu-Zn-Ag, el que si bien en su momento permitió el aprovechamiento de la mayoría de los metales base, no estuvo exento de limitaciones, sea esto por razones como: presencia y asociación a impurezas (As, óxidos de cobre), falta de liberación, refractariedad, o simplemente falta de un reactivo que permitiese su flotación.

Además de la complejidad implícita de cualquier proceso de flotación, actualmente y en el futuro se vislumbran varios factores que dificultarán aún más estos métodos de separación, entre ellos cabe mencionar:

1. Las menas tienden a localizarse a mayor profundidad y su mineralogía es enteramente diferente, p.e.: el oro se presenta como telururo (refractario).
2. El tenor o ley de las menas tratadas es menor, las separaciones se dificultan y los grados de concentrados tradicionales: Cu(28%), Pb(40 ó 60%) y Zn(50%) son difíciles de alcanzar.
3. La complejidad mineralógica se ha ido incrementado.

Aunado a lo anterior, los costos del beneficio de los minerales también van en aumento, el triángulo formado por los recursos minerales y los factores mostrados en la Figura 5.1, inciden y afectan de manera importante la relación costo-beneficio. Actualmente el **factor ambiental** es una de las mayores preocupaciones del sector

minero. La necesidad de minimizar los daños ambientales que conlleva la deposición y manejo de las grandes cantidades de desperdicios de los procesos de beneficio de minerales, demanda el uso de tecnologías limpias de alto costo.



Figura 5.1.- Interrelación entre los recursos minerales, energía y medio ambiente.

La Tabla 5.1, resume algunas de las cifras de materiales de desecho generados durante el beneficio de metales. La industria del oro actualmente está minando depósitos de 0.25 g/ton, producir una onza (31.1 g) de oro a partir de una mena de éstas, con eficiencias globales de 90%, requiere extraer y beneficiar 140 toneladas.

Tabla 5.1.- Jales producidos por industria minera en la concentración de menas de metales base (1985).

MENA DE:	DESPERDICIO MILLONES	
	TONS/AÑO	
Cobre	670	
Roca Fosfórica	412	
Fierro	311	
Plomo-Zinc	22	
Aluminio	8	
Otros	234	
TOTAL	1657	
Basura (Como dato comparativo)	1900	

Las menas de metales preciosos se clasifican en dos categorías generales: menas libres de molienda (free-milling) y menas refractarias. Las primeras de estas normalmente son tratadas mediante el proceso de cianuración. En el segundo caso, cuando las menas no responden a los procesos convencionales, se denominan refractarias y deben ser pretratadas. Las menas refractarias pueden ser a su vez reagrupadas en tres categorías (excluyendo la inclusión de cuarzo): menas de sulfuros, menas de telururos, y menas carbonaceas (Malhotra y Harris, 1999).

En el caso particular de nuestro material objeto de estudio, la única especie de plata identificada lo fue la sulfosal Benjaminita (Ag,Cu)₃(Bi,Pb)₇S₁₂, la cual se encuentra incluida en esfalerita. Como impurezas se tiene arsénico en un tenor alto, 1.14%, valor bastante alto y a cuidar durante el proceso de flotación. El cobre en la forma de calcopirita (0.12%) se encuentra en inclusiones de cuarzo (50%) y en calcita (50.0%). Con relación a la flotación de sulfosales de plata se desconocen particularidades, no obstante se infiere que éstas son flotables, el 85% de plata producida se obtiene como subproducto de la flotación de metales base, los cuales como sabemos son primeramente concentrados y enseguida fundidos.

La metodología de pruebas abordada en la etapa de flotación lo fue la de cinética, la cual tiene entre sus bondades permitir asociar a las características o condiciones de flotación los valores de parámetros cinéticos de la curva de recuperación acumulada contra tiempo, lo que permite una mejor identificación de los efectos de las variables. El sustento teórico en la determinación de la cinética de un sistema de flotación se puede resumir como sigue:

1. Para que pueda optimizarse económicamente un circuito de flotación industrial, debe medirse la velocidad de flotación.
2. La modificación de las variables de un sistema define patrones de comportamiento, tanto de velocidad de flotación como de la recuperación de los valores en el equilibrio.
3. Es necesario conocer dichos patrones para evitar hacer cambios en el sistema, los cuales pudieran ser auto-compensables, o bien, severamente modificados por otras variables.
4. Existe una correspondencia unívoca entre el aspecto cinético y las variables químicas (colectores, espumantes), esta correspondencia o dependencia puede influir negativamente cuando se agrega una sobredosis de reactivos.

Para cada uno de los reactivos probados, las recuperaciones acumuladas de los metales Ag, Cu, As, entre otros, contra tiempo fueron ajustadas al modelo de Klumpel, cuya ecuación es la siguiente:

$$r = R \cdot \left[1 - \left(\frac{1}{Kt} \right) [1 - \exp(-Kt)] \right]$$

en la que r es la fracción de recuperación acumulada del metal i, t es el tiempo de flotación y R y K son los parámetros cinéticos a ajustar. En general, el valor de "R" está asociado con la recuperación máxima y "K" con la velocidad de flotación en los primeros minutos de flotación (rapidez de flotación). Estos valores R Y K para cada una de las pruebas realizadas son resumidos en Tabla 5.2.

Tabla 5.2.- Reactivos probados en la flotación de plata de jales antiguos y sus correspondientes valores de R y K.

REACTIVO	Especie	Recuperación Máxima	VALORES DE R Y K
6494	Ag	18.54	R = 50.00 K = 0.10
	Cu	12.34	R = 34.00 K = 0.10
505	Ag	22.3	R = 35.00 K = 0.26
	Cu	32.79	R = 41.00 K = 0.53
525	Ag	25.03	R = 37.00 K = 0.29
	Cu	36.95	R = 45.00 K = 0.55
900	Ag	15.86	R = 17.00 K = 0.20
	Cu	24.05	R = 30.00 K = 0.30
3030	Ag	14.04	R = 23.00 K = 0.23
	Cu	8.33	R = 13.00 K = 0.27
6493	Ag	14.09	R = 21.00 K = 0.26
	Cu	9.98	R = 19.00 K = 0.20
343	Ag	30.13	R = 37.00 K = 0.50
	Cu	50.8	R = 56.00 K = 0.96

De todos los reactivos probados el Xantato-343 (Xantato Isopropílico de Sodio) fue el que mostró los mejores resultados, tanto la recuperación como la velocidad de flotación correspondieron a los valores más altos registrados. Los gráficos de esta prueba y los parámetros cinéticos obtenidos al ajustar sus datos tanto al modelo de Klumpel como al modelo de primer orden son mostrados en las Figuras 5.2 y 5.3, respectivamente.

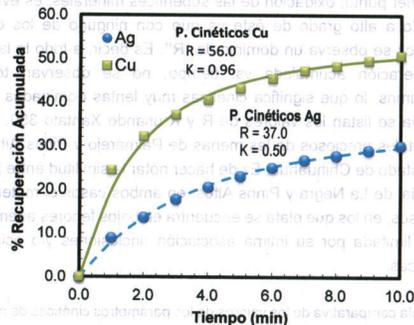


Figura 5.2.- Recuperaciones acumuladas de plata y cobre usando Xantato 343, y parámetros cinéticos al ajustar datos al modelo de Klumpel (Prieto, 2013).

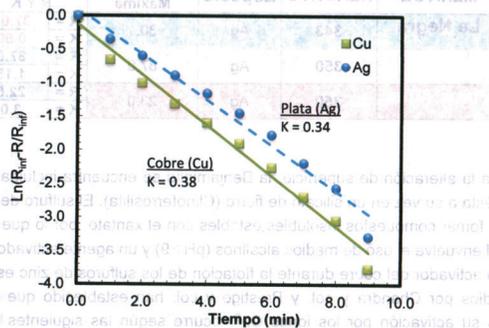


Figura 5.3.- Recuperaciones acumuladas de plata y cobre usando Xantato 343, y parámetros cinéticos al ajustar datos al modelo de primer orden (Prieto, 2013).

