



"El saber de mis hijos
hará mi grandeza"

UNIVERSIDAD DE SONORA

DIVISIÓN DE INGENIERÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y METALURGIA.

**LIXIVIACIÓN DE ORO Y PLATA DE UN
CONCENTRADO DE MINA BACIS A
CONDICIONES NORMALES Y EN REACTOR A
PRESIÓN**

TESIS

Que para obtener el título de

INGENIERO QUÍMICO

Presenta:

Jetzemaní Jara Mendivil

Hermosillo, Sonora

Noviembre de 2011

Universidad de Sonora

Repositorio Institucional UNISON



**"El saber de mis hijos
hará mi grandeza"**



Excepto si se señala otra cosa, la licencia del ítem se describe como openAccess

DEDICATORIA

A Dios por estar al compás de mis pasos. Especialmente a Mi Padre David Jara Mexía y a Mi Madre Gloria Ofelia Mendivil Félix por apoyarme absolutamente desde el inicio de mi existencia, por su paciencia, consejos constantes que jamás olvidaré.

A mis hermanos: Gracias David , Gracias Josué que con sus bromas y risas alegraban mi llegada a nuestra casa, junto con mi Fesse Precioso.

A mis abuelitos Antonio Jara Díaz †, Emilia Mejía Lara. Eugenio Mendivil Baimea † y Francisca Félix. Por el esfuerzo, sabiduría como pilares de mi querida familia.

A mi tía Pita Mendivil † por su cariño tan grande y los momentos que me alegró.

A mi Profesor Leobardo Valenzuela, gracias por la confianza y apoyo que me brindo.

A Otoniel Mon Petit Ami gracias por tu apoyo, amor, tu tiempo y los cafés concedidos, fuiste y eres parte esencial de mi vida.

AGRADECIMIENTOS

Gracias a Dios por este peldaño más escalado, por la familia que tengo, por mis padres, las oraciones de mi abuelita Emilia Mejía y tías; que sin ellos todo sería distinto.

A mis amigos que me acompañaron a lo largo de esta carrera, muchas gracias por los momentos de felicidad, apoyo, estrés y alegrías que compartimos Mayra, Viridiana por ser confidentes y tantos motivos de alegría que me dieron, Pilar, Catalán, Guillo, Manuel, Cornejo, María, Chomina, Christian por hacer mis días simplemente distintos.

A Marcel por estar siempre dispuesto cuando lo necesitaba en la tesis. Por tu Compañía en el laboratorio Mayra, por tu apoyo en lo que necesité en todo momento, las pláticas, comidas compartidas, ¡Gracias!!.....y esta noche hay fiesta!!!!

Es inevitable agradecer a mis profesores a quienes les guardo cariño y respeto: Profesor Juan Jiménez gracias por las experiencias, viajes, anécdotas compartidas.

A mi Director de Tesis, Jesús Leobardo Valenzuela Gracias por ser parte fundamental en mi clausura de Licenciatura de esta linda Universidad, por su tiempo, consejos, por su apoyo en todos los sentidos ¡¡Muchas Gracias!!

Profesores: Alejandro Valenzuela, Agustín Gómez, Guillermo Munive, Martín Encinas y Jesus Humberto Coronado muchas gracias por las recomendaciones, tiempo de enseñanza y su grande paciencia, la disposición, material y equipo prestado, pero sobre todo por su tiempo. Y por supuesto que a Chalupe y Chuyito por su apoyo en los análisis, y por su conocimiento impartido.

Al Doctor. José Parga y al Instituto Tecnológico de Saltillo por las investigaciones y su apoyo en este proyecto.

RESUMEN

Desde inicios de la humanidad se hace uso de la metalurgia, y ésta se ha extendido llevando consigo investigación sobre todo en los últimos años, debido a que con el transcurso del tiempo y el estudio han surgido nuevas necesidades tal es el caso de un mineral refractario, es decir, que no se puede lixiviar con métodos convencionales. El presente trabajo ahonda en la lixiviación parte fundamental de esta rama de estudio; buscando con esto, avances en el estudio y analizando una vía alterna en minas donde la ley sea alta en metales preciosos y difícilmente de lixiviar a presiones normales; tal es el caso de Mina de Bacis de Otaez en el Estado de Durango.

Es necesario analizar la muestra, su ubicación para seleccionar el método más recomendable por esto una vez teniendo un mineral refractario aun así es importante analizar características peculiares tales como tamaño, distribución de metal valioso en el mineral según su tamaño con estudios físicos. Para su posterior extracción; considerando así los parámetros aplicados como temperatura, presión, velocidades de agitación en un reactor convencional o a presión.

El estudio se complementa con pruebas a distintas presiones y temperaturas, analizando sus resultados, balances de sólidos. Observando en que repercute estos parámetros para tomar una vía óptima según la necesidad del proceso. Y complementando a su vez estudios ya realizados pero ahora con la innovación de oxidación y lixiviación en una sola etapa garantizando que es una vía altamente recomendable no solo en porcentajes de extracción sino también por el lado económico.

ÍNDICE DE CONTENIDO

	Página
I. INTRODUCCION Y OBJETIVOS.....	1
II.ANTECEDENTES.....	4
2.1 Fundamentos de Hidrometalurgia	4
2.1.1 Sistemas de Lixiviación.....	4
2.1.2 Purificación Acuosa.....	9
2.1.3 Recuperación.....	11
2.2 Lixiviación de Metales Preciosos	11
2.2.1 Lixiviación Convencional.....	12
2.2.3 Lixiviación a Presión.....	17
2.2.3.1 Toxicidad del Cianuro y sus Compuestos.....	18
2.3 Producción Minerometalurgica	18
2.3.1 Aplicaciones de Oro y Plata.....	21
2.3.1.1 Oro	21
2.3.1.2 Plata	21
2.4 Pretratamiento Oxidativo de Minerales Refractarios.....	22
III. Metodología Experimental	25
3.1 Materiales y equipo.....	25
3.2 Metodología.....	25
3.3 Muestreo de Tamaño.....	26
3.4 Pruebas Experimentales de Lixiviación a Condiciones Normales	29

de Presión Atmosférica.....	
3.5 Pruebas Experimentales de Lixiviación en el Reactor a Presión...	29
3.6 Balance en Sólidos	30
IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	54
4.1 Caracterización.....	54
4.1.1 Estudios de rayos-X de la Muestra.....	55
4.1.2 Análisis en el Microscopio Electrónico de Barrido	55
4.2 Resultados en las Pruebas de Lixiviación.....	56
V. CONCLUSIONES	66
BIBLIOGRAFIA.....	68
APÉNDICE.....	70

INDICE DE FIGURAS

	Página
Figura 1. Diagrama de Flujo de Lixiviación en Terreros.....	4
Figura 2. Mina La Choya.....	6
Figura 3. Lixiviación Agitada: Mecánica y Neumática.....	7
Figura 4. Producción Minerometalúrgica Durante el Periodo Enero-Marzo del año 2011.....	20
Figura 5. Reactor de Vidrio Convencional.....	27
Figura 6. (A) reactor a presión autoclave con su enfriador, (B) manómetro, mangueras de presión y termopar en el reactor a presión (C) limpieza minuciosa del reactor evitando deterioro en el equipo.....	28
Figura 7. Diagrama de Procedimiento en la Experimentación.....	29
Figura 8. Comparación en Cabeza de Au Calculada y Analizada en Pruebas Convencionales y a Presión.....	52
Figura 9. Comparación en Cabeza de Ag Calculada y Analizada en Pruebas Convencionales y a Presión.....	52
Figura 10. Comparación en Cabeza de Au Calculada y Analizada en Prueba 3 a Presión.....	53
Figura 11. Comparación en Cabeza de Ag Calculada y Analizada en Prueba 3 a Presión.....	53

Figura 12.	Difractograma de Rayos X del Concentrado de Mina Bacis.....	55
Figura 13.	Partícula de Argentopirita.....	56
Figura 14.	Porcentaje de Extracción de Au Vs Tiempo.....	62
Figura 15.	Porcentaje de Extracción de Ag Vs Tiempo	62
Figura 16.	Porcentaje de Extracción de Au y Ag Vs Tiempo en la prueba 1.....	63
Figura 17.	Porcentaje de Extracción de Au y Ag Vs Tiempo en la Prueba 2.....	64
Figura 18.	Porcentaje de Extracción de Au y Ag Vs Tiempo en la prueba 3.....	64
Figura 19.	Porcentaje de Extracción de Au y Ag Vs Tiempo en la prueba 4.....	65

INDICE DE TABLAS

		Página
Tabla I	Características de Minerales de Bacis.....	12
Tabla II	Producción Minerometalurgica Durante Marzo de 2011.....	20
Tabla III	Variables del Proceso Empleado.....	25
Tabla IV	Parámetros en las Pruebas de Lixiviación.....	26
Tabla V	Análisis de Mallas Tyler.....	26
Tabla VI	Datos de la Prueba Convencional 1.....	30
Tabla VII	Balance en Solido de Oro en Prueba Convencional 1.....	30
Tabla VIII	Balance en Solido de Oro en Prueba Convencional 1. Agregando Valores de Solución Rica y Cola.....	31
Tabla IX	Balance en Solido de Plata en Prueba Convencional 1.....	31
Tabla X	Balance en Solido de Plata en Prueba Convencional 1. Agregando Valores de Solución Rica y Cola.....	32
Tabla XI	Datos de la Prueba Convencional 2.....	32
Tabla XII	Balance en Solido de Oro en Prueba Convencional 2.....	33
Tabla XIII	Balance de Plata en Prueba Convencional 2.....	33
Tabla IXV	Datos de la Prueba Convencional 3.....	33
Tabla XV	Balance en Sólidos de Au en Prueba Convencional 3.....	34
Tabla XVI	Balance de Plata en Prueba Convencional 3.....	34
Tabla XVII	Datos de la Prueba Convencional 4.....	35
Tabla XVIII	Balance en Sólidos de Au en Prueba Convencional 4.....	35

Tabla IXX	Balance de Plata en Prueba Convencional 4.....	35
Tabla XX	Datos de la Prueba Convencional 5.....	36
Tabla XXI	Balance en Sólidos de Au en Prueba Convencional 5.....	36
Tabla XXII	Balance de Plata en Prueba Convencional 5.....	36
Tabla XXIII	Datos de la Prueba Convencional 6.....	37
Tabla XXIV	Balance en Sólidos de Au en Prueba Convencional 6.....	37
Tabla XXV	Balance de Plata en Prueba Convencional 6.....	37
Tabla XXVI	Datos de la Prueba Convencional 7.....	38
Tabla XXVII	Balance en Sólidos de Au en Prueba Convencional 7.....	38
Tabla XXVIII	Balance de Plata en Prueba Convencional 7.....	38
Tabla IXXX	Datos de la Prueba Convencional 8.....	39
Tabla XXX	Balance en Sólidos de Au en Prueba Convencional 8.....	39
Tabla XXXI	Balance de Plata en Prueba Convencional 8.....	39
Tabla XXXII	Datos de la Prueba 1 a Presión.....	40
Tabla XXXIII	Balance en Sólidos de Au en Prueba 1 a Presión.....	40
Tabla XXXIV	Balance en Solido de Au en Prueba 1 a Presión. Agregando Valores de Solución Rica y Cola.....	40
Tabla XXXV	Balance en Solido de Plata en Prueba 1 a Presión.....	41
Tabla XXXVI	Balance en Solido de Plata en Prueba 1 a Presión. Agregando Valores de Solución Rica y Cola.....	41
Tabla XXXVII	Datos de la Prueba 2 a Presión.....	42
Tabla XXXVIII	Balance en Sólidos de Au en Prueba 2 a Presión.....	42

Tabla IXL	Balance de Plata en Prueba 2 a Presión.....	42
Tabla XL	Datos de la Prueba 3 a Presión.....	43
Tabla XLI	Balance en Sólidos de Au en Prueba3 a Presión.....	43
Tabla XLII	Balance de Plata en Prueba 3 a Presión.....	43
Tabla XLIII	Datos de la Prueba 4 a Presión.....	44
Tabla XLIV	Balance en Sólidos de Au en Prueba 4 a Presión.....	44
Tabla XLV.	Balance de Plata en Prueba 4 a Presión.....	44
Tabla XLVI.	Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 10 Minutos(M1).....	45
Tabla XLVII.	Balance en Sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M1)....	45
Tabla XLVIII.	Balance en Sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M1). Agregando Valores de Solución Rica y Cola.....	45
Tabla IL.	Balance en Sólidos de Plata en Prueba 3 a Presión (M1)...	46
Tabla L.	Balance en Sólidos de Plata en Prueba 3 a Presión (M1). Agregando valores de solución rica y cola.....	46
Tabla LI.	Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 20 minutos(M2).....	47
Tabla LII.	Balance en sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M2).....	47
Tabla LIII.	Balance de Plata en Prueba 3 a Presión (M2).....	47
Tabla LIV.	Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 30 minutos(M3).....	48
Tabla LV.	Balance en sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M3).....	48
Tabla LVI.	Balance de Plata en Prueba 3 a Presión (M3).....	48

Tabla LVII.	Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 40 minutos(M4).....	49
Tabla LVIII.	Balance en sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M4).....	49
Tabla ILX.	Balance de Plata en Prueba 3 a Presión (M4).....	49
Tabla LX.	Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 50 minutos(M5).....	50
Tabla LXI.	Balance en sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M5).....	50
Tabla LXII.	Balance de Plata en Prueba 3 a Presión (M5).....	50
Tabla LXIII.	Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 60 minutos(M6).....	51
Tabla LXIV.	Balance en sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M6).....	51
Tabla LXV.	Balance de Plata en Prueba 3 a Presión (M6).....	51
Tabla LXVI.	Parámetros de Lixiviación Convencional.....	57
Tabla LXVII.	Parámetros de Lixiviación a Presión.....	58
Tabla LXVIII.	Lixiviación a Presión de Prueba 3.....	58
Tabla ILXX.	Ley del Concentrado de Argentopirita de Mina Bacis de Otaéz, Durango.....	58
Tabla LXX.	Resultados Según Análisis al Fuego de Lixiviación Convencional.....	59
Tabla LXXI.	Resultados Según Análisis al Fuego de Lixiviación a Presión.....	59
Tabla LXXII.	Resultados Según Análisis al Fuego de Lixiviación a	60

	Presión de la Prueba 3 (P-3).....	
Tabla LXXIII.	Resultados del Método de Espectroscopia de absorción atómica. Lixiviación a Presión.....	60
Tabla LXXIV.	Resultados del Método de Espectroscopia de Absorción Atómica. Lixiviación Convencional.....	61
Tabla LXXV.	Resultados del Método de Espectroscopia de Absorción Atómica de la Prueba 3 Lixiviación a Presión.....	61
Tabla LXXVI.	Extracción (%) en Lixiviación a Presión.....	63

CAPITULO I

INTRODUCCION

La metalurgia obviamente comienza con el descubrimiento pero también con la obtención de los primeros metales. Los metales usados por asirios, egipcios, griegos, y romanos, fueron el cobre, estaño, hierro, mercurio, oro, plata y plomo.