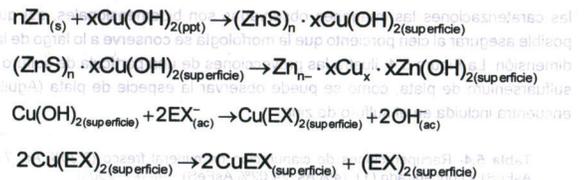
Los valores de los parámetros cinéticos indican lentas velocidades de flotación, asociadas éstas, a tres factores principales: (a) alto grado de oxidación de las superficies minerales, (b) inclusión de la especie plata (Benjaminita) en la blenda (ZnS) y (c) características químicas de los reactivos.

Con relación al primer punto, oxidación de las superficies minerales, es evidente que existe un moderado a alto grado de éste ya que con ninguno de los colectores-promotores probados se observa un dominio de "R". Es decir, a todo lo largo de los gráficos de recuperación acumulada vs. tiempo, no se observan tendencias asintóticas o platumns, lo que significa cinéticas muy lentas dominadas por "K". A manera comparativa se listan los valores de R y K usando Xantato 350, durante la flotación de los metales preciosos de las menas de Palmarejo y Pinos Altos, ambas localizadas en el estado de Chihuahua. Es de hacer notar la similitud entre los valores cinéticos del material de La Negra y Pinos Altos, en ambos casos el material tratado son colas de procesos, en los que plata se encuentra en bajos tenores además de que su liberación está limitada por su íntima asociación (inclusiones y/o oclusiones) a especies no-metálicas.

Tabla 5.3.- Tabla comparativa de los valores de los parámetros cinéticos de menas no oxidadas (Elorza, 2013; Prieto, 2013).

MENA DE	REACTIVO	Especie	Recuperación Máxima	VALORES DE R Y K
La Negra	343	Ag	30.1	R = 37.00 K = 0.50
Palmarejo	350	Ag	87.0	R = 87.0 K = 1.15
Pinos Altos	350	Ag	23.0	R = 22.5 K = 3.0

Aunado a la alteración de superficie, la Benjaminita se encuentra incluida en blenda (ZnS) y ésta a su vez en un silicato de hierro (Clinoferrosilita). El sulfuro de zinc (ZnS) no suele formar compuestos insolubles estables con el xantato, por lo que la práctica industrial envuelve el uso de medios alcalinos (pH ≥ 9) y un agente activador (CuSO₄). El efecto activador del cobre durante la flotación de los sulfuros de zinc es compleja, los estudios por Chandra y col. y Prestige y col. han establecido que en medios alcalinos su activación por los iones Cu²⁺ ocurre según las siguientes reacciones (Prestidge y col., 1997; Chandra y Gerson, 2009).



Pudiera entonces pensarse que el sulfato de cobre debiese utilizarse a efecto de promover la activación-flotación de los valores de plata. No obstante debido al hecho de que la blenda está a su vez incluida en un silicato de hierro, sólo se utilizaron reactivos de composición química muy específica y selectivos hacia silicatos de hierro y minerales oxidados, tales como: Aero 6494 y 6493 hidroxamatos promotores; Aero 900 colector metales preciosos (MaxGold); Aero 3030 colector catiónico para minerales no-metálicos y/o oxidados y X-343 colector selectivo para sulfuros polimetálicos. Pese a lo anterior y dado que los no-metálicos son de naturaleza hidrofílica, las recuperaciones de plata fueron bajas. Las pruebas en las que se utilizaron colectores más fuertes (Xantato 350), se tuvo sí, mejores recuperaciones de plata, pero las impurezas como arsénico también mostraron alta flotabilidad y por ende un alto contenido en el concentrado.

5.2.- PRUEBAS DE CIANURACIÓN

La cianuración de la plata contenida en el material de estudio resultó en una recuperación de 40 a 50%, es decir de los 28 g contenidos por cada tonelada de material sólo se recuperan catorce gramos. Comúnmente la cinética de cianuración de las especies de plata se caracteriza por ser lenta, lo cual no es la excepción para nuestro material. No obstante, dada la baja cantidad de plata presente y lixiviable sólo se requirieron 12 a 13 horas para conseguir o alcanzar la recuperación máxima observada. La presencia de arsenopirita, la cual es una de las especies más estables de arsénico, no suele inhibir la disolución de plata, no así la de oro, véase Tabla 5.4 (Suárez, 2006).

Es así, que nuestra baja recuperación de plata sin duda es resultado de la falta de liberación. El valor de 50% de recuperación indicaría que parte de las inclusiones son en realidad oclusiones, las cuales de alguna manera permiten el acceso y exposición de los valores de plata a la solución de cianuro. Lo anterior es razonable, dado que en

las caracterizaciones las imágenes observadas son bidimensionales, así que no es posible asegurar al cien por ciento que la morfología se conserve a lo largo de la tercera dimensión. La Figura 5.4, ilustra las proyecciones de una partícula de sulfuro de zinc-sulfuarseniuro de plata, como se puede observar la especie de plata (Aguilarita) se encuentra incluida en el sulfuro de zinc.

Tabla 5.4- Recuperaciones de cianuración de mineral fresco (3.30% As, 7.2% AsFeS) y concentrado (11.14% As, 24.02% AsFeS) (Suárez, 2006).

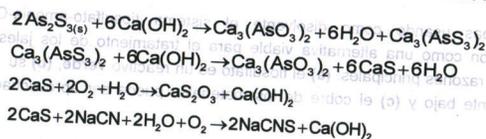
MATERIAL	Masa inicial (g)	Masa final (g)	Ley Cabeza (g/ton)		Ley Cola (g/ton)		% Recuperación	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
M. Fresco (24 h)	300	295	5.97	38	5.20	12.60	12.90	66.84
M. Fresco (48 h)	300	295	5.97	38	4.72	11.48	20.90	69.79
Concentrado (48 h)	300	294	21.92	124.3	20.36	48.84	7.10	60.70



Figura 5.4.- Proyecciones de una partícula de Aguarita (Ag₂(S,Se)) incluida en esfalerita (ZnS).

La presencia de arsénico en un tenor de 1.14% (2.5% como arsenopirita AsFeS) y a tamaño de partícula fino (100-53 micras), aunado a la naturaleza ácida del material demandan primeramente una elevada cantidad de cal para proteger el cianuro y en segundo término elevan el consumo de cianuro. El fino tamaño que presenta la

arsenopirita y la alta cantidad de cal requerida para neutralizar la naturaleza ácida del material, genera un ambiente alcalino que sin duda promueve la solubilidad de ésta. Bajo condiciones altamente alcalinas los minerales de arsénico son ávidos consumidores tanto de oxígeno como de cianuro. El grado de disolución de estos minerales disminuye en el orden: oropimente, rejalgar y arsenopirita, las siguientes reacciones entre el oropimente-Ca(OH)₂ ilustran la disolución de estos minerales.



Aún cuando no se realizaron pruebas para determinar la naturaleza de las especies de cobre en el mineral (Cu como óxidos, Cu como sulfuros secundarios-bornita y Cu como calcopirita), la caracterización identificó que el 0.12% de éste se encuentra enteramente como calcopirita. Así que el comportamiento de éste sugiere que solo una porción menor ha sido alterada u oxidada, la mayor porción de éste permanece en la forma de sulfuro:

Tabla 5.5.- Ley de cobre en material de estudio y concentraciones de cobre en las soluciones ricas de cianuración.