El descubrimiento de los metales por el hombre dependió de múltiples factores pero posiblemente los tres más importantes fueron: la facilidad para encontrarlos, para reconocer sus minerales y para reducirlos a partir de estos minerales.

Durante el siglo XVIII y XIX se marca por el descubrimiento de metales como cobalto, molibdeno, níquel, entre otros; así como también por la invención del espectroscopio, el descubrimiento de la tabla periódica y el comienzo de la Hidrometalurgia y Electrometalurgia.

1. Procesos Hidrometalúrgicos

La lixiviación es una de las precursoras en el área de Hidrometalurgia, proveniente del latín "Lixivia" que significa lejía. Es la rama de la metalurgia que cubre la extracción y recuperación de metales usando soluciones líquidas, acuosas y orgánicas.

El punto fuerte de la hidrometalurgia radica en la gran variedad de técnicas y combinaciones que pueden ser usadas para separar metales una vez que han sido disueltos a la forma de iones en solución acuosa.

La lixiviación de metales preciosos con cianuro se ha mantenido como la opción más atractiva para el tratamiento de menas de oro, puesto que el proceso es simple y económico. Sin embargo, algunas desventajas del proceso de cianuración, son primeramente que las velocidades de lixiviación son lentas.

Segundo, las soluciones de cianuro no son eficientes para la lixiviación de cierto tipo de menas de oro, las cuales son consideradas refractarias.

Por esto en este trabajo se estudia varios factores que definen la extracción deseada de un mineral refractario, tal como la pirita mineral de sulfuro más abundante. Su frecuente asociación con minerales no deseados de valor económico, tales como la calcopirita, blenda y galena, y los metales preciosos como el oro, requiere costosos procesos de separación, tales como lixiviación y flotación. Los factores importantes para el estudio son pH, la concentración del agente lixivante, la hidrodinámica, el tamaño del grano y la superficie en relación a la solución de volumen, temperatura y presión.

Dada la aceptación general de un proceso oxidante, después de décadas de investigación, se domina el proceso de oxidación complementando con lixiviación; para esto la ubicación geográfica, la composición elemental son consideraciones importantes.

En el proceso de cianuración en la extracción de oro, el cual es oxidado y disuelto en una solución alcalina en presencia de oxígeno como oxidante; formando oro (Au) y el complejo de cianuro $Au(CN)_2$. Así que añadiéndole una presión a este fenómeno se logran valores más altos de concentración en la disolución de un mineral y a su vez la obtención del metal de interés.

Objetivo General

Recuperación de oro y plata por medio de un proceso hidrometalúrgico en un medio cianurado a presiones normales y moderadas, con temperaturas acordes a esta.

Objetivos Particulares

1. Estudio comparativo en sistemas de lixiviación tomando para un análisis minucioso el de lixiviación agitada tanto convencional como a presiones moderadas.
2. Tener una lixiviación más efectiva para minerales refractarios.
3. Determinar condiciones óptimas de presión, concentración, tiempo y temperatura.
4. Llevar a cabo la reacción de lixiviación cianurada de manera rápida y con resultados altos en extracción de oro y plata.
5. Llevar a cabo una caracterización física del concentrado.
6. Desarrollar esta técnica innovadora con la finalidad de llevar a cabo en una sola etapa la oxidación y lixiviación.

CAPITULO II

ANTECEDENTES

2.1 Fundamentos de Hidrometalurgia

2.1.1 Sistemas de Lixiviación

Lixiviación en terreros.- (Dump Leaching) Son operaciones de lixiviación en montón, en la que la mayoría de los casos el mineral puede ser procesado tal como sale de la explotación minera.

La solución rica que sale de los patios de lixiviación se almacena en una pileta o piscina y de ahí se alimenta a la planta de recuperación.

Se muestra a continuación un diagrama de lixiviación en terreros desde la zona de muestreo hasta la recuperación de metales preciosos.

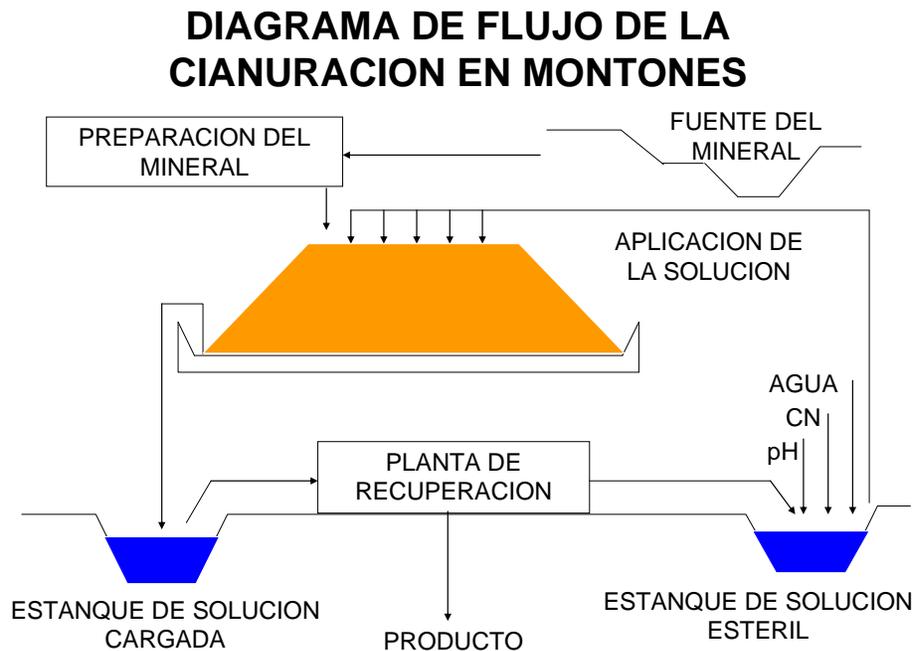


Figura 1. Diagrama de Flujo de Lixiviación en Terreros

Lixiviación In Situ.- Comprende el tratamiento del mineral tal y como se encuentra en el yacimiento. Es decir que se efectúa sobre el mineral no quebrado ni desarrollado o preparado. Solo se puede utilizar esta técnica cuando el mineral es suficientemente poroso para que la solución entre en contacto con el metal, actúe en él y vuelva a la superficie, llevando consigo el metal disuelto. El tiempo que se requiere para este proceso depende de las dimensiones del trozo de roca.

Lixiviación en montones.- (Heap Leaching) En esta técnica se hace pasar una solución alcalina de cianuro a través de un lecho de mineral apilado o terrero de lixiviación.

Los terreros son preparados primeramente triturando el mineral, a un tamaño de partícula de 2.5 – 15 cm (1 – 6 pulg.). La solución, con los iones aurocianuro se colecta en el fondo del terrero y se envía al circuito de recuperación (técnica utilizada actualmente en la mayoría de las operaciones de lixiviación de oro con cianuro), ya que es adecuada para minerales de baja ley, contándose con más de ocho operaciones de este tipo en el estado de Sonora. Utilizando equipo de transporte de material como palas mecánicas y bandas sin fin, se hace un acomodo del mineral en un terreno determinado. El cual ha sido recubierto con liner polietileno de alta densidad e impermeable para evitar la filtración de la solución lixivante al subsuelo y no contaminar el mismo. Una vez que se ha acomodado una cierta cantidad de material se distribuyen mangueras de riego por goteo o por aspersión, dependiendo de la operación y los costos involucrados, con una distancia determinada entre ellas, abarcando la superficie del terrero a tratar. Una vez distribuidas las mangueras, se comienza a enviar la solución lixivante al terreno, la cual comienza a humedecer a todo el mineral llegando a disolver lentamente a las partículas de metales preciosos que se encuentran en la mena. La irrigación se lleva a cabo enviando solución a diversas zonas preferenciales que son humedecidas durante un periodo de tiempo determinado, alrededor de 40 días, hasta que la concentración de oro

obtenida en solución llegue a un valor que indique que se ha retirado la mayor parte del metal precioso de ese sector de la mena, y posteriormente se dejan de humedecer esas zonas y se irriga el resto de las zonas que siguen teniendo oro disponible para ser lixiviado.

Este método debido a su bajo costo, permite la lixiviación en operaciones de tajo abierto. El tiempo de operación de los terreros es de aproximadamente 10 años.

Las operaciones de lixiviación en montones suelen ser de alto tonelaje y de bajos, es por esta razón que permite procesar minerales de leyes muy bajas.

A continuación se muestra una imagen de mina donde se utilizaba la lixiviación en montones. En la mina La Choya extinta por no ser remunerable.



Figura 2. Mina la Choya.

Lixiviación por percolación.- (Vat Leaching) El uso de Percolación, se debe considerar en casos de minerales con ley más alta que los mencionados anteriormente, debiendo ser posible lixiviar el mineral en un periodo razonable (3 a 14 días) y en trozos de tamaño medio con tonelajes suficientes de mineral percolable en el yacimiento que permitan amortizar la mayor inversión inicial que requiere este proceso.

Ya que estos minerales se han agotado, es una tecnología antigua actualmente en desuso.

Lixiviación por agitación.- Con esta técnica se obtienen las recuperaciones más altas en tiempos más cortos; se utiliza adecuadamente para minerales no porosos que produzcan muchos finos que impidan la lixiviación por percolación.

La lixiviación por agitación puede realizarse de forma intermitente, continua, en contracorriente, o continuo en paralelo.

Se recurre a la agitación mediante burbujeo o bien a la agitación mecánica para mantener la pulpa en suspensión, hasta que se logra la disolución completa, siendo el tiempo de contacto de los sólidos con la solución del orden de horas, comparado con el proceso de lixiviación en montones que requiere meses. Los agitadores mecánicos son simplemente impulsores colocados en el interior del tanque como la primera figura mostrada a continuación, mientras que la segunda imagen se refiere a tanques agitados con aire son a menudo de tipo “pachuca”.

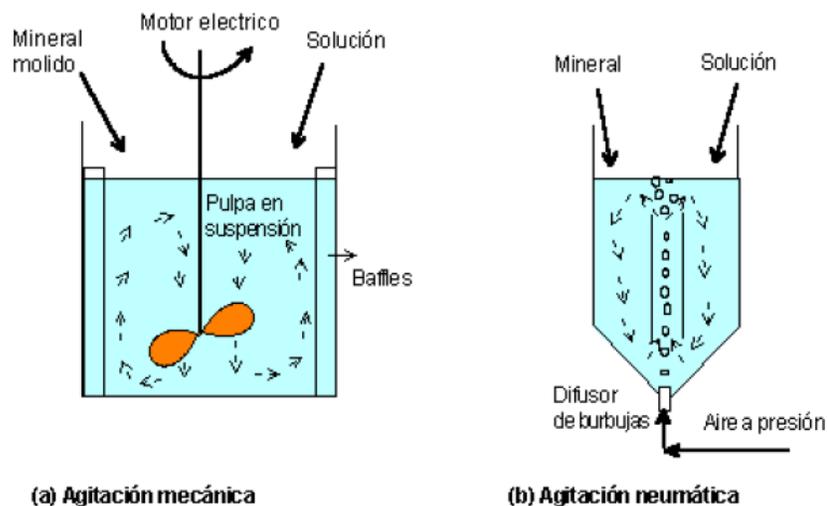


Figura 3. Lixiviación Agitada a) Mecánica b) Neumática.

Lixiviación a presión.- Esta lixiviación se lleva a cabo para aquellos valores que son difíciles de lixiviar y poco solubles a presión atmosférica.