PBA. CIANURACIÓN	% Cu en Material	[Cu] en Solución rica (mg/L)
Sin Molienda	0.12	20.0
Con Molienda	0.12	120.0

lo anterior está en concordancia con la literatura, ya que según ésta, la calcopirita comúnmente muestra una baja solubilidad en soluciones cianuro, específicamente únicamente disuelve el 5.6% del cobre a 25 °C y 8.2% a 43 °C (Hedley y Tabachnick, 1968; Sceresini, 2005). A pesar de esta baja solubilidad, el cobre en las soluciones de cianuración llega a representar un serio problema, esto porque durante la precipitación de los metales preciosos con zinc sólo se coprecipita el 5 a 10% de éste, el resto, una vez restaurada la fuerza de la solución retorna a cianurar nuevo material, lo que va incrementando su concentración en solución hasta establecerse una concentración de equilibrio. Esta última es difícil de calcular, ya que operacionalmente la reposición de

soluciones por agua fresca en los sistemas industriales depende de la localización de las operaciones (temperatura ambiente de los lugares; evaporación) así como de las prácticas mismas.

5.3.- PRUEBAS TIOSULFATO-AMONIA-Cu (TACu)

Las pruebas usando como disolvente el sistema tiosulfato-amonia-Cu²⁺, se vislumbraron como una alternativa viable para el tratamiento de los jales por las siguientes razones principales: (a) el tiosulfato es un reactivo verde, (b) su costo es relativamente bajo y (c) el cobre de los materiales puede ser aprovechado como oxidante.

El sistema tiosulfato es usado con frecuencia por pequeños mineros del país, principalmente en distritos mineros como: Zacatecas, San Luis Potosí, Jalisco, entre otros. Su operación es enteramente artesanal, y en las que dado el bajo costo del complejante puede prescindirse de la perdida parcial o total del complejante. Las pruebas con nuestro material arrojaron resultados aceptables, tanto de recuperación de plata así como de la concentración de ésta en la solución rica, y aun bajo el esquema de perder el total del tiosulfato sería rentable el tratamiento por este medio, las condiciones y mejores resultados son resumidos a continuación:

Condiciones de Tratamiento:

(NH ₄) ₂ S ₂ O ₈ = 50 mL	1.0
CuSO ₄ = 2.5 g	0.15
Na ₂ CO ₃ = 0.15 g	0.15
NH ₄ Cl = 3.0 g	
pH = 8 a 9	

Recuperación/Concentración Ag:

Recuperación 57.0%
 Concentración 8.0 g/ton ó 8.0 g/m³

5.4.- TRABAJO A FUTURO

Analizando los resultados de las alternativas investigadas para el tratamiento de estos jales, resulta conveniente reconsiderar los siguientes puntos:

1. La flotación, dada la asociación tan íntima entre la Bejaninita-Blennda-Silicato de hierro, éste método de concentración no podrá producir recuperaciones similares a las de la cianuración o tiosulfato, no obstante es importante considerar profundizar en su optimización, ya que en combinación con la lixiviación con tiosulfato permitiría reducir el volumen de material a tratar significativamente, y por ende reduciría el costo de capital del proyecto.
2. Asimismo resulta digna de considerar la recuperación del metal extraído del sistema TACu, ya que siendo éste un sistema metaestable, su pérdida por oxidación representaría también la pérdida del metal de interés.
3. Realizar el análisis económico del proyecto teniendo en cuenta tanto el mejor como el escenario más adverso. En apariencia la cotización de la plata parece haberse estabilizado a los valores del 2009, no obstante habrá que considerar un análisis sensibilidad de la TIR variando la cotización del metal plata.
4. A efecto de corroborar resultados es conveniente contar con muestra del universo de material a tratar, esto necesariamente está asociado a una campaña de muestreo sistemático de la presa o presas, la Figura 5.5 ilustra los puntos de muestreo de una presa de jales de minerales de hierro, Coah.

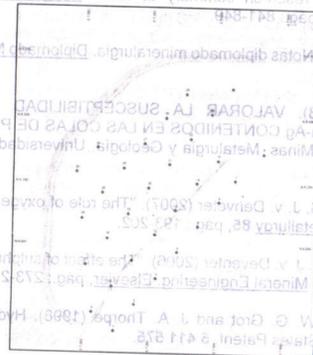


Figura 5.5.- Muestreo de una presa de jales de minerales de hierro a fin de su aprovechamiento por Ferrous-Wheel.

Bibliografía

Abbruzzese, C., P. Fornari, R. Massidda, et al. (1995). "Thiosulfate leaching for gold hydrometallurgy." Hydrometallurgy **39** (265).

Alymore, M. G. and D. M. Muir (2001). "Thiosulfate Leaching of Gold-A Review." Minerals Engineering **14**(2), pág.: 135-174.

Alymore, M. G. (2001). "Treatment of a Refractory Gold-Copper Sulfide Concentrate by Copper Ammoniacal Thiosulfate Leaching." Minerals Engineering **14**(6), pág.: 615-637.

Berezowsky, R. M. G. S. and V. B. Sefton (1979). Recovery of gold and silver from oxidation leach residues by ammoniacal thiosulfate leaching. 108th AIME Annual Meeting, New Orleans, SME.

Briones, R. and G. T. Lapidus (1998). "The leaching of silver sulfide with the thiosulfate-ammonia-cupric ion system." Hydrometallurgy **50**, pág.: 243-260.

Chandra, A. P. and A. R. Gerson (2009). "A review of the fundamental studies of the copper activation mechanisms for selective flotation of the sulfide minerals, sphalerite and pyrite." Advances in Colloid and Interface Science(145), pág.: 97-110.

Chen, J., T. Deng, G. Zhu, et al. (1996). "Leaching and recovery of gold in thiosulfate based system a research summary at ICM." Transactions of Indian Institute of Metallurgy **49**(6), pág.: 841-849.

Elorza, E. (2011). Notas diplomado mineralurgia. Diplomado Mineralurgia. Guanajuato, Gto., pág.: 1-8.

Elorza, E. (2013). VALORAR LA SUSCEPTIBILIDAD DE RECUPERAR LOS VALORES DE Au-Ag CONTENIDOS EN LAS COLAS DE PROCESO. Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología, Universidad de Guanajuato, pág.: 1-15.

Feng, D. and J. S. J. v. Denveter (2007). "The role of oxygen in thiosulphate leaching of gold." Hydrometallurgy **85**, pág.: 193-202.

Feng, D. and J. S. J. v. Deventer (2006). "The effect of sulphur species on thiosulphate leaching of gold." Mineral Engineering, Elsevier, pág.: 273-281.

Fleming, C. A., W. G. Grot and J. A. Thorpe (1998). Hydrometallurgical extraction process. United States Patent. **5 411 575**.

Flett, D. S., R. Derry and J. C. Wilson (1983). "Chemical study of thiosulfate leaching of silver sulfide." Transaction of the Institute of Mineral Metallurgy **92**(Sec. C Mineral Processing, Extractive Metallurgy), pág.: 216-223.

Grosse, A. C., G. W. Dicoski, M. J. Shaw, et al. (2003). "Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors (a review)." Hidrometallurgy **1**(21): pág.: 1-21.

Hedley, N. and H. Tabachnick (1968). Chemistry of Cyanidation. Mineral Dressing Notes. New Jersey, pág.: 1 - 54.

Ibarra, G., R. Pérez, F. Nava, et al. (2006). Termodinámica del sistema Cu-CN-NH₃-H₂O. XIII Encuentro sobre procesamiento de minerales Octubre 2006. San Luis Potosí, México., Universidad Autónoma de San Luis Potosí, pág.: 15-29.

Jiang, T., J. Chen and S. Xu (1993). "Electrochemistry and mechanism of leaching gold with ammoniacal thiosulfate." XVII International Mineral Processing Congress, Sydney, 23-28 May. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Parkville Vic., pág.: 1141-1146.

Jiexue, H. and G. Qian (1991). Randol International Substitute sulfate for sulfite during extraction of gold. Colorado, United States: pág.:126-132.

Kerley, B. J. (1983). Recovery of precious metals from difficult ores. United States. **4,369,061**.

Kerley, B. J. J. (1981). Recovery of precious metals from difficult ores. K. Industries. United States. **4 269 622**, pág.:4.

Li, K., J. D. Miller and R. Y. Wan (1996). 125 th SME Annual Meeting Phoenix. Important solution chemistry factors that influence the copper-catalyzed ammonium thiosulfate leaching of gold, Phoenix, Arizona.

Lynch, A. J., J. S. Watt, J. A. Finch, et al. (2007). History of Flotation Technology. Froth Flotation: A Century of Innovation. G. J. Maurice C. Fuerstenau, Roe-Hoan Yoon, SME, pág.: 65-87.

Malhotra, D. and L. Harris (1999). Review of Plant Practice of Flotation of Gold and Silver Ores. Advances in Flotation Technology. B. K. P. a. J. D. Miller. Littleton, Co., USA, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, pág.: 167-180.

Milosavljevic, E. B., L. R. Solujic and M. E. Kravetz (2004). Use of organo-sulfur reagents for recovery and recycle of silver, copper, zinc and cyanide from precious metals cyanidation effluents. SME Annual Meeting, Denver, Colorado, USA.

Molleman, E. and D. Dreisinger (2002). "The treatment of copper-gold ores by ammonium thiosulfate leaching." Hidrometallurgy **66**, pág.: 1-21.

Navarro, P., C. Vargas, A. Villarroel, et al. (2002). "On the use of ammoniacal/ammonium thiosulphate for gold extraction from a concentrate." Hidrometallurgy 65, pág.: 37-42.

Othmer, K. (1983). Encyclopedia of Chemical Technology, Wiley, New York. 22, pág.:974-988.

Panayotov, V., S. T. Stamenov, E. K. Todorova, et al. (1994). Sutulov Memorial Volume III Chemical Metallurgy. Electrochemical stimulation and improvement of the non-cyanidation leaching of precious metals from low-grade raw materials, flotation concentrates and wastes, Concepción-Chile.

Pearson, R. G. (1968). "Segunda parte, teorías subyacentes: Ácidos y bases duras y blandas." Chemical Education 45, pág.: 112-118.

Pedraza, A. M., I. Villegas, P. L. Freund, et al. (1988). "Electro-oxidation of thiosulphate ion on gold: study by means of cyclic voltammetry and Auger electron spectroscopy." J. Electroanalytical. Chemical. Interfacial Electrochemistry 250(2), pág.: 443-449.

Perez, A. E. and H. D. Galaviz (1987). Method for recovery of precious metals from difficult ores with copper-ammonium thiosulfate. U. States. United States. 4654078, pág.: 9.

Prestidge, C. A., W. M. Skinner, J. Ralston, et al. (1997). "Copper (II) activation and cyanide deactivation of zinc sulphide under mildly alkaline conditions." Applied Surface Science(108), pág.: 333-344.

Prieto, M. (2013). Cinética de Flotación de la Mena de Palmarejo y su Aplicación en la Industria. Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología. Guanajuato, Universidad de Guanajuato. Licenciatura, pág.: 1-140.

Rees, K. L. and J. S. Deventer (1999). "The role of metal-cyanide species in leaching gold from a copper concentrate." Minerals Engineering 12(8), pág.: 887-892.

Sceresini, B. (2005). Gold-copper ores. En Advances in Gold ore Processing. Developments in Mineral Processing. M. D. Adams. Elsevier. Holanda, pág.: 789-824.

Senanayake, G. (2012). "Gold leaching by copper(II) in ammoniacal thiosulphate solutions in the presence of additives, Part I: A review of the effect of hard-soft and Lewis acid-base properties and interactions of ions." Hidrometallurgy, pág.: 1-20.

Suárez, E. B. (2006). Recuperación del Au-Ag de unos jales con matriz pirítica y arsenopirita. Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología. Guanajuato, Gto., Universidad de Guanajuato. Licenciatura, pág.: 1-100.

Ter-Arakelyan, K. A., K. A. Bagdasaryan, A. G. Oganyan, et al. (1984). "On technological experience of sodium thiosulphate for gold extraction from raw material." Izv V.U.Z. Tsvetn Metallurgy, pág.: 72-76.

Umetsu, Y. and K. Tosawa (1972). "Dissolution of gold in ammoniacal sodium thiosulfate solution." Bulletin Research Institute of Mineral Dressing and Metallurgy 28, pág.: 15.

Wensveen, C. V. and M. J. Nicol (2005). Proceedings 44th Annual Conference of Metallurgists of CIM. The Kinetics of the copper-catalysed oxidation of thiosulfate in ammoniacal solutions, CIM Calgary, Alberta, Canada.

Zipperian, D., S. Raghavan and J. P. Wilson (1988). "Gold and silver extraction by ammoniacal thiosulfate from a rhyolite ore." Hidrometallurgy 19(3), pág.: 14.

APÉNDICE I

Determinación de Cianuro libre

Esta normativa técnica es aplicable para la determinación de cianuro para concentraciones mayores a 1 mg/L.

El ion cianuro es titulado con una solución estándar de nitrato de plata para formar el complejo soluble $Ag(CN)_2^-$, luego que todo el ion cianuro ha sido acomplexado, el exceso de ion plata es detectado por un indicador sensible a la plata, p-dimetilamino-benzalrhodanina.

REACTIVOS

Solución indicadora: Disolver 20 mg de p-dimetilaminobenzalrhodanina en 100 mL de acetona.

Solución estándar de nitrato de plata, 0.0192 M: Pesar 3.2647 g de nitrato de plata ($AgNO_3$) y diluir en matraz aforado a 1L con agua destilada. Almacenar en envase de vidrio color ámbar.

Hidróxido de sodio 0.04 M: disolver 1.6 g de NaOH en 1L de agua destilada.

MATERIALES

Bureta de 10 mL de capacidad.
Balanza analítica con una precisión de 0.1 mg.
Matraz Erlenmeyer de 250 mL.

PROCEDIMIENTO

- (a) Pipetear en un Erlenmeyer de 250 mL un volumen de muestra tal que se requieran entre 1 y 10 mL de la solución estándar de nitrato plata. Diluir a 100 mL usando solución de hidróxido de sodio 0.04 M. Agregar 0.5 mL de solución indicadora.

- (b) Titular con el estándar de nitrato de plata hasta que el color cambia de amarillo a salmón. Titular un blanco conteniendo la misma cantidad de hidróxido de sodio que la muestra.

CÁLCULO Y EXPRESIÓN DE RESULTADOS

$$mg\ CN/L = \frac{(A - B) \times N \times 52036}{V}$$

Donde:

- A = mL de estándar de nitrato de plata gastados en la titulación de la muestra
- B = mL de estándar de nitrato de plata gastados en la titulación del blanco
- N = normalidad de la solución estándar de nitrato de plata
- V = mL de muestra utilizados para la determinación