La lixiviación a presión se lleva a cabo en autoclaves que permiten altas temperaturas y presiones.

El oxígeno es el reactivo gaseoso más importante para aumentar la velocidad de disolución de los metales en la solución lixivante.

Oxidación Ácida a Presión -Concentrado.

Este consiste en un circuito de recuperación de oro de un concentrado usando autoclaves. Los sulfuros son flotados dentro del concentrado delante del circuito de autoclave seguido por el pre-tratamiento ácido. Antes de la esterilización en autoclave la suspensión se separa en un espesador, ocurre un desbordamiento de ácido que pasa a una planta de tratamiento de residuos. El concentrado sulfuroso tiene suficientes sulfuros para permitir una reacción autógena, lo que impide salpicaduras en la torre flash como en todo tratamiento de oro. Las torres son el sistema de recuperación de calor para la ruta de tratamiento entera de mineral, así que reduce gastos de calefacción indirectos.

La descarga de la autoclave, pasa a una corriente contraria de decantación el cual tiene como función, el recicle parcial de una corriente subterránea para evitar la aglomeración, así como también el reciclaje del desbordamiento del espesador para la acidificación previa para la autoclave. Después de la decantación se lava el circuito de la mezcla se neutraliza y se expide para recuperar el oro por cianidación.

Oxidación Alcalina a Presión -Concentrado.

1. Ningún circuito pre-oxidativo
2. Ninguna neutralización después de oxidación de presión
3. La salida de la mezcla es esencialmente neutra.

2.1.2 Purificación Acuosa

Separación de sustancias acompañantes e impurezas por extracción sólido-líquido y/o precipitación (en forma de hidróxidos o sulfuros, cementación).

Algunas soluciones lixiviantes son concentradas y/o purificadas antes de recuperar el metal por alguno de estos métodos.

1. Adsorción en Carbón Activado

La planta ADR consiste de una unidad de cinco tanques de adsorción con capacidad nominal de 4 – 4.5 ton de carbón agitado activado cada uno. El sistema se controla automáticamente para establecer los tiempos de retención del carbón por etapa.

El carbón agitado cargado, a contracorriente, pasa a la torre de lavado, para después pasar al tanque de Despojamiento presurizado, donde se trata con una solución caliente de NaOH y esta nueva solución enriquecida va a las Celdas Electrolíticas.

La solución cola de Adsorción, después de acondicionar su pH y concentración de cianuro, pasa al tanque de solución pobre de donde se bombea nuevamente a patios.

2. Resinas de Intercambio Iónico

La operación de intercambio iónico comprende el intercambio entre los iones presentes en una disolución (contaminantes) y los iones de un sólido (resina).

Las operaciones de intercambio iónico son básicamente reacciones químicas de sustitución entre un electrolito en solución y uno insoluble con el cual se pone en contacto la solución.

Las resinas de intercambio iónico poseen un radical fijo y un ión móvil o ión de sustitución. El ión móvil es el ión que es intercambiado por iones que desean eliminarse de la solución y este intercambio sólo funciona entre iones de igual carga eléctrica: cationes por cationes y aniones por aniones.

En general las resinas de intercambio iónico, operan en columnas, para favorecer el proceso de intercambio, parecido a la destilación o la destilación en bandejas. La reacción de intercambio se desplaza en el lecho de resina, generalmente hacia los niveles inferiores.

Al producirse el intercambio iónico, la capacidad de la resina comienza a decrecer, debido a que posee una capacidad limitada para la remoción de iones de las soluciones y debido a esto, en un momento dado habrá cedido la mayoría de sus iones de sustitución y se producirá un cierto pase de iones no deseados en el agua producida y se dice que esta resina está "agotada" o saturada de los iones que ha atrapado. Por este motivo, cuando se diseña una columna de intercambio iónico, se establece a prioridad la concentración máxima admisible de iones indeseables en la salida del proceso. Cuando se llega a la concentración preestablecida, se debe proceder a regenerar la resina, para poderla utilizar en un nuevo ciclo.

3. Extracción por Solventes

El fenómeno de la partición de un componente particular entre una fase acuosa y una orgánica fue reportado a principios de 1842 por Pergot. La base para la separación es el uso de la fase orgánica reciclada, la cual actúa como el medio de intercambio para el efecto de la partición de un componente dado. El componente es selectivamente transferido a la fase orgánica durante la extracción y después liberado en el concentrado, y se purifica durante el despojo.

2.1.3 Recuperación

Para la recuperación de metales a partir de soluciones acuosas, electrolitos. Se utilizan los siguientes procesos:

1. Deposición Electrolítica
2. Precipitación
3. Reducción Gaseosa
4. Cristalización

2.2 Lixiviación de Metales Preciosos

Son varias las opciones para lixiviar y obtener el oro y plata de un mineral o concentrado. El método tradicional para recuperar oro y plata es por cianuración, a presión o convencional. Como se ha mencionado, los tipos de lixiviaciones son en base al tamaño de mineral, a la diversidad de minerales que contenga, según sus propiedades químicas, entre otras características, sin embargo es necesario resaltar que el tipo de terreno es un factor importante para decidir el mejor sistema de extracción. En el Estado de Sonora por ser un terreno plano en su mayor parte se presta para llevar a cabo las lixiviaciones en montones (Heap Leaching) o en terreros mientras que en otros estados por topografía (montañas o sierras) lo más conveniente es llevar a cabo la lixiviación en tanques, tal es el caso de algunas operaciones minerometalúrgicas en los estados de Chihuahua y Durango. Y en este caso Mina Bacis, Municipio de Otáez, Durango. Se utiliza en tanques agitados y se está probando una nueva sección de lixiviación a presión.

Los principales minerales en Minas de Bacis son: Argentita, Argentopirita, Pirita, Galena, Calcopirita, Arsenopirita. Sus propiedades Químicas y Físicas son las siguientes:

Tabla I. Características de Minerales de Bacis.

Mineral	Dureza	Densidad (g/cm ³)	Color	Composición-Forma
Argentita Ag ₂ S	2-2 ½	7.3	grisáceo oscuro	87.1% Ag, 12.9% S
Argentopirita AgFe ₂ S ₃	3½ a 4	4.5	Cristales grises	34.17% Ag, 35.37% Fe, 30.46% S
Pirita FeS ₂	6-6½.	5.01	Raya de color negro verduzco. Brillo metálico. Opaca. Color amarillo latón pálido.	46.6% Fe, 53.4% S

2.2.1 Lixiviación Convencional

A continuación se muestran características importantes en este proceso.

A) Tamaño de la partícula.- El material para ser lixiviado por agitación se muele de un tamaño que se optimice la recuperación de oro y la disminución de costos, regularmente menos del 80% está entre 150 µm y 45µm.

Cada vez la lixiviación agitada es considerada para materiales muy finamente molidos y con los avances de equipo de fresado finado, los concentrados se han convertido de 7 a 10 µm para liberar el contenido de oro en matrices de minerales sulfurosos refractarios o no refractarios antes del procesamiento de lixiviación agitada.

Porcentaje de finos. Este aspecto es muy importante, porque, cuando el porcentaje de finos es alto, mayor al 20% del total (< -10 mallas, 1.7 mm) las

partículas tienden a aglutinarse en consecuencia no dejan pasar las soluciones de cianuro por lo que estos minerales requieren otro tratamiento posiblemente curado con cal ,cemento o ambos para lograr aglomerarlos y facilitar la percolación.

B) Densidad de la mezcla.- La lixiviación usualmente se realiza con densidades de la mezcla entre 35% y 50% de sólidos, dependiendo de la gravedad específica del sólido, tamaño de partícula y la presencia de minerales que afectan a la densidad de la mezcla. El fenómeno de transporte de masa es maximizado en densidades bajas de la mezcla; sin embargo, el tiempo de retención de sólidos en un volumen fijo en el equipo de lixiviación incrementa el aumento de densidad.

C) Modificación de pH.- Alkali, requerido para el control y modificación del pH de la mezcla, siempre debe ser añadido antes de la adición de cianuro para proveer protección de alcalinidad, el cual previene la pérdida excesiva de cianuro por hidrólisis. Más sistemas lixiviantes operan con un pH entre 10 y 11. La adición de álcali en las etapas puede ser requerida en todos los circuitos de lixiviación para mantener el pH deseado, particularmente el tratamiento de minerales que contienen los materiales alcalinos que consume. El Hidróxido de Calcio o sodio puede ser usado para modificar el pH. Para el consumo de minerales no ácidos o no alcalinos, la concentración de hidróxido de calcio es de 0.15 a 0.25 g/L usualmente requeridos para lograr el rango deseado de pH de lixiviación. El consumo de cal regularmente es de 0.15 a 0.5 kg/t para minerales no ácidos. El hidróxido de sodio tiene mayor efectividad que el hidróxido de calcio en disolución en variedad de minerales, particularmente para alcalinidades altas. Este es un dispersante altamente efectivo. Las funciones del hidróxido de calcio en la cianuración son las siguientes:

- Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis.

- Prevenir pérdidas de cianuro por acción del CO₂ del aire.
- Neutralizar los componentes ácidos.
- Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que pueda separarse la solución rica clara de la mena cianurada.

D) Efecto de la concentración de la solución de cianuro.-El cianuro puede ser añadido antes del circuito lixivante, esto es, durante la molienda, o en la primera etapa de lixiviación. Sub-secuente la adición de reactivos puede ser hecha más tarde dentro de las etapas de lixiviación para mantener el impulso de la concentración de cianuro para maximizar la disolución del oro. En ausencia de minerales consumibles de cianuro en el oro o concentrado a lixiviar, se usan en la práctica los siguientes rangos de concentración de cianuro de 0.05 a 0.5 g/L NaCN, y regularmente entre 0.15 a 0.30 g/L NaCN. Regularmente el consumo de cianuro observado en los sistemas de lixiviación agitada para molienda libre de minerales es de alrededor de 0.25 a 0.75 kg/t. en caso donde el material alimentado contiene significativamente cantidades de consumo de cianuro y/o alto contenido de plata (>20g/t), las altas concentraciones de cianuro pueden ser aplicado de 2 a 10 g/L de NaCN, en algunos casos el consumo de cianuro puede variar de 1 a 2 kg/t, y en algunos casos más altos.

La influencia de la velocidad a elevadas concentraciones de cianuro se debe a un incremento del pH de la solución. El cianuro sufre hidrólisis de acuerdo con la siguiente reacción:

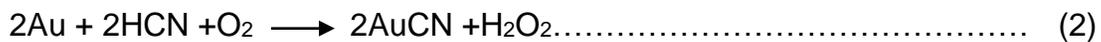


La proporción más eficaz es de 0.05 a 0.07% NaCN. La concentración usual de CN para el tratamiento de menas de oro es de 0.05% NaCN y para menas de plata de 0.3% para concentrados de oro-plata, la fuerza de NaCN está entre 0.3

- 0.7%. El NaCN es el más usado en el proceso de cianuración, aunque también se emplea el KCN.

Bajo condiciones consideradas ideales con respecto a la aereación y agitación, Barsky encontró que la velocidad mínima de disolución de oro es 3.25 mg/cm²/hora.

b) Efecto de la Concentración del ión hidrogeno. El agua saturada con gas HCN ataca al oro formando AuCN, que es insoluble y peróxido de hidrogeno:



Aquí es esencial que la solución cianuro se mantenga alcalina durante la lixiviación del oro debido a las siguientes razones:

1. Prevenir la hidrólisis del ion cianuro:



2. Prevenir la descomposición del cianuro por el CO₂ atmosférico:



En ambos casos se libera HCN y este no tiene acción disolvente sobre el oro. Una alta alcalinidad disminuye la velocidad de la disolución.

E) Efecto de la concentración de oxígeno.- Usualmente, la concentración de oxígeno disuelto puede ser mantenida, o incluso ligeramente por encima, de los niveles de saturación calculadas con aire (8.2 mg/L O₂ a 25° a nivel del mar).

Las opiniones varían en el mejor método de introducción de aire dentro de los tanques de lixiviación, el cual incluye aspersion de aire:

1. En la parte inferior del tanque.
2. En la parte superior del tanque usando sistema de tubo de dosis por aspersion.
3. Abajo del eje del agitador.

Esto depende de la geometría del tanque de lixiviación.

El oxígeno es un elemento indispensable en la disolución del oro y plata (aereación de la pulpa); siendo el aire atmosférico la fuente de oxígeno utilizado en el proceso de cianuración.

A bajas concentraciones de cianuro la velocidad de disolución depende solamente de la concentración de cianuro, mientras que a elevadas concentraciones de cianuro la velocidad es independiente de la concentración de cianuro y depende solamente de la presión del oxígeno, la reacción será controlada por cualquiera de estas dos, pero no por ambas al mismo tiempo.

F) Tiempo de Residencia.- El tiempo aplicado de lixiviación varía de algunas horas a varios días. La lixiviación es usualmente realizada de 4 a 10 etapas, con la etapa individual de volumen y el número de etapas dependiendo de las tasas de flujo de la mezcla, requiere tiempo de residencia y eficiencia de la mezcla en el equipo usado.

G) Efecto de la temperatura.- Con el incremento de la temperatura se espera se incremente la velocidad de disolución. Por otra parte, el contenido de oxígeno, de la solución podrá disminuir con incremento de temperatura. Por consiguiente, existe una temperatura óptima a la cual se tiene una máxima velocidad de disolución. Se ha encontrado que ésta es de 85°C.