Balances de Metalúrgicos de Pruebas de Flotación

Tiempo Min	BALANCE METALÚRGICO																										
	CONTENIDOS					RECUPERACIONES ACUMULADAS																					
	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Pb	Zn	Cu	Fe																	
1	6.4	59	0.209	3.00	0.319	8.30	0.670	633.6	0.013	0.192	0.020	0.531	2.29	1.19	1.18	1.18	1.18	1.61	0.53	0.34	2.29	1.18	1.18	1.61	0.53	0.34	
2	6.2	58	0.223	2.97	0.305	8.44	0.707	607.6	0.014	0.194	0.020	0.531	2.19	1.23	1.13	1.49	0.52	0.34	4.48	2.41	3.22	3.10	1.96	0.66	0.66	0.66	0.66
3	6.1	57	0.238	2.94	0.290	8.58	0.722	601.6	0.015	0.196	0.021	0.545	2.09	1.27	1.03	1.46	0.51	0.34	6.94	3.86	5.09	4.74	1.60	1.00	1.00	1.00	1.00
4	4.5	40	0.228	3.01	0.324	8.63	0.671	441.0	0.009	0.135	0.015	0.388	1.59	0.88	0.88	1.15	0.39	0.24	6.94	3.77	5.34	4.74	1.60	1.00	1.00	1.00	1.00
5	5.7	55	0.232	2.88	0.275	8.66	0.734	530.1	0.012	0.169	0.016	0.494	1.61	1.08	1.08	1.21	0.49	0.33	10.44	4.38	5.96	5.96	1.99	1.99	1.99	1.99	1.99
6	6.4	62	0.198	2.78	0.215	8.61	0.723	515.2	0.011	0.162	0.016	0.464	1.66	1.10	1.10	1.27	0.52	0.32	12.30	4.61	6.38	6.38	2.13	2.49	1.59	1.59	1.59
7	6.4	62	0.198	2.78	0.215	8.61	0.723	515.2	0.011	0.162	0.016	0.464	1.66	1.10	1.10	1.27	0.52	0.32	14.22	4.38	6.06	6.06	2.13	2.49	1.59	1.59	1.59
8	5.0	79	0.190	2.64	0.215	8.57	0.749	524.8	0.013	0.178	0.016	0.532	1.86	1.12	1.12	1.37	0.52	0.32	16.08	4.38	6.42	6.42	2.13	2.49	1.59	1.59	1.59
9	5.2	75	0.195	2.69	0.209	8.86	0.765	390.0	0.011	0.144	0.011	0.464	1.42	0.93	0.87	0.85	0.46	0.31	17.54	4.38	6.81	6.81	2.13	2.49	1.59	1.59	1.59
10	5.0	84	0.228	2.73	0.269	8.56	0.740	420.0	0.011	0.148	0.010	0.461	1.41	0.96	0.78	0.66	0.31	0.29	19.44	4.38	7.17	7.17	2.13	2.49	1.59	1.59	1.59
Colas	941	24	0.107	1.55	0.118	10.09	1.313	2254.0	1.007	14.599	0.013	0.428	12.355	81.46	89.33	89.87	87.66	95.14	96.82	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Total	997.7	28	0.113	1.63	0.127	10.00	1.279	2774.7	1.127	16.220	0.127	0.428	12.355	81.46	89.33	89.87	87.66	95.14	96.82	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza Calculada																											
Cabeza Ensayada																											

Tiempo Min	BALANCE METALÚRGICO																											
	CONTENIDOS					RECUPERACIONES ACUMULADAS																						
	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Pb	Zn	Cu	Fe																		
1	6.7	140	0.290	5.87	1.708	13.100	1.210	988.0	0.016	0.338	0.114	0.872	3.61	1.76	2.45	9.99	0.91	1.15	3.61	1.76	2.45	9.99	0.91	1.15	3.61	1.76	2.45	
2	11.5	110	0.203	5.62	0.829	11.96	1.783	1485.0	0.036	0.338	0.114	0.872	3.22	2.09	3.00	4.34	1.07	1.07	12.56	7.00	10.17	19.75	26.09	3.66	4.14	4.14	4.14	
3	8.9	94	0.248	5.42	0.559	11.54	1.577	836.6	0.022	0.482	0.022	0.868	2.65	1.07	2.70	2.82	0.91	0.95	15.21	8.77	12.87	26.09	3.66	4.14	4.14	4.14	4.14	
4	6.8	89	0.219	5.23	0.390	10.46	1.452	688.9	0.018	0.434	0.022	0.868	2.44	1.10	1.10	1.21	0.76	0.76	17.45	10.00	15.00	29.07	5.32	5.82	5.82	5.82	5.82	
5	6.1	75	0.224	5.33	0.386	11.30	1.596	582.4	0.014	0.341	0.025	0.728	2.00	0.97	1.44	1.10	0.90	0.88	20.30	12.15	18.26	31.32	6.59	6.95	6.95	6.95	6.95	
6	6.1	75	0.224	5.33	0.386	11.30	1.596	582.4	0.014	0.341	0.025	0.728	2.00	0.97	1.44	1.10	0.90	0.88	22.29	12.85	19.46	32.10	7.06	7.35	7.35	7.35	7.35	
7	5.9	53	0.179	4.75	0.260	10.69	1.331	427.0	0.012	0.290	0.016	0.652	1.64	0.89	1.20	0.78	0.47	0.44	24.13	13.64	20.68	32.79	7.57	7.79	7.79	7.79	7.79	
8	4.6	56	0.179	4.19	0.167	9.38	1.047	312.7	0.011	0.235	0.010	0.565	1.20	0.89	1.20	0.78	0.47	0.44	26.03	14.16	21.29	33.42	7.96	8.18	8.18	8.18	8.18	
9	5.1	51	0.189	4.19	0.189	9.29	1.122	257.6	0.009	0.193	0.009	0.450	0.95	1.00	0.89	1.21	0.68	0.51	27.98	15.46	22.91	34.97	8.43	8.65	8.65	8.65	8.65	
10	5.1	51	0.189	4.19	0.189	9.29	1.122	257.6	0.009	0.193	0.009	0.450	0.95	1.00	0.89	1.21	0.68	0.51	29.93	16.16	24.67	37.13	8.91	9.13	9.13	9.13	9.13	
Colas	916.9	22	0.102	1.39	0.084	9.67	1.277	2050.1	1.081	13.740	0.084	0.488	11.71	77.70	85.16	93.33	67.21	92.43	92.21	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	
Total	962.4	26	0.110	1.64	0.117	9.76	1.238	2560.1	1.081	13.740	0.084	0.488	11.71	77.70	85.16	93.33	67.21	92.43	92.21	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza Calculada																												
Cabeza Ensayada																												

		BALANCE METALÚRGICO																				
		CONTENIDOS							RECUPERACIONES							RECUPERACIONES ACUMULADAS						
Min	peso	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As			
gr	gr/ton	%	%	%	%	%	%	gr/ton	%	%	%	%	%	gr/ton	%	%	%	%	%			
1	7.0	114	0.251	6.71	1.027	11.71	1.209	798.0	0.018	0.470	0.072	0.280	0.085	2.57	1.44	2.92	6.33	0.82	0.66			
2	9.9	142	0.326	9.32	1.184	12.06	1.388	1405.8	0.032	0.517	0.117	0.138	0.043	4.53	2.64	5.73	10.32	1.20	1.80			
3	12.4	132	0.297	9.47	1.522	11.88	1.631	1693.1	0.052	0.623	0.187	0.174	0.057	6.07	3.42	7.52	14.18	1.48	2.37			
4	8.2	118	0.267	7.55	1.464	11.19	1.642	1967.9	0.022	0.619	0.038	0.135	0.013	1.12	1.79	3.35	15.49	1.50	1.59			
5	5.5	107	0.221	5.81	1.439	11.41	1.64	695.5	0.014	0.378	0.029	0.107	0.030	2.24	1.17	2.35	17.73	0.83	1.84			
6	9.9	107	0.202	4.74	1.481	10.59	1.888	547.8	0.010	0.107	0.010	0.076	0.010	1.73	1.76	1.80	19.49	0.70	1.74			
7	8.9	77	0.183	3.50	1.235	6.97	1.366	523.6	0.010	0.102	0.010	0.063	0.010	1.69	1.02	1.48	21.18	0.73	1.84			
8	5.5	88	0.178	3.76	1.280	10.52	1.384	440.0	0.010	0.107	0.010	0.076	0.010	1.42	0.83	1.29	22.59	0.58	1.63			
9	5.5	88	0.163	3.58	1.114	11.08	1.557	424.0	0.010	0.107	0.010	0.076	0.010	1.37	0.84	1.27	23.96	0.55	1.63			
10	4.5	74	0.174	3.46	1.168	10.14	1.658	333.0	0.010	0.110	0.010	0.075	0.010	1.07	0.97	1.47	25.03	0.46	1.74			
Colas	895.2	26	0.112	1.32	0.80	10.20	1.308	23275.2	0.1047	1.11	0.11	0.71	0.11	63.44	33.73	63.44	100.00	100.00	100.00			
Total	967.9							1047.3	1.224	1.136	0.69	0.67	0.12	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00			
Cabeza Calculada		32	0.126	1.66	0.117	10.28	1.312															
Cabeza Ensayada		28	0.112	1.68	0.126	8.75	1.137															

		BALANCE METALÚRGICO																				
		CONTENIDOS							RECUPERACIONES							RECUPERACIONES ACUMULADAS						
Min	peso	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As			
gr	gr/ton	%	%	%	%	%	%	gr/ton	%	%	%	%	%	gr/ton	%	%	%	%	%			
1	7.0	114	0.251	6.71	1.027	11.71	1.209	798.0	0.018	0.470	0.072	0.280	0.085	2.57	1.44	2.92	6.33	0.82	0.66			
2	9.9	142	0.326	9.32	1.184	12.06	1.388	1405.8	0.032	0.517	0.117	0.138	0.043	4.53	2.64	5.73	10.32	1.20	1.80			
3	12.4	132	0.297	9.47	1.522	11.88	1.631	1693.1	0.052	0.623	0.187	0.174	0.057	6.07	3.42	7.52	14.18	1.48	2.37			
4	8.2	118	0.267	7.55	1.464	11.19	1.642	1967.9	0.022	0.619	0.038	0.135	0.013	1.12	1.79	3.35	15.49	1.50	1.59			
5	5.5	107	0.221	5.81	1.439	11.41	1.64	695.5	0.014	0.378	0.029	0.107	0.030	2.24	1.17	2.35	17.73	0.83	1.84			
6	9.9	107	0.202	4.74	1.481	10.59	1.888	547.8	0.010	0.107	0.010	0.076	0.010	1.73	1.76	1.80	19.49	0.70	1.74			
7	8.9	77	0.183	3.50	1.235	6.97	1.366	523.6	0.010	0.102	0.010	0.063	0.010	1.69	1.02	1.48	21.18	0.73	1.84			
8	5.5	88	0.178	3.76	1.280	10.52	1.384	440.0	0.010	0.107	0.010	0.076	0.010	1.42	0.83	1.29	22.59	0.58	1.63			
9	5.5	88	0.163	3.58	1.114	11.08	1.557	424.0	0.010	0.107	0.010	0.076	0.010	1.37	0.84	1.27	23.96	0.55	1.63			
10	4.5	74	0.174	3.46	1.168	10.14	1.658	333.0	0.010	0.110	0.010	0.075	0.010	1.07	0.97	1.47	25.03	0.46	1.74			
Colas	895.2	26	0.112	1.32	0.80	10.20	1.308	23275.2	0.1047	1.11	0.11	0.71	0.11	63.44	33.73	63.44	100.00	100.00	100.00			
Total	967.9							1047.3	1.224	1.136	0.69	0.67	0.12	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00			
Cabeza Calculada		32	0.126	1.66	0.117	10.28	1.312															
Cabeza Ensayada		28	0.112	1.68	0.126	8.75	1.137															

		BALANCE METALÚRGICO																				
		CONTENIDOS							RECUPERACIONES							RECUPERACIONES ACUMULADAS						
Min	peso	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As			
gr	gr/ton	%	%	%	%	%	%	gr/ton	%	%	%	%	%	gr/ton	%	%	%	%	%			
1	4.6	65	0.165	2.65	0.275	9.74	0.875	299.0	0.008	0.122	0.013	0.448	0.040	1.03	0.69	0.74	1.08	0.47	0.31			
2	5.8	67	0.150	2.73	0.280	9.66	0.842	388.6	0.009	0.158	0.016	0.560	0.049	1.33	0.79	0.96	1.39	0.58	0.37			
3	3.9	68	0.136	3.02	0.396	9.99	0.850	265.2	0.006	0.118	0.015	0.390	0.033	1.11	0.56	0.71	1.32	0.41	0.25			
4	4.7	80	0.187	3.21	0.392	9.27	0.858	376.0	0.009	0.151	0.018	0.436	0.040	1.29	0.80	0.91	1.58	0.45	0.31			
5	5.6	89	0.178	4.40	0.589	8.88	0.883	498.4	0.010	0.206	0.023	0.615	0.049	1.71	0.91	1.49	2.83	0.64	0.38			
6	6.4	85	0.175	4.11	0.609	10.42	0.843	544.0	0.011	0.263	0.039	0.667	0.054	1.87	1.02	1.59	3.34	0.70	0.41			
7	5.6	91	0.196	4.40	0.702	9.54	0.749	509.6	0.011	0.246	0.039	0.534	0.042	1.75	1.00	1.49	3.37	0.56	0.32			
8	6.4	101	0.192	5.21	0.699	10.69	0.784	646.4	0.012	0.333	0.045	0.680	0.050	2.22	1.12	2.02	3.83	0.71	0.38			
9	5.9	101	0.184	5.31	0.679	10.05	0.755	595.9	0.011	0.313	0.040	0.593	0.045	2.05	0.99	1.90	3.43	0.62	0.34			
10	5.6	89	0.184	4.40	0.62	9.74	0.761	498.4	0.010	0.246	0.023	0.615	0.044	1.71	0.94	1.49	3.83	0.56	0.34			
Colas	942.7	26	0.106	1.52	0.694	9.59	0.840	24510.2	0.1340	1.171	0.117	0.857	0.117	116.84	61.17	86.70	100.00	100.00	100.00			
Total	997.2							29131.7	1.096	1.53	0.117	0.857	0.117	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00			
Cabeza Calculada		29	0.110	1.66	0.117	9.61	1.312															
Cabeza Ensayada		28	0.112	1.68	0.126	8.75	1.137															

		BALANCE METALÚRGICO																				
		CONTENIDOS							RECUPERACIONES							RECUPERACIONES ACUMULADAS						
Min	peso	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As			
gr	gr/ton	%	%	%	%	%	%	gr/ton	%	%	%	%	%	gr/ton	%	%	%	%	%			
1	4.6	65	0.165	2.65	0.275	9.74	0.875	299.0	0.008	0.122	0.013	0.448	0.040	1.03	0.69	0.74	1.08	0.47	0.31			
2	5.8	67	0.150	2.73	0.280	9.66	0.842	388.6	0.009	0.158	0.016	0.560	0.049	1.33	0.79	0.96	1.39	0.58	0.37			
3	3.9	68	0.136	3.02	0.396	9.99	0.850	265.2	0.006	0.118	0.015	0.390	0.033	1.11	0.56	0.71	1.32	0.41	0.25			
4	4.7	80	0.187	3.21	0.392	9.27	0.858	376.0	0.009	0.151	0.018	0.436	0.040	1.29	0.80	0.91	1.58	0.45	0.31			
5	5.6	89	0.178	4.40	0.589	8.88	0.883	498.4	0.010	0.206	0.023	0.615	0.049	1.71	0.91	1.49	2.83	0.64	0.38			
6	6.4	85	0.175	4.11	0.609	10.42	0.843	544.0	0.011	0.263	0.039	0.667	0.054	1.87	1.02	1.59	3.34	0.70	0.41			
7	5.6	91	0.196	4.40	0.702	9.54	0.749	509.6	0.011	0.246	0.039	0.534	0.042	1.75	1.00	1.49	3.37	0.56	0.32			
8	6.4	101	0.192	5.21	0.699	10.69	0.784	646.4	0.012	0.333	0.045	0.680	0.050	2.22	1.12	2.02	3.83	0.71	0.38			
9	5.9	101	0.184	5.31	0.679	10.05	0.755	595.9	0.011	0.313	0.040	0.593	0.045	2.05	0.99	1.90	3.43	0.62	0.34			
10	5.6	89	0.184	4.40	0.62	9.74	0.761	498.4	0.010	0.246	0.023	0.615	0.044	1.71	0.94	1.49	3.83	0.56	0.34			
Colas	942.7	26	0.106	1.52	0.694																	