Evidentemente, la lixiviación con agitación a presión atmosférica es el procedimiento más utilizado a escala industrial. La agitación se realiza bien utilizando medios mecánicos o bien a través de medios neumáticos con inyección de aire. Esta última posibilidad se realiza a escala comercial en los denominados Tanques Pachuca en los cuales se establece una circulación ascendente-descendente de la pulpa con lo que facilita la reacción de lixiviación.

2.2.3 Lixiviación a Presión

Cianuración

El cianuro de sodio ha sido el reactivo de lixiviación preponderante para el oro, debido a su excelente extracción de una gran variedad de menas y su bajo costo.

Esta lixiviación se lleva a cabo para una disolución a valores que son difíciles de lixiviar y poco solubles a presión atmosférica.

La lixiviación a presión se lleva a cabo en autoclaves que permiten altas temperaturas, moderadas y altas presiones.

El oxígeno es el reactivo gaseoso más importante para aumentar la velocidad de disolución de los metales en la solución lixivante.

Los sulfuros son lixiviados a presión ya que son relativamente insolubles bajo condiciones normales tales como tanques abiertos de lixiviación. En la autoclave a presión, estos se vuelven solubles debido a la presión y temperatura.

Los tipos de autoclaves pueden ser verticales u horizontales; las más utilizadas son las horizontales, las cuales son empleadas para concentrados de sulfuros; pueden tener compartimentos y agitación mecánica en cada compartimiento.

El método de Cianuración Oxidante a Presión es muy atractivo desde el punto de vista tecnológico ya que la autoclave utiliza material de bajo costo.

El principio básico de la cianuración es aquella en que las soluciones alcalinas débiles tienen una acción directa disolvente preferencial sobre el oro y la plata contenidos en el mineral. La reacción enunciada por Elsner en su Journal Prakchen (1850), es la siguiente:



La química involucrada en la disolución de oro y plata en el proceso de cianuración en pilas es la misma aplicada en los procesos de cianuración por agitación.

2.2.3.1 Toxicidad del Cianuro y sus Compuestos.

Hay cuatro categorías principales de compuestos de cianuro que son importantes en cuanto a su toxicidad:

1. Cianuro libre
2. Cianuros disociables de ácido débil (cianuros “wad”)
3. Cianuros de hierro
4. Compuestos de cianuro

El cianuro libre existe en dos formas: ácido cianhídrico y anión cianuro. La proporción de cualquiera de estas formas depende del pH. El cianuro libre se adsorbe rápidamente por ingestión, inhalación o adsorción a través de la piel. La toxicidad se asocia con la afinidad que tiene el cianuro para formar enlaces muy fuertes con hierro, cobre y azufre, constituyentes esenciales de muchas proteínas y enzimas. Los niveles letales de cianuro libre para un humano adulto son de 1 a 3 mg/Kg de peso corporal si se ingiere, 118 a 355 mg/m³ si se inhala y 100 mg/kg de peso corporal si se adsorbe a través de la piel. En agua, concentraciones de HCN y CN por arriba de 0.2 mg/l son fatales para la mayoría de los peces.

En general, la toxicidad se incrementa con un incremento de la temperatura. Sin embargo, este factor de nueva cuenta depende del organismo involucrado. También el pH del agua residual o de las aguas receptoras es un factor importante. Para un pH por debajo de 8.0, el 95% del cianuro está presente

como ácido cianhídrico. La toxicidad del cianuro es aproximadamente 0.4 veces la toxicidad el ácido cianhídrico. El pH afecta también la solubilidad y disociación de los complejos metálicos de cianuro.

Los cianuros “Wad” incluyen todos los cianuros libres y la mayoría de los complejos metálicos simples de cianuro, por ejemplo cobre, níquel y zinc, que son menos tóxicos y más estables que los cianuros libres. Se considera que este grupo incluye aquellas especies consideradas toxicológicamente importantes.

Todas las formas de cianuro se degradan naturalmente en el medio ambiente a través de una variedad de procesos que incluyen oxidación, fotodescomposición, biodegradación, hidrólisis, volatilización y adsorción.

Es sumamente importante destacar las aplicaciones de metales preciosos así como la demanda de estos en el país y el mundo.

2.3 Producción Minerometalúrgica

El INEGI informa que, con cifras desestacionalizadas, la Producción Minerometalúrgica creció 2.93% en marzo de 2011 con relación a la del mes previo.

En su comparación anual y con datos originales, la Producción Minerometalúrgica observó un aumento real de 14.5% en marzo de este año respecto a igual mes de un año antes.

Este avance fue producto del comportamiento heterogéneo entre los distintos minerales que conforman la producción minerometalúrgica: se elevó la de

cobre, plata y carbón no coquizable, principalmente. En contraste, sobresalen las disminuciones de la producción de azufre, yeso y coque, en el mes que se reporta.

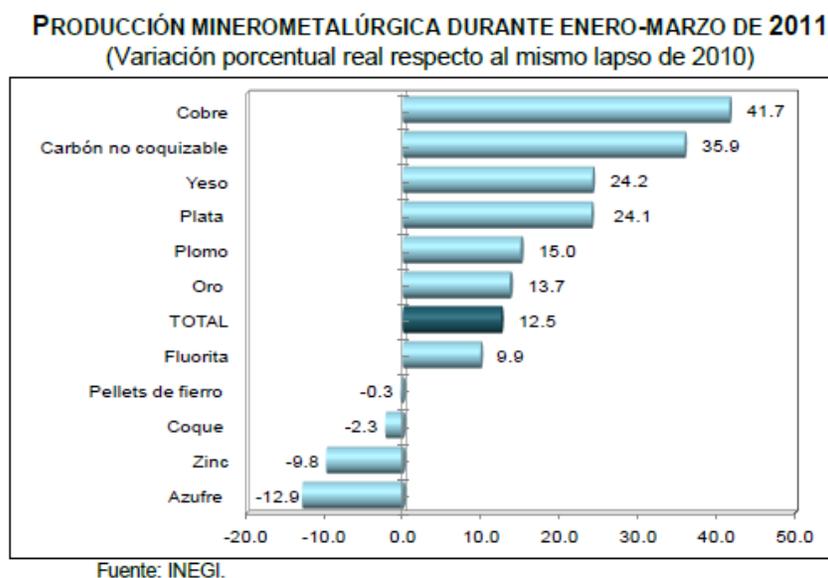


Figura 4 .Producción Minerometalúrgica Durante el Periodo Enero-Marzo del año 2011

PRODUCCIÓN MINEROMETALÚRGICA DURANTE MARZO
(Toneladas*)

Productos	2010	2011	Variación porcentual respecto al mismo mes del año anterior
Cobre	19,225	31,893	65.9
Plata	253,705	351,458	38.5
Carbón no coquizable	1,006,038	1,278,193	27.1
Fluorita	82,030	91,058	11.0
Oro	6,273	6,891	9.9
Zinc	40,244	40,158	(-) 0.2
Plomo	11,363	11,295	(-) 0.6
Pellets de fierro	684,690	675,171	(-) 1.4
Coque	143,273	140,610	(-) 1.9
Yeso	325,684	290,455	(-) 10.8
Azufre	92,542	80,826	(-) 12.7

*/ Excepto el oro y la plata que son kilogramos.
Fuente: INEGI.

Tabla II. Producción Minerometalúrgica Durante el Mes de Marzo de 2011.

2.3.1 Aplicaciones del Oro y la Plata

2.3.1.1 Oro

Todavía hoy se le considera almacén del valor financiero, particularmente en muchos países en vías de desarrollo. Sin embargo tiene muchas otras aplicaciones vitales en vida moderna.

Cada año aproximadamente 660 toneladas se utilizan en telecomunicaciones, tecnología de información, tratamientos médicos, y varios usos industriales. Se utiliza en la fabricación de aproximadamente 50 millones de computadoras cada año, así como millones de televisiones, de DVDs, de VCRs, de cámaras de vídeo y de teléfonos móviles.

Se ha utilizado oro en medicina desde 1927, Instrumentos hechos con este metal son de uso común de los cirujanos para operar las arterias coronarias bloqueadas. Los alambres se utilizan en muchos procedimientos quirúrgicos para proporcionar una ayuda fuerte e inerte.

El oro ejerce funciones críticas en comunicaciones, naves espaciales por su alta conductividad eléctrica y resistencia a la oxidación ha permitido un amplio uso como capas delgadas electrodepositadas sobre la superficie de conexiones eléctricas para asegurar una conexión buena, de baja resistencia.

Se emplea como recubrimiento de materiales biológicos permitiendo ser visto a través del microscopio electrónico de barrido (SEM).

2.3.1.2 Plata

A nivel mundial el principal uso de la plata se da en el sector industrial: fabricación de baterías, material de soldadura, catalizador en reacción químicas para la fabricación, (por ejemplo de plásticos) entre otras aplicaciones industriales. Es también utilizado en el sector electrónico como conector en

muchas de nuestros aparatos de uso diario sobre todo en aquellos que son operados mediante pantallas de activado dactilar-touch screen.

En segundo lugar tenemos la demanda para la fabricación de joyería y orfebrería. En este caso es tratada como metal precioso debido a sus cualidades reflectivas y su brillo excepcional.

La plata se utiliza para aplicaciones en instalaciones de elaboración de productos químicos y de fabricación de vidrio tales como aletas de enfriamiento y para la construcción de electrodos de óxido de estaño para los hornos de calentamiento eléctrico de fabricación de vidrio. En soldadura fuerte de baterías de cocina y en marcos de gafas.

2.4 Pretratamiento Oxidativo de Minerales Refractarios

La recuperación de metales preciosos a partir de minerales refractarios ha recibido una importante atención debido a la disminución de los recursos de los depósitos fácilmente realizables y la naturaleza compleja de los minerales en la que el oro está encerrado en varios minerales sulfurados.

Al menos el 80% del oro no puede ser extraído por métodos tradicionales, una causa muy frecuente de refractariedad es la difusión en los minerales de sulfuro como arsenopirita y pirita. Minerales de este tipo requieren un proceso de pretratamiento para alterar o destruir la matriz de sulfuros y hacer que el oro accesible para el cianuro y el oxígeno.

Algunas opciones de Pre-Tratamiento son:

1. Tostación
2. Bio-oxidación
3. Oxidación a Presión.
4. Molienda ultrafina

Los procesos de tratamiento de mineral refractario puede ser precedido por la concentración (por lo general de flotación de sulfuro). La tostación se utiliza para oxidar tanto el carbono orgánico y azufre a altas temperaturas con el aire y / o el oxígeno. La Bio-oxidación implica el uso de bacterias que promueven las reacciones de oxidación en un medio acuoso. La Oxidación a Presión es un proceso acuoso para la eliminación del azufre se lleva a cabo en un autoclave continua, operando a altas presiones y temperaturas algo más elevadas. La molienda ultrafina se puede utilizar cuando la liberación de partículas de oro de la matriz mineral circundante es la característica básica del mineral refractario.

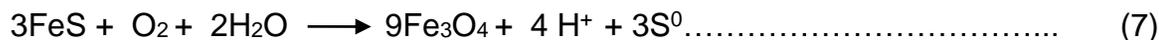
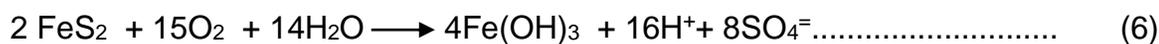
La Pirita, arsenopirita, esfalerita y covelita son los minerales más comunes en la obtención de oro y plata. Es importante partir de una optimización de los procesos para entender el comportamiento de cada uno de estos minerales. El proceso de oxidación a presión conduce a la disolución-destrucción y posterior liberación de oro y plata para la cianuración. La oxidación de piritia implica reacciones a presión con rendimientos de iones de sulfato ferroso y el azufre como producto elemental. En las reacciones 6 y 10 los iones ferrosos producidos se oxidan posteriormente a iones férricos.

Los iones de hierro también pueden contribuir a la oxidación de sulfuro de hierro de plata, argentita, pirita, pirotita, esfalerita y calcopirita.^{b'l}

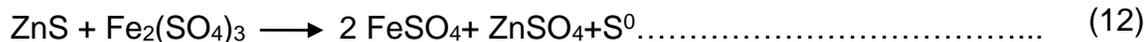
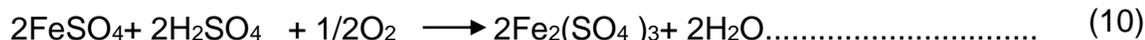
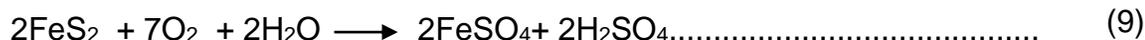
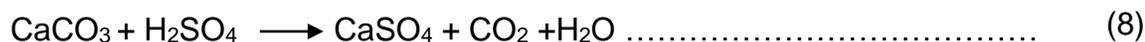
El resultado elemental azufre puede ser oxidado a sulfato por el oxígeno o sulfatos férrico, esto se traduce en la formación de un material poroso con una capa de azufre elemental, lo que le permite al oxígeno disuelto y al cianuro acceder al oro y plata.

Se pensaba que al mantener altas concentraciones de iones CN⁻ en la presión de los reactores de lixiviación sería posible liberar el complejo de oro y plata y así lograr el objetivo, es decir, descomponer minerales refractarios y recuperar Au y Ag en una sola etapa.

Las extracciones de oro y plata en México son superiores al 96% entre las reacciones más comunes esta la oxidación de argentita y de sulfuros de hierro. La oxidación tiene lugar en el rango de pH entre 8 y 11, bajo estas condiciones el oxígeno es capaz de oxidar algunos minerales sulfuros comunes, de acuerdo a las siguientes reacciones propuestas por Marsden y House 2006:



El ácido generado reacciona con las sales metálicas alcalinas en el mineral para precipitar como yeso u otras especies sulfato.



CAPITULO III

METODOLOGIA EXPERIMENTAL

3.1 Materiales y Equipo.

1. Concentrado de argentopirita de mina Bacis de Otaéz, Durango.
2. Agua Oxigenada, H_2O_2
3. Oxido de Calcio (cal viva), CaO
4. Cianuro de Sodio, $NaCN$
5. Vasos de precipitado
6. Agitadores,
7. Pipetas
8. Buretas
9. Reactor a Presión, Autoclave
10. Tanque de Oxígeno
11. Manómetro
12. Reactor de vidrio Convencional
13. Bombas para aereación
14. Horno de fundición
15. Equipo de Absorción atómica.

3.2 Metodologia

Tabla III. Variables del Proceso Empleado.

Proceso	Variables
---------	-----------

Lixiviación Convencional	Tiempo, [H ₂ O ₂].
Lixiviación a Presión	[NaCN], Temperatura, Presión,

Tabla IV. Parámetros en las Pruebas de Lixiviación.

[NaCN]	10.52, 15, 8.77, 5.26 g/l
[H ₂ O ₂]	50 ml/l
[T]	50, 60, 70, 80 °C
[P]	340, 480 y 550 kPa
[t]	6,8,12,24,48 Hrs.

3.3 Muestreo de Tamaño

Se realizó un análisis de mallas Tyler tomando las mallas número 80, 140, 200, 230. Tomando como resultado final que el concentrado es de malla Tyler +230 ya que es el 77.73% de la muestra analizada en mallas.

Tabla V. Análisis de Mallas Tyler

Malla	Peso (gr)	Ley Au (g/T)	Ley Ag (g/T)
80	15.79	50.60	4670
140	2.67	33.20	3093
200	1.66	25.40	2417
230	70.3	51.62	4953

La Figura 5 ilustra el equipo utilizado para las pruebas de lixiviación a presión atmosférica normal. En la Figura 6 se muestra el equipo utilizado y su limpieza para la lixiviación a presión en el reactor a presión autoclave. En la Figura 7 se muestra un diagrama de flujo del procedimiento de las pruebas.

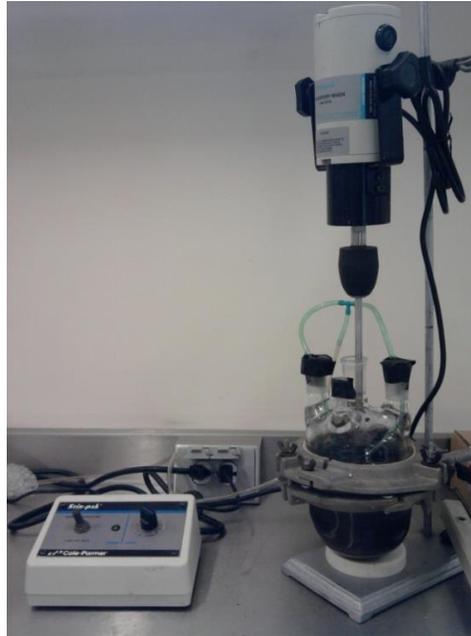


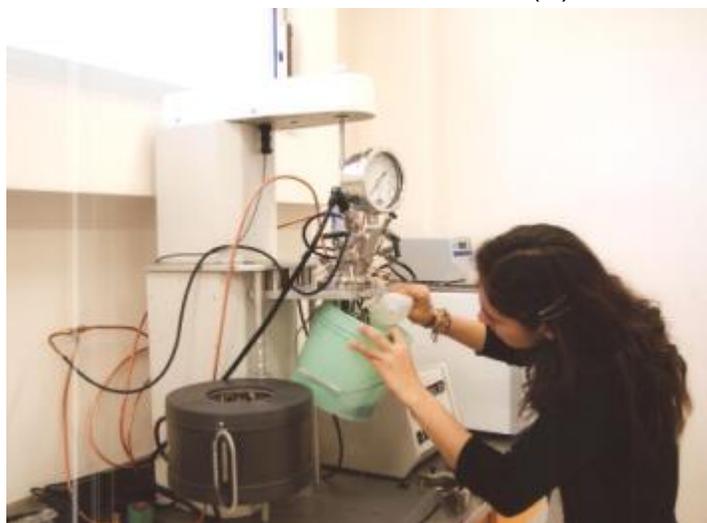
Figura 5. Reactor de Vidrio Convencional



(A)



(B)



(C)

Figura 6. (A) reactor a presión autoclave con su enfriador, (B) manómetro, mangueras de presión y termopar en el reactor a presión (C) limpieza minuciosa del reactor evitando deterioro en el equipo.

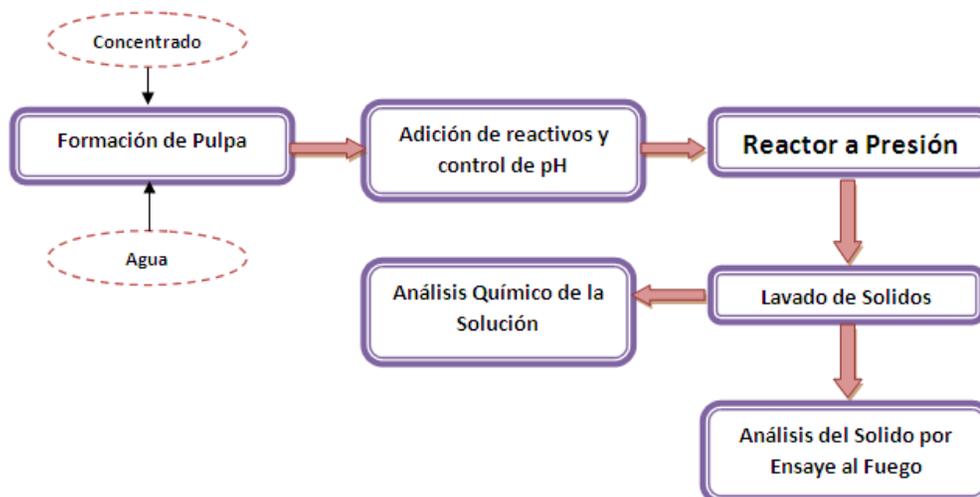


Figura 7. Diagrama de Procedimiento en la Experimentación.

3.4 Pruebas a Condiciones Normales de Presión Atmosférica

Se incluyeron una serie de pruebas para determinar el contenido de metales preciosos y los porcentajes de extracción obtenibles con una lixiviación convencional a temperatura ambiente en reactor de vidrio convencional en diferentes tiempos y con la complementación en tres de las ocho pruebas en este apartado.

3.5 Pruebas Experimentales de Lixiviación en el Reactor a Presión

La metodología experimental utilizada para las pruebas de lixiviación a presión fue la siguiente: se utilizó un reactor a presión, Autoclave con control de temperatura, presión y agitación, se preparó la solución de concentrado con agua corriente de laboratorio formando una pulpa a la cual se agrega cantidades de hidróxido de calcio comercial (cal comercial). Para llevar su pH a un valor superior a 11, por razones de seguridad y a fin de evitar la pérdida del reactivo cianuro de sodio, por la producción de ácido cianhídrico.

Una vez llevada la pulpa a un pH de seguridad, mayor a 11, se agrega el cianuro de sodio y se coloca el reactor en su base cerrando con sus respectivos tornillos, evitando fugas, se cerciora la conexión al tanque de suministro de oxígeno, a las tuberías de agua para intercambio de calor y sello hermético del rotor e impulsor. Una vez logrado todo esto, se presuriza el reactor a la presión deseada suministrando oxígeno controlando desde el tanque su salida observando en el controlador además de indicar la cantidad de presión, temperatura digitalmente; utilizando el controlador automático de temperatura y agitación, se introducen de esta forma los parámetros según la prueba.

A continuación se presente un balance de sólidos en las pruebas de lixiviación a presión en autoclave y en las lixivaciones convencionales.

3.6 Balance en Sólidos

Tabla VI. Datos de la Prueba Convencional 1

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	27.2
Cola Ag (g/ton)	2957

Tabla VII. Balance en Sólidos de Oro en Prueba Convencional 1.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	58.20	5.82	
SOLUCION RICA				53.26
COLAS	100	27.20	2.72	

Es decir en solución deben extraerse 3.1 mg (esto de la resta de 5.82-2.72 que es el contenido metálico de Au) lo que representa teóricamente un 53.26% de extracción con cabeza analizada de 58.20 g/t.

Agregando la solución rica y cola tenemos.

Tabla VIII. Balance en Sólidos de Oro en Prueba Convencional 1. Agregando valores de solución rica y cola.

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	57.41	5.741	
SOLUCION RICA	570	5.30	3.021	51.84
COLAS	100	27.20	2.72	

Son 570 ml o gramos con una ley de 5.30 ppm es decir si 5.30 mg son 1000 ml en 570 ml tenemos 3.021 mg.

Cabeza Calculada (gAu/T) 57.41

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.20

Tabla IX. Balance en Sólidos de Plata en Prueba Convencional 1.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Ag (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5263.00	526.3	
SOLUCION RICA				43.81
COLAS	91.65	2957	295.7	

Es decir en solución deben extraerse 230.6 mg (esto de la resta de 526.3-295.7 que es el contenido metálico de Au) lo que representa teóricamente un 43.81% de extracción con cabeza analizada de 5263 g/t.

Anexando la solución rica y cola tenemos.

Tabla X. Balance en Sólidos de Plata en Prueba Convencional 1. Agregando valores de solución rica y cola.

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Ag (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5261.5	526.15	
SOLUCION RICA	570	404.30	230.45	34.39
COLAS	91.65	2957	295.7	

Son 570 ml o gramos con una ley de 405.06 ppm es decir si 405.06 mg son 1000 ml en 570 ml tenemos 230.88mg.

Cabeza Calculada (g Ag/T) 5261.5

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

De la misma forma anteriormente expuesta se obtienen los datos para las pruebas siguientes.

Tabla XI. Datos de la Prueba Convencional 2

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	32.0
Cola Ag (g/ton)	3108

Tabla XII. Balance en Sólidos de Oro en Prueba Convencional 2.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	57.6	5.765	
SOLUCION RICA	570	4.5	2.56	44.40
COLAS	100	32	3.2	

Cabeza Calculada (gAg/T) 57.6

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla XIII. Balance en Plata en Prueba Convencional 2.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5262.6	526.26	
SOLUCION RICA	570	378	215.46	40.94
COLAS	100	3108	310.8	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5262.6

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla XIV. Datos de la Prueba Convencional 3

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	28.4
Cola Ag (g/ton)	2992

Tabla XV. Balance en Sólidos de Oro en Prueba Convencional 3.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	57.9	5.79	
SOLUCION RICA	570	5.18	2.95	50.94
COLAS	100	28.4	2.84	

Cabeza Calculada (gAu/T) 57.9

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla XVI. Balance de Plata en Prueba Convencional 3.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5146.6	514.66	
SOLUCION RICA	570	378.01	215.46	41.86
COLAS	100	2992	299.2	

Cabeza Calculada (g Ag/T) 5146.6

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla XVII. Datos de la Prueba Convencional 4

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	22.8
Cola Ag (g/ton)	2280

Tabla XVIII. Balance en Sólidos de Oro en Prueba Convencional 4.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	57.5	5.75	
SOLUCION RICA	570	6.10	3.47	60.34
COLAS	100	22.8	2.28	

Cabeza Calculada (gAu/T) 57.5

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla IXX. Balance de Plata en Prueba Convencional 4.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5245.54	524.54	
SOLUCION RICA	570	520.25	296.54	56.53
COLAS	100	2280	228.0	

Cabeza Calculada (g Ag/T) 5245.54

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla XX. Datos de la Prueba Convencional 5

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	15.8
Cola Ag (g/ton)	2236

Tabla XXI. Balance en Sólidos de Oro en Prueba Convencional 5.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	57.9	5.79	
SOLUCION RICA	570	7.39	4.21	72.71
COLAS	100	15.8	1.58	

Cabeza Calculada (gAu/T) 57.9

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla XXII. Balance de Plata en Prueba Convencional 5.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5247.0	524.70	
SOLUCION RICA	570	528.25	301.10	57.38
COLAS	100	2236	223.6	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5247.0

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla XXIII. Datos de la Prueba Convencional 6

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	13.20
Cola Ag (g/ton)	1213

Tabla XXIV. Balance en Sólidos de Oro en Prueba Convencional 6.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	57.6	5.76	
SOLUCION RICA	570	7.80	4.44	77.08
COLAS	100	13.20	1.32	

Cabeza Calculada (gAu/T) 57.6

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla XXV. Balance de Plata en Prueba Convencional 6.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5260.03	526.03	
SOLUCION RICA	570	530.59	302.43	57.49
COLAS	100	2236	223.6	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5260.03

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla XXVI. Datos de la Prueba Convencional 7

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5269
Cola Au (g/ton)	20
Cola Ag (g/ton)	2108

Tabla XXVII. Balance en Sólidos de Oro en Prueba Convencional 7.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	57.05	5.705	
SOLUCION RICA	570	6.5	3.705	64.94
COLAS	100	20	2.0	

Cabeza Calculada (gAu/T) 57.05

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla XXVIII. Balance de Plata en Prueba Convencional 7.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5245.5	524.55	
SOLUCION RICA	570	550.44	313.75	59.81
COLAS	100	2108	210.8	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5245.5

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla IXXX. Datos de la Prueba Convencional 8

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	16.20
Cola Ag (g/ton)	2050

Tabla XXX. Balance en Sólidos de Oro en Prueba Convencional 8.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	57.9	5.79	
SOLUCION RICA	570	7.33	4.17	72.02
COLAS	100	16.20	1.62	

Cabeza Calculada (gAu/T) 57.9

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla XXXI. Balance de Plata en Prueba Convencional 8.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5245.4	524.54	
SOLUCION RICA	570	560.60	319.54	60.91
COLAS	100	2050	205.0	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5245.4

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla XXXII. Datos de la Prueba 1 a Presión.