Tiempo (hr)	Masa de Cianuración (hr)	Masa %	Ensayes gr/ton	Contenidos Ag	Contenidos Cu	Contenidos Extráidos Cu	% Extracción Ag	% Extracción Cu	% Extracción Acumulada Ag	% Extracción Acumulada Cu
0.0	5000.0	100.0	26.0	0.146	26.0	0.146	0.00	0.00	0.00	0.00
0.5	4925.0	98.5	17.0	0.133	16.7	0.131	9.26	0.015	35.60	10.27
1	4850.0	97.0	17.0	0.105	16.5	0.102	0.26	0.029	36.58	30.24
2	4775.0	95.5	17.0	0.088	16.2	0.084	0.25	0.002	37.56	42.44
3	4700.0	94.0	17.0	0.087	16.0	0.082	0.25	0.002	38.54	43.99
4	4625.0	92.5	17.0	0.087	15.7	0.080	0.26	0.001	39.52	44.88
8	4550.0	91.0	17.0	0.086	15.5	0.078	0.25	0.002	40.50	46.40
10	4475.0	89.5	16.0	0.086	14.3	0.077	1.15	0.001	44.92	47.28
24	4400.0	88.0	15.0	0.086	13.0	0.073	0.23	0.003	49.23	48.16
36	4325.0	86.5	15.0	0.084	12.8	0.071	0.23	0.002	50.10	50.23
48	4250.0	85.0	15.0	0.083	12.5	0.068	0.23	0.003	50.96	51.68
54	4175.0	83.5	15.0	0.081	12.3	0.066	0.23	0.001	51.83	53.67
60	4100.0	82.0	15.0	0.081	12.3	0.066	0.23	0.001	52.69	54.51
72	4025.0	80.5	14.0	0.080	11.3	0.064	1.03	0.002	56.65	55.89

Tabla de prueba de Cianuración con molienda de 12 minutos

Ag (gr/ton)	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %
26	0.116	1.95	0.146	13.94	1.26

BALANCE METALÚRGICO

Tiempo Min	XANTATO 343	peso gr	CONTENIDOS					RECUPERACIONES					RECUPERACIONES ACUMULADAS						
			Ag gr/ton	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag gr/ton	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %	As %	Ag gr/ton	Pb %	Zn %	Cu %	Fe %
1	14.20	197	0.432	10.09	1.599	16.58	9.035	2797.4	0.061	1.433	0.227	2.354	1.283	8.92	5.05	7.98	24.48	2.65	10.12
2	9.30	157	0.294	8.45	0.771	14.17	5.693	1460.1	0.027	0.786	0.072	1.318	0.529	4.66	2.25	4.38	7.73	1.48	13.58
3	9.40	139	0.273	6.87	0.485	14.13	6.137	1306.6	0.026	0.696	0.046	1.328	0.577	4.17	2.11	3.60	4.92	1.49	15.96
4	7.00	129	0.257	6.52	0.447	14.15	5.633	903.0	0.018	0.456	0.031	0.991	0.394	2.88	1.48	2.54	3.37	1.11	20.63
5	7.70	99	0.201	5.22	0.327	13.31	5.787	762.3	0.015	0.402	0.025	1.025	0.446	2.43	1.27	2.24	2.71	1.15	23.06
6	6.20	99	0.211	5.37	0.342	13.35	5.370	613.8	0.013	0.333	0.021	0.828	0.333	1.96	1.08	1.85	2.22	0.93	25.02
7	6.80	81	0.183	4.57	0.254	13.14	4.992	550.8	0.012	0.311	0.017	0.715	0.257	1.66	1.02	1.02	1.02	0.80	26.78
8	4.00	81	0.196	4.60	0.237	12.70	4.149	324.0	0.008	0.184	0.009	0.508	0.166	1.03	0.95	1.02	1.02	0.84	28.11
9	5.00	75	0.207	4.39	0.230	14.29	5.144	375.0	0.010	0.220	0.012	0.715	0.257	1.12	0.84	1.18	1.18	0.84	29.01
10	5.40	65	0.189	4.13	0.202	13.87	5.128	351.0	0.010	0.223	0.011	0.749	0.277	1.24	0.84	1.24	1.24	0.80	30.13
Colas	912.6	24	0.111	1.42	0.050	8.57	0.885	21902.4	0.013	12.959	0.456	78.210	8.077	69.87	83.39	72.19	49.20	63.70	100.0
Total	987.6							31346.4	1.215	17.952	0.627	88.888	12.678	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Cabeza Calculada		32	0.123	1.82	0.094	9.00	1.284												
Cabeza Ensayada		28	0.112	1.89	0.126	8.75	1.137												



Tiempo Lixivación (hr)	Masa de Conc. (gr)	Masa %	Ensayes gr/ton		Contenidos		Contenidos Extraídos		% Extracción		% Extracción Acumulada
			Ag	Cu %	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu	
0.0	1500.0	100.0	26	0.146	26.0	0.146	0.00	0.000	0.00	0.00	0.00
0.5	1485.0	99.0	15	0.068	14.9	0.067	11.15	0.079	42.88	53.89	53.89
1	1470.0	98.0	15	0.070	14.7	0.069	0.15	-0.001	0.58	-0.88	43.46
2	1455.0	97.0	14	0.064	13.6	0.062	1.12	0.007	4.31	4.47	47.77
4	1440.0	96.0	14	0.081	13.4	0.078	1.12	0.007	4.31	4.47	47.77
5	1425.0	95.0	13	0.072	12.4	0.068	1.09	-0.016	0.54	-10.74	48.31
6	1410.0	94.0	12	0.070	11.3	0.066	1.07	0.003	4.12	6.41	52.50
8	1395.0	93.0	13	0.073	12.1	0.068	-0.81	-0.002	4.12	1.78	56.62
10	1380.0	92.0	13	0.073	12.1	0.068	-0.81	-0.002	4.12	1.78	56.62
12	1365.0	91.0	12	0.083	12.0	0.067	0.13	0.001	0.50	-1.43	53.50
24	1350.0	90.0	12	0.073	10.9	0.076	1.04	-0.008	4.00	-5.73	58.00
32	1335.0	89.0	11	0.071	9.8	0.063	1.01	0.010	0.46	6.73	58.46
36	1320.0	88.0	12	0.081	10.6	0.071	-0.77	0.003	3.88	1.72	62.35
48	1305.0	87.0	11	0.069	9.6	0.060	0.99	0.011	3.81	-7.71	63.19
56	1290.0	86.0	10	0.092	8.6	0.079	0.97	-0.019	3.73	-13.08	66.92
72	1275.0	85.0	10	0.079	8.5	0.067	0.10	0.012	0.38	8.20	67.31

Tabla de prueba de Cianuración sin molienda

Tiempo Cianuración (hr)	Masa de Conc. (gr)	Masa %	Ensayes gr/ton		Contenidos		Contenidos Extraídos		% Extracción		% Extracción Acumulada	
			Ag	Cu %	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu
0.0	5000.0	100.0	26	0.146	26.0	0.146	0.00	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00
0.5	4925.0	98.5	18	0.026	17.7	0.026	8.27	0.120	31.81	82.46	31.81	82.46
1	4850.0	97.0	18	0.020	17.5	0.019	0.27	0.900	1.04	4.25	32.85	86.71
2	4775.0	95.5	17	0.030	16.2	0.029	1.23	600.0	4.71	-6.34	37.56	80.38
3	4700.0	94.0	17	0.026	16.0	0.024	0.25	400.0	6.98	2.88	38.54	83.26
4	4625.0	92.5	16	0.022	14.8	0.020	1.18	400.0	4.54	2.80	43.08	96.06
5	4550.0	91.0	15	0.024	13.7	0.022	1.15	100.0	4.42	-1.02	47.50	85.04
8	4475.0	89.5	15	0.018	13.4	0.010	0.23	900.0	8.07	3.92	48.37	88.97
10	4400.0	88.0	15	0.018	13.2	0.010	0.23	0.000	8.07	0.18	49.23	89.15
12	4325.0	86.5	15	0.013	13.0	0.011	0.23	500.0	8.07	3.15	50.10	92.30
24	4250.0	85.0	15	0.018	12.8	0.015	0.23	400.0	8.07	-2.78	50.96	89.52
32	4175.0	83.5	15	0.017	12.5	0.014	0.23	100.0	8.07	0.76	51.83	90.66
36	4100.0	82.0	14	0.026	11.5	0.021	0.51	700.0	4.02	-4.88	55.85	85.40
48	4025.0	80.5	14	0.010	11.3	0.010	0.21	110.0	1.80	7.43	56.95	82.83