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	6.0
Cola Ag (g/ton)	410.0

Tabla XXXIII. Balance en Sólidos de Oro en Prueba 1 a Presión.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	58.20	5.82	100
SOLUCION RICA				89.69
COLAS	67.91	6.0	0.6	10.32

Es decir en solución deben extraerse 5.22 mg (esto de la resta de 5.82-0.6 que es el contenido metálico de Au) lo que representa teóricamente un 89.69% de extracción con cabeza analizada de 58.20 g/t.

Ahora si anexamos la solución rica y cola tenemos.

Tabla XXXIV. Balance en Sólidos de Oro en Prueba 1 a Presión. Agregando valores de solución rica y cola.

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	57.8	5.787	
SOLUCION RICA	570	9.10	5.18	89.51
COLAS	100	6.0	0.6	

Son 570 ml o gramos con una ley de 6.58 ppm es decir si 6.58 mg son 1000 ml en 570 ml tenemos 3.7596 mg.

Cabeza Calculada (gAu/T) 57.8

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.20

Tabla XXXV. Balance en Sólidos de Plata en Prueba 1 a Presión.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Ag (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5263.00	526.3	
SOLUCION RICA				92.20
COLAS	100	410	41.0	

Es decir en solución deben extraerse 485.3 mg (esto de la resta de 526.3-41.0 que es el contenido metálico de Au) lo que representa teóricamente un 92.20% de extracción con cabeza analizada de 5263 g/t.

Analizando solución rica y cola tenemos.

Tabla XXXVI. Balance en Sólidos de Plata en Prueba 1 Presión. Agregando valores de solución rica y cola.

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Ag (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5257.2	525.72	
SOLUCION RICA	570	850.40	484.72	92.20
COLAS	67.91	410	41.0	

Son 570 ml o gramos con una ley de 529.50 ppm es decir si 529.50 mg son 1000 ml en 570 ml tenemos 301.81 mg.

Cabeza Calculada (gAg/T) 5257.2

Cabeza Analizada (gAg/T) 5263.0

De la misma forma anteriormente expuesta se obtienen los datos para las pruebas siguientes.

Tabla XXXVII. Datos de la Prueba 2 a Presión.

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	5.0
Cola Ag (g/ton)	473.0

Tabla XXXVIII. Balance en Sólidos de Oro en Prueba 2 a Presión.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	58.0	5.80	
SOLUCION RICA	570	9.30	5.30	91.37
COLAS	100	5	0.5	

Cabeza Calculada (gAu/T) 58.0

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla IXL. Balance de Plata en Prueba 2 a Presión.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5257.6	525.76	
SOLUCION RICA	570	839.41	478.46	91.00
COLAS	100	473	47.3	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5257.6

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla XL. Datos de la Prueba 3 a Presión.

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	4.0
Cola Ag (g/ton)	436.0

Tabla XLI. Balance en Sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	58.1	5.81	
SOLUCION RICA	570	9.50	5.41	93.11
COLAS	100	4	0.4	

Cabeza Calculada (gAu/T) 58.1

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla XLII. Balance de Plata en Prueba 3 a Presión.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5257.5	525.75	
SOLUCION RICA	570	845.88	482.15	91.70
COLAS	100	436	43.6	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5257.5

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla XLIII. Datos de la Prueba 4 a Presión.

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	4.4
Cola Ag (g/ton)	434.0

Tabla XLIV. Balance en Sólidos de Oro en Prueba 4 a Presión.

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	57.9	5.79	
SOLUCION RICA	570	9.40	5.35	92.40
COLAS	100	4.4	0.44	

Cabeza Calculada (gAu/T) 57.9

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla XLV. Balance de Plata en Prueba 4 a Presión.

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5259.6	525.96	
SOLUCION RICA	570	846.25	482.36	91.71
COLAS	100	436	43.6	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5259.6

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla XLVI. Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 10 Minutos(M1).

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	15.20
Cola Ag (g/ton)	549

Tabla XLVII. Balance en Sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M1)

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	58.20	5.82	100
SOLUCION RICA				97.33
COLAS	67.91	15.20	0.152	10.32

Es decir en solución deben extraerse 5.982 mg (esto de la resta de 5.82-0.152 que es el contenido metálico de Au) lo que representa teóricamente un 97.33% de extracción con cabeza analizada de 58.20 g/t.

Ahora si anexamos la solución rica y cola tenemos.

Tabla XLVIII. Balance en Sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M1). Agregando Valores de Solución Rica y Cola.

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	44.4	4.44	
SOLUCION RICA	570	7.54	4.2978	96.62
COLAS	100	15.20	0.1520	

Son 570 ml o gramos con una ley de 7.54 ppm es decir si 7.54 mg son 1000 ml en 570 ml tenemos 4.2978mg.

Cabeza Calculada (gAu/T) 44.4

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.20

Tabla IL. Balance en Sólidos de Plata en Prueba 3 a Presión (M1)

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Ag (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5263.00	526.3	
SOLUCION RICA				89.56
COLAS	100	549	54.9	

Es decir en solución deben extraerse 471.4 mg (esto de la resta de 526.3-54.9 que es el contenido metálico de Au) lo que representa teóricamente un 89.56% de extracción con cabeza analizada de 5263 g/t.

Analizando solución rica y cola tenemos.

Tabla L. Balance en Sólidos de Plata en Prueba 3 a Presión (M1). Agregando valores de solución rica y cola.

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Ag (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5262	526.2	
SOLUCION RICA	570	826.93	471.35	89.57
COLAS	67.91	549	54.9	

Son 570 ml o gramos con una ley de 826.93 ppm es decir si 826.93 mg son 1000 ml en 570 ml tenemos 471.35 mg.

Cabeza Calculada (gAg/T) 5262.0

Cabeza Analizada (gAg/T) 5263.0

Tabla LI. Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 20 minutos(M2).

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	9.20
Cola Ag (g/ton)	485.0

Tabla LII. Balance en sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M2).

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	58.1	5.81	
SOLUCION RICA	570	8.59	4.8963	84.27
COLAS	100	9.20	0.92	

Cabeza Calculada (gAu/T) 58.1

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla LIII. Balance de Plata en Prueba 3 a Presión (M2).

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5261.6	526.16	
SOLUCION RICA	570	838.0	477.66	90.78
COLAS	100	485	48.5	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5261.6

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla LIV. Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 30 minutos(M3).

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	6.00
Cola Ag (g/ton)	466.0

Tabla LV. Balance en sólidos de Oro en prueba 3 a presión (M3).

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	58.08	5.8098	
SOLUCION RICA	570	9.14	5.2098	89.67
COLAS	100	6.0	0.60	

Cabeza Calculada (gAu/T) 58.08

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla LVI. Balance de Plata en Prueba 3 a Presión (M3).

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5260.8	526.08	
SOLUCION RICA	570	841.20	479.48	91.14
COLAS	100	466	46.6	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5260.8

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla LVII. Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 40 minutos(M4).

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5269
Cola Au (g/ton)	5.40
Cola Ag (g/ton)	463.0

Tabla LVIII. Balance en Sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M4).

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	58.1	5.81	
SOLUCION RICA	570	9.25	5.27	90.70
COLAS	100	5.40	0.54	

Cabeza Calculada (gAu/T) 58.1

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla ILX. Balance de Plata en Prueba 3 a Presión (M4).

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5262.4	526.24	
SOLUCION RICA	570	842.0	479.94	84.2
COLAS	100	463	46.3	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5262.4

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla LX. Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 50 Minutos(M5).

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	5.00
Cola Ag (g/ton)	451.0

Tabla LXI. Balance en sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M5).

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	58.0	5.8	
SOLUCION RICA	570	9.30	5.30	91.37
COLAS	100	5.00	0.50	

Cabeza Calculada (gAu/T) 58.0

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla LXII. Balance de Plata en Prueba 3 a Presión (M5).

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5261.2	526.12	
SOLUCION RICA	570	843.90	481.02	91.42
COLAS	100	451	45.1	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5261.2

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Tabla LXIII. Datos de la Prueba 3 a Presión en un Tiempo de 60 minutos(M6).

Líquido (L)	0.57
Sólido (kg)	0.1
Relación L/S	5.7
Cabeza Au (g/ton)	58.2
Cabeza Ag (g/ton)	5263
Cola Au (g/ton)	4.40
Cola Ag (g/ton)	426.0

Tabla LXIV. Balance en sólidos de Oro en Prueba 3 a Presión (M6).

ORO

Componente	peso(g)	Ley Au (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	58.0	5.80	
SOLUCION RICA	570	9.41	5.36	92.41
COLAS	100	4.40	0.44	

Cabeza Calculada (gAu/T) 58.0

Cabeza Analizada (gAu/T) 58.2

Tabla LXV. Balance de Plata en Prueba 3 a Presión (M6).

PLATA

Componente	peso(g)	Ley Ag (g/ton)	Contenido Metálico Au (mg)	% Extracción
CABEZA	100	5262.4	526.24	
SOLUCION RICA	570	848.50	483.645	91.90
COLAS	100	426	42.6	

Cabeza Calculada (gAg/T) 5262.4

Cabeza Analizada (g Ag/T) 5263.0

Cabezas de Au en Pruebas Convencionales y a Presión

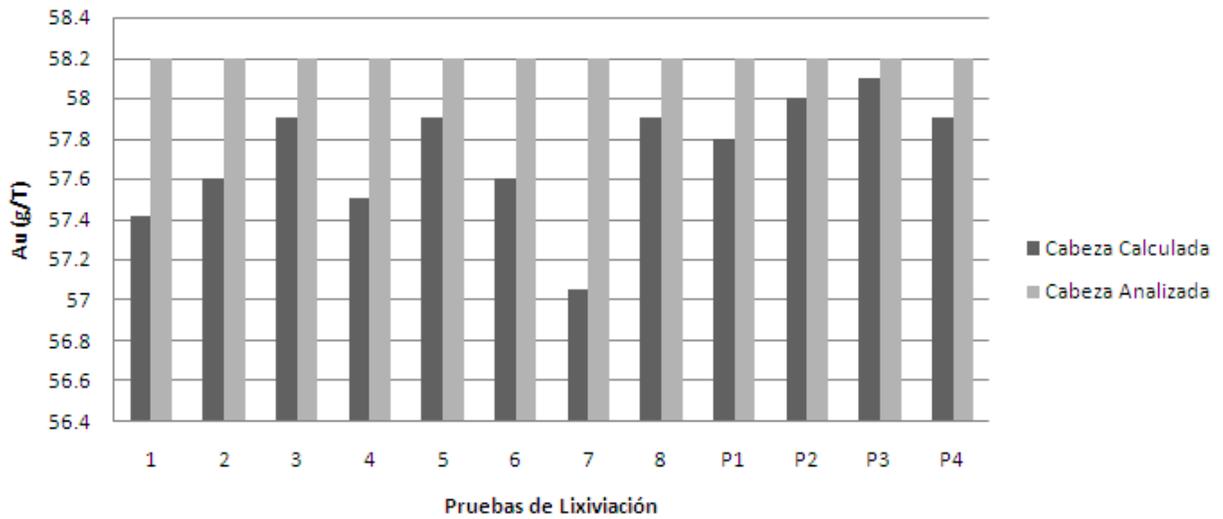


Figura 8. Comparación en Cabeza de Au Calculada y Analizada en Pruebas Convencionales y a Presión.

Cabezas de Ag en Pruebas Convencionales y a Presión

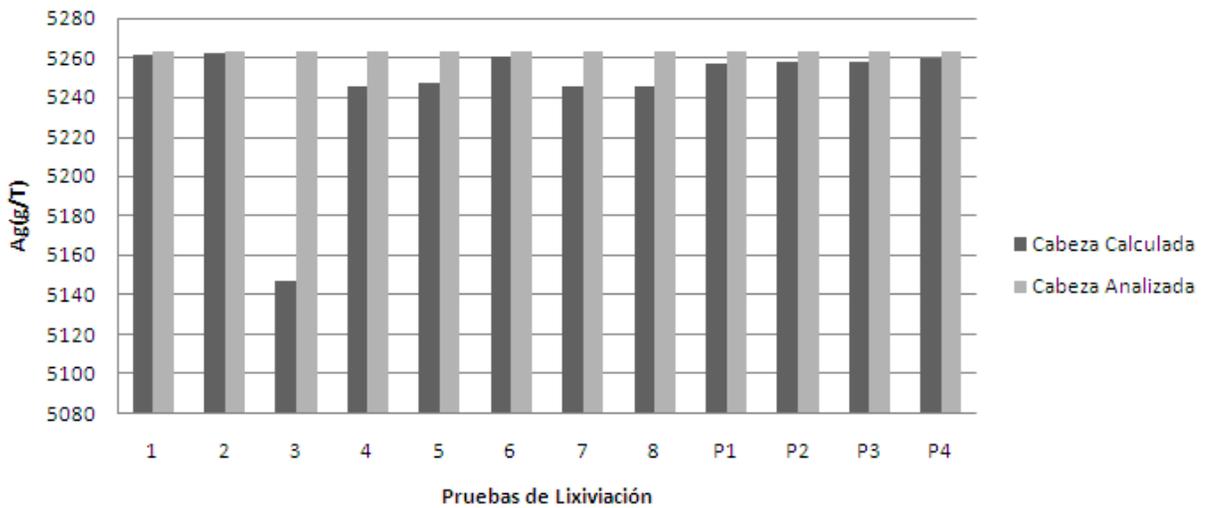


Figura 9. Comparación en Cabeza de Ag Calculada y Analizada en Pruebas Convencionales y a Presión

Cabezas de Au en Prueba a Presión 3

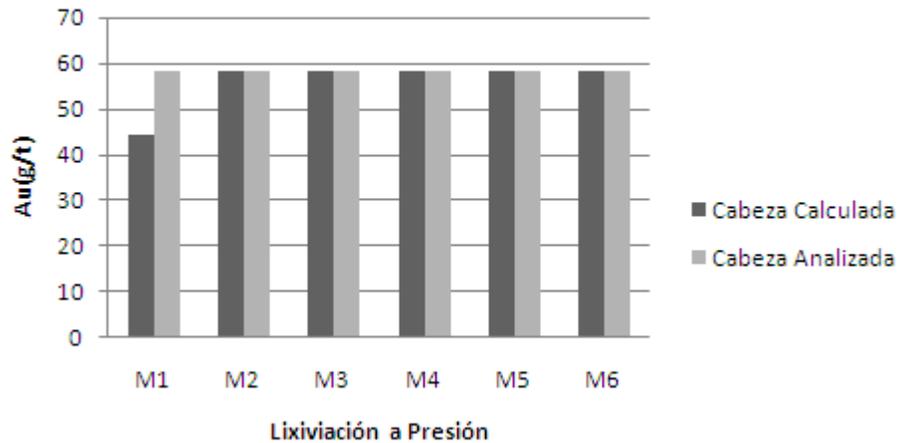


Figura 10. Comparación en Cabeza de Au Calculada y Analizada en Prueba 3 a Presión.

Cabezas de Ag en Prueba a Presión 3

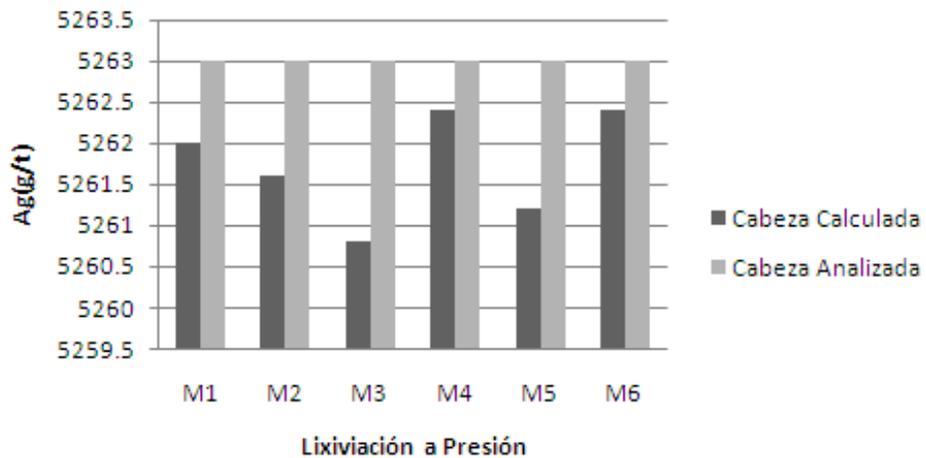


Figura 11. Comparación en Cabeza de Ag Calculada y Analizada en Prueba 3 a Presión.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 CARACTERIZACION

4.1.1 ESTUDIO DE RAYOS X DE LA MUESTRA.

Para la determinación de los minerales que se encuentran en el concentrado piritico de Bacis se tomo una muestra representativa y se analizó en el difractograma de Rayos X marca Oxford. Las especies determinadas en este concentrado fueron las siguientes:

P= Pirita FeS_2

C= Calcopirita CuFeS_2

G= Galena PbS

A= Argentopirita AgFe_2S_3

E= Esfalerita ZnS

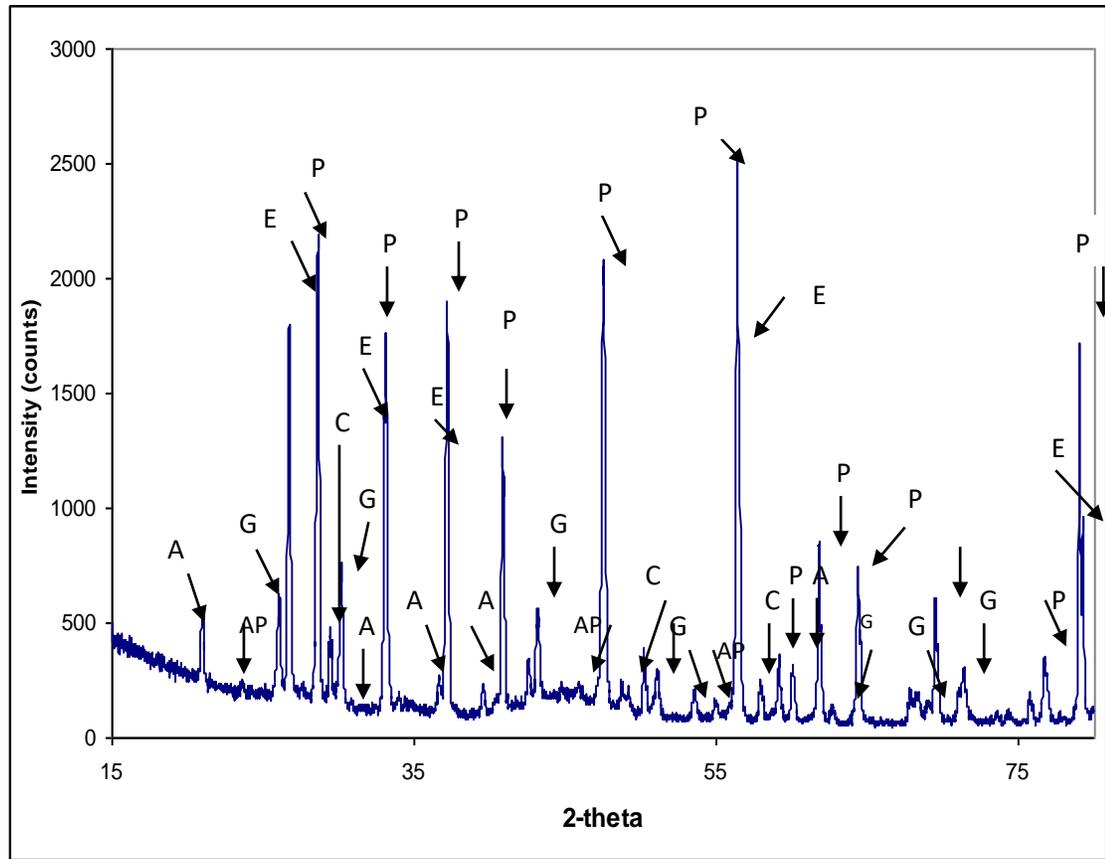
AP= Arsenopirita FeAsS

Especies que contienen plata: Argentopirita, Galena, Pirita y Antimoniuro de plata (Ag_3Sb).

Especies que contienen oro: Pirita y Calcopirita

Especies que contiene oro y plata (electrum): Pirita, Cuarzo y Argentopirita.

A continuación se muestra el difractograma de Rayos X para el concentrado argentopiritico de BACIS.



P= Pirita FeS_2

C= Calcopirita CuFeS_2

G= Galena PbS

A= Argentopirita AgFe_2S_3

E= Esfalerita ZnS

AP= Arsenopirita FeAsS

4.1.2 Análisis en el Microscopio Electrónico de Barrido

Al concentrado de BACIS se le realizó una molienda de tres horas y posteriormente se tomó una muestra para ver el diámetro de la partícula que se

va a someter a cianuración con agua oxigenada y aire. La fotografía de la partícula se muestra a continuación:

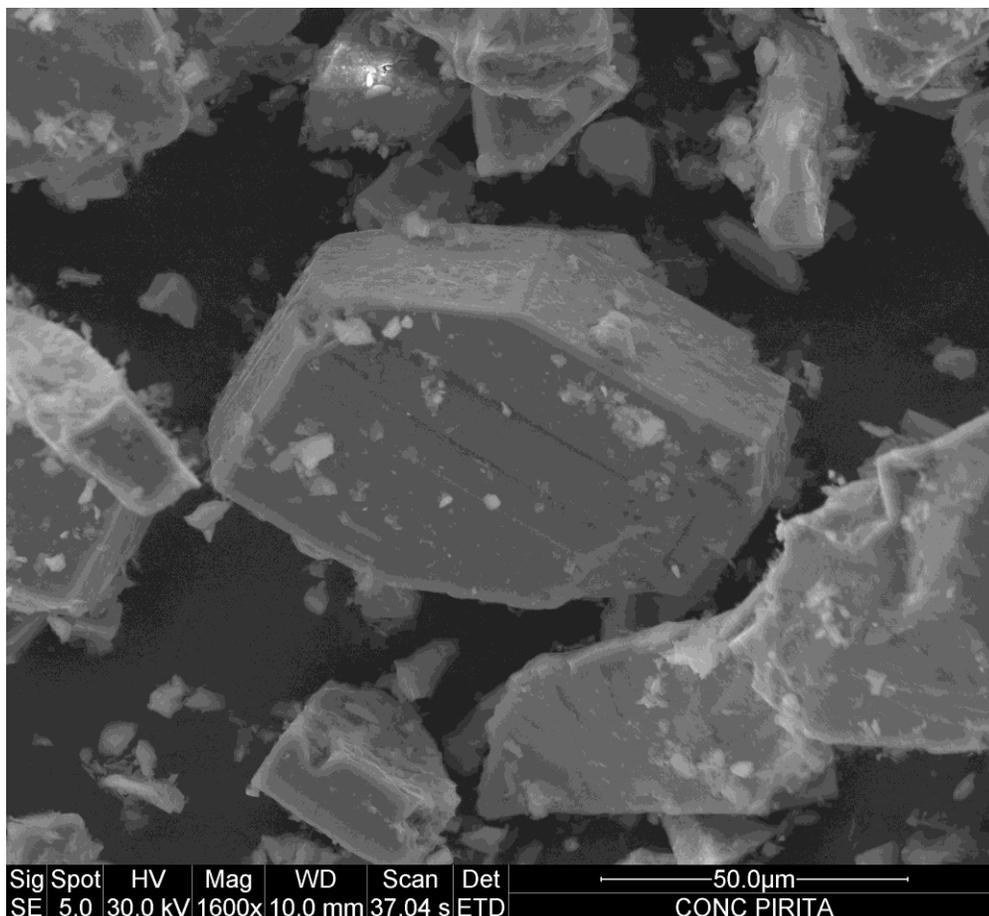


Figura 13. Partícula de Argentopirita (30 μm) la cual muestra superficie compacta

4.2 Resultados en las Pruebas de Lixiviación

Como era de esperarse a mayor presión de oxígeno se obtiene una mayor extracción de metales preciosos. Al agregarse agua oxigenada en las corridas seis, siete y ocho se esperaban valores intermedios entre lixiviación convencional y a presión.

Con el transcurso de tiempo se ve un aumento en la obtención de metales preciosos solo que es hasta 24 h ya después ni agregando agua oxigenada se ven extracciones considerables.

Una vez que se ha alcanzado el valor de temperatura deseado para el experimento, se comienza a contar el tiempo de la reacción, cuidando de no sobrepasar ni disminuir en gran medida la temperatura del reactor utilizando agua para intercambio de calor. A su vez guardando un margen en la temperatura durante el transcurso del tiempo. Al término de ese tiempo se comienza a retirar el calor del reactor con el intercambiador, se deja de suministrar calor hasta llegar a temperatura ambiente, se procede a desconectar las líneas de suministro, se retira el reactor de su base y es abierto para obtener la pulpa ya reaccionada.