Datos de Prueba 1 con tiosulfato de amonio



Tiempo Lixiviación (hr)	Masa de Conc.(gr)	Masa %	Ensayes gr/ton		Contenidos		Contenidos Extraídos		% Extracción		% Extracción Acumulada
			Ag	Cu %	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu	
0.0	1500.0	100.0	26.0	0.446	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
1	1485.0	99.0	23.2	0.389	2.76	0.061	10.63	13.65	16.62	16.62	13.65
2	1470.0	98.0	21.7	0.378	1.56	0.015	5.99	3.29	16.62	16.62	16.94
3	1455.0	97.0	20.4	0.403	1.07	0.031	4.73	-4.59	21.36	21.36	19.28
4	1440.0	96.0	19.4	0.375	1.07	0.031	4.13	6.93	25.49	25.49	13.09
5	1425.0	95.0	17.4	0.408	1.97	-0.028	7.57	-6.19	33.06	33.06	19.49
6	1410.0	94.0	15.5	0.382	1.92	0.029	7.39	6.39	40.45	40.45	23.68
9	1395.0	93.0	11.8	0.366	3.67	0.019	14.12	4.19	54.57	54.57	27.60
23	1380.0	92.0	11.0	0.351	0.83	0.017	3.18	3.91	57.75	57.75	27.60

Datos de Prueba 5 con tiosulfato de amonio

Tiempo Lixiviación (hr)	Masa de Conc.(gr)	Masa %	Ensayes gr/ton		Contenidos		Contenidos Extraídos		% Extracción		% Extracción Acumulada
			Ag	Cu %	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu	
0.0	1500.0	100.0	26.0	0.446	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
1	1485.0	99.0	17.8	0.062	8.18	0.385	31.46	86.24	31.46	86.24	86.24
2	1470.0	98.0	16.7	0.068	1.16	-0.005	4.46	-1.18	35.92	35.92	85.06
3	1455.0	97.0	15.5	0.062	1.14	0.007	4.38	1.46	40.31	40.31	86.52
4	1440.0	96.0	17.3	0.066	-1.76	-0.003	-6.77	-0.72	33.54	33.54	85.79
5	1425.0	95.0	17.1	0.065	0.18	0.002	0.69	0.36	34.23	34.23	86.15
6	1410.0	94.0	16.9	0.069	0.18	-0.003	0.69	-0.70	34.92	34.92	85.46
8	1395.0	93.0	16.7	0.069	0.18	0.001	0.69	0.15	35.62	35.62	85.61
9.5	1380.0	92.0	15.6	0.067	1.10	0.003	4.23	0.57	39.85	39.85	86.18

Datos de Prueba 2 con tiosulfato de amonio

Tiempo Lixiviación (hr)	Masa de Conc.(gr)	Masa %	Ensayes gr/ton		Contenidos		Contenidos Extraídos		% Extracción		% Extracción Acumulada	
			Ag	Cu %	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu
0.0	1500.0	100.0	26.0	0.146	0.00	0.146	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
1	1485.0	99.0	25.0	0.140	0.136	0.136	1.01	0.007	3.96	5.11	3.96	5.11
4	1470.0	98.0	24.0	0.134	0.132	0.132	1.38	0.007	5.29	4.77	6.25	8.88
9	1455.0	97.0	16.0	0.129	0.125	0.125	4.69	0.007	18.04	4.70	27.29	14.57
16	1440.0	96.0	15.0	0.124	0.119	0.119	4.60	0.005	17.68	3.88	44.97	18.26
24	1425.0	95.0	15.0	0.121	0.115	0.115	-0.94	0.004	-3.62	2.70	41.35	20.96
30	1410.0	94.0	14.0	0.108	0.101	0.101	2.32	0.014	1.68	6.52	29.05	30.48
43	1395.0	93.0	11.0	0.102	0.095	0.095	2.27	0.000	8.73	4.36	69.85	34.84
84	1380.0	92.0	6.0	0.101	0.090	0.090	2.22	0.000	55.88	1.09	67.55	36.44

Datos de Prueba 3 con tiosulfato de amonio

Tiempo Lixiviación (hr)	Masa de Conc.(gr)	Masa %	Ensayes gr/ton		Contenidos		Contenidos Extraídos		% Extracción		% Extracción Acumulada	
			Ag	Cu %	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu
0.0	1500.0	100.0	38.0	0.446	38.0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
1	1485.0	99.0	32.4	0.113	32.1	0.112	5.88	0.334	15.48	74.92	15.48	74.92
2	1470.0	98.0	28.4	0.113	27.8	0.111	4.30	0.001	11.31	0.25	26.79	75.17
3	1455.0	97.0	24.3	0.115	23.6	0.112	4.22	0.000	11.10	-0.18	37.88	74.99
9	1440.0	96.0	24.3	0.113	23.4	0.112	0.24	0.003	0.64	0.69	38.53	75.68
8	1425.0	95.0	24.3	0.118	23.1	0.112	0.24	0.004	0.64	-0.81	39.17	74.87
10	1410.0	94.0	20.3	0.116	19.1	0.109	4.06	0.003	10.67	0.69	49.84	75.55
24	1395.0	93.0	20.3	0.113	18.9	0.105	0.20	0.004	0.53	-0.80	50.38	76.44
27	1380.0	92.0	20.3	0.118	18.7	0.109	0.20	0.000	0.53	-0.78	50.91	75.66
30	1365.0	91.0	20.3	0.122	18.5	0.111	0.20	0.002	0.53	-0.55	51.44	75.11
32	1350.0	90.0	16.2	0.115	14.9	0.104	5.83	8.000	10.14	1.69	61.88	76.79



Datos de Prueba 6 con tiosulfato de amonio

Tiempo Lixiviación (hr)	Masa de Conc.(gr)	Masa %	Ensayes gr/ton		Contenidos		Contenidos Extraídos		% Extracción		% Extracción Acumulada	
			Ag	Cu %	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu	Ag	Cu
0.0	1500.0	100.0	26	0.446	26.0	0	0.00	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00
1	1485.0	99.0	23.2	0.336	23.0	0.333	3.03	0.113	11.66	25.42	11.66	25.42
2	1470.0	98.0	23.0	0.332	22.5	0.325	0.42	0.007	1.63	1.63	13.29	27.05
3	1455.0	97.0	21.4	0.336	20.8	0.326	1.75	-0.001	6.74	-0.13	20.03	26.92
4	1440.0	96.0	18.6	0.336	17.8	0.323	2.97	0.003	11.41	0.75	31.44	27.68
5	1425.0	95.0	13.7	0.347	13.0	0.330	4.83	-0.007	18.59	-1.59	50.03	26.09
6	1410.0	94.0	12.1	0.387	11.4	0.364	1.60	-0.034	6.15	-7.65	56.18	18.43
9	1395.0	93.0	11.1	0.377	10.3	0.351	1.08	0.013	4.15	2.95	60.33	21.39
23	1380.0	92.0	8.7	0.360	8.0	0.331	2.27	0.019	8.74	4.35	69.07	25.74

Table with mirrored content, likely bleed-through from the reverse side of the page. The data is identical to the table above but oriented upside down.