Esta pulpa, se somete a un lavado con agua corriente para separar la solución rica en valores metálicos del sólido ahora despojado, se toma una muestra de la solución y se almacena para su estudio elemental por absorción atómica. Debido a las altas cantidades de plata en el licor se tuvo que diluir la muestra en 2/100; utilizando cianuro de sodio (NaCN).

Tabla LXVI. Parámetros de Lixiviación Convencional

No. Muestra	T(h)	Vol. (mL)	pHi	pHf	NaCN libre (Kg/T)	NaCN consumido (g)	CaO (g)	Álcali (Kg/T)
1	6	570	11.95	12.40	4.5	6	1.6	3.0
2	8	570	11.40	12.20	4.7	6	1.7	2.5
3	12	570	11.40	12.35	4.4	6	1.8	0.27
4	24	570	10.90	12.40	4.1	6	1.9	2.25
5	48	570	10.84	11.50	3.6	6	1.10	0.9
6	6	570	11.21	12.45	3.6	6	1.11	1.7

7	8	570	11.60	12.51	2.5	6	1.12	1.4
8	12	570	11.50	12.47	1.8	6	1.13	0.78

Tabla LXVII. Parámetros de Lixiviación a Presión.

No. Muestra	T(h)	Vol. (mL)	pH _i	pH _f	NaCN libre (Kg/T)	NaCN consumido (g)	CaO (g)	Álcali (Kg/T)
P1	1	570	11.40	9.50	0.10	6	1.6	0.10
P2	1	570	11.81	9.12	0.11	6	1.6	0.11
P3	1	570	11.40	11.80	0.83	6	1.6	0.42
P4	1	570	11.80	12.40	0.42	6	1.6	0.21

Tabla LXVIII. Lixiviación a Presión de Prueba 3.

No. Muestra	T (min)	Vol. (mL)	pH _i	pH _f	NaCN libre (Kg/T)	NaCN consumido (g)	CaO (g)	Álcali (Kg/T)
M1	10	570	11.20	12.07	6.0	6	1.6	1.9
M2	20	570	10.40	12.00	5.8	6	1.6	2.19
M3	30	570	10.40	11.39	5.4	6	1.6	1.94
M4	40	570	11.30	12.00	1.35	6	1.6	1.9
M5	50	570	10.90	11.77	0.55	6	1.6	1.7
M6	60	570	10.37	11.80	0.60	6	1.6	1.6

Tabla ILXX. Ley del Concentrado de Argentopirita de Mina Bacis de Otaéz, Durango.

	Au [g/ton]	Ag [g/ton]
Cabeza	58,2	5,263

Tabla LXX. Resultados según Análisis al Fuego de Lixiviación Convencional.

Prueba	T(h)	Au [g/ton]	Ag [g/ton]	Extracción% Au	Extracción% Ag
1	6	27.2	2,957	53.26	43.87
2	8	32	3,108	45.01	40.94
3	12	28.4	2,992	51.20	43.15
4	24	22.8	2,28	60.82	56.67
5	48	15.80	2,236	72.85	57.51
6	6	13.20	1,213	77.31	76.95
7	8	20	2,108	65.63	59.94
8	12	16.20	2,05	72.16	61.04

Tabla LXXI. Resultados según Análisis al Fuego de Lixiviación a Presión.

Prueba	T(°C)	P (kPa)	Au [g/ton]	Ag [g/ton]	Extracción% Au	Extracción% Ag
P-1	80	551.52	6	410	89.69	92.21
P-2	80	551.52	5	473	91.40	91.02
P-3	50	344.70	4	436	93.12	91.72
P-4	50	344.70	4.4	434	92.43	91.76

Tabla LXXII. Resultados según Análisis al Fuego de Lixiviación a Presión de la Prueba 3 (P-3).

Prueba	Au [g/ton]	Ag [g/ton]	Extracción% Au	Extracción% Ag
P3				
M0	58.2	5263	0	0
M1	15.20	549	73.88	89.56
M2	9.20	485	84.19	90.78
M3	6.00	466	89.69	91.14
M4	5.40	463	90.72	91.20
M5	5.00	451	91.40	91.40
M6	4.40	426	92.43	91.90

T=50°C P=344.70 kPa

Tabla LXXIII. Resultados del Método de Espectroscopia de absorción atómica. Lixiviación a Presión.

Prueba	T(°C)	P (kPa)	Au [mg/L]	Ag [mg/L]
P-1	80	551.52	9.10	850.4

P-2	80	551.52	9.30	834.41
P-3	50	344.70	9.50	845.88
P-4	50	344.70	9.40	846.25

Tabla LXXIV. Resultados del Método de Espectroscopia de absorción atómica. Lixiviación Convencional.

Prueba	T(h)	Prueba	Au [mg/L]	Ag [mg/L]
1	6	1	5.30	405.06
2	8	2	4.5	378.00
3	12	3	5.18	378.01
4	24	4	6.10	520.25
5	48	5	7.39	528.25
6	6	6	7.80	530.59
7	8	7	6.5	550.44
8	12	8	7.33	560.60

Tabla LXXV. Resultados del Método de Espectroscopia de Absorción Atómica de la Prueba 3 Lixiviación a Presión.

Prueba	Au [mg/L]	Ag [mg/L]

M1	7.54	826.93
M2	8.59	838.0
M3	9.14	841.20
M4	9.25	842.00
M5	9.30	843.90
M6	9.41	848.50

T=50°C P=344.70 kPa

Lixiviación Convencional Au

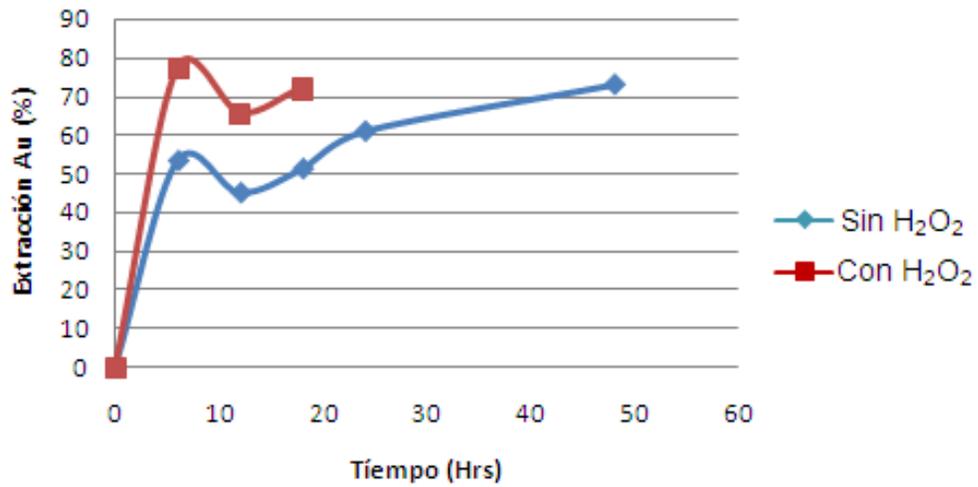


Figura 14. Extracción % Au vs Tiempo (hrs)

Lixiviación Convencional Ag

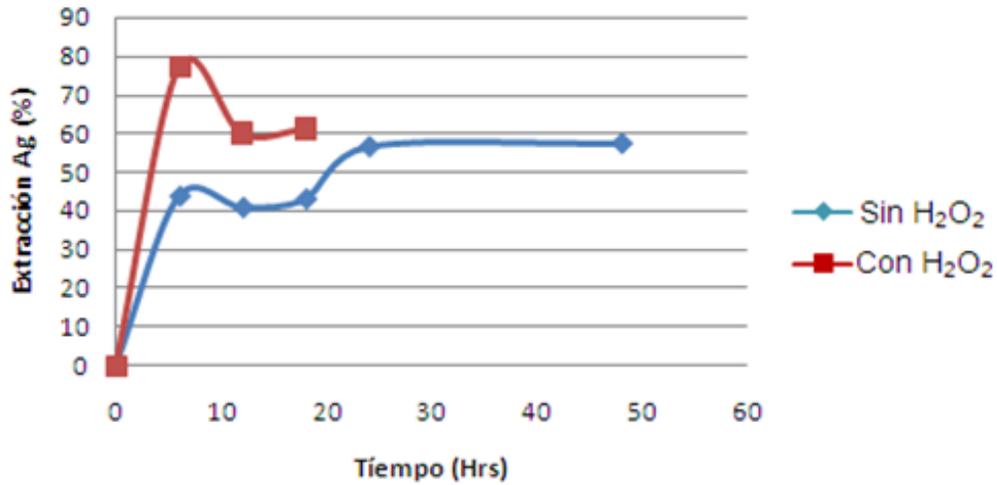


Figura 15. Extracción % Ag vs Tiempo (hrs.)

En la lixiviación convencional agregándole agua oxigenada se obtienen mayores porcentajes de extracción tanto en el oro como en la plata, al tiempo transcurrido de seis horas se tiene un aumento en la disolución de plata siendo 146% de recuperación con agua oxigenada; Pero al llegar a las seis horas es suficiente para alcanzar una buena extracción porque después disminuye. Mientras que para la lixiviación sin agua oxigenada se puede observar que a partir de las 24 horas no hay un avance en la extracción y basta un día para obtener un valor deseado.

Tabla LXXVI. Extracción (%) en Lixiviación a Presión.

Prueba	T(°C)	P (kPa)	Sólidos %	Extracción % Au	Extracción % Ag
P1	80	551.52	15	89.69	92.21

P2	80	551.52	20	91.40	91.02
P3	50	344.70	15	93.12	91.72
P4	50	344.70	20	92.42	91.76

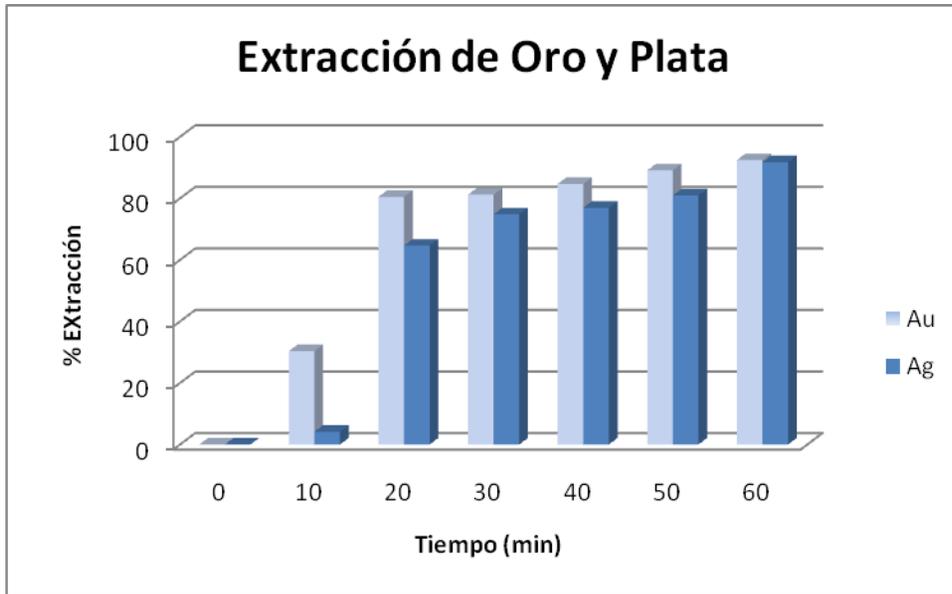


Figura 16. Extracción Au y Ag(%) Vs tiempo (min) en la Prueba 1.

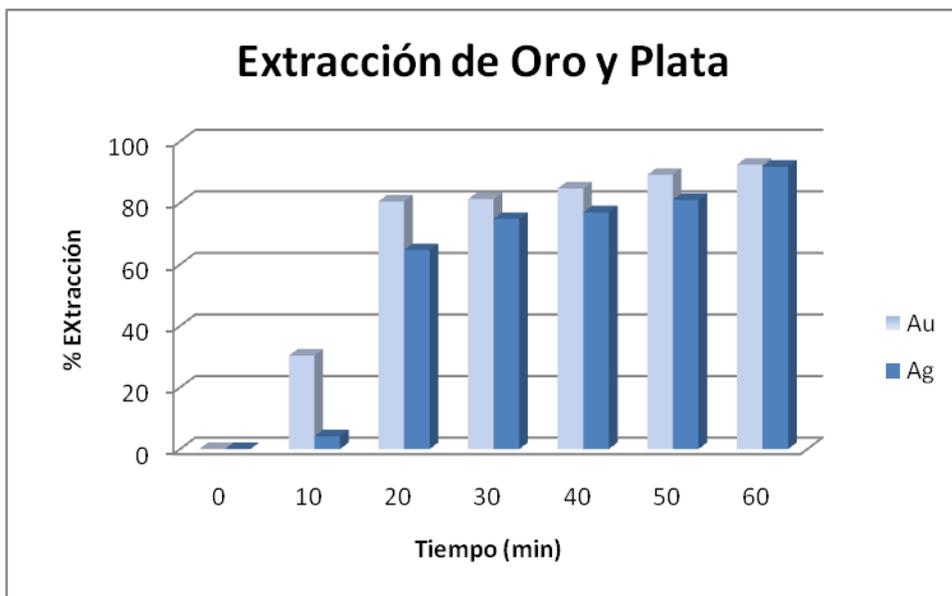


Figura 17. Extracción Au y Ag(%) Vs tiempo (min) en la Prueba 2.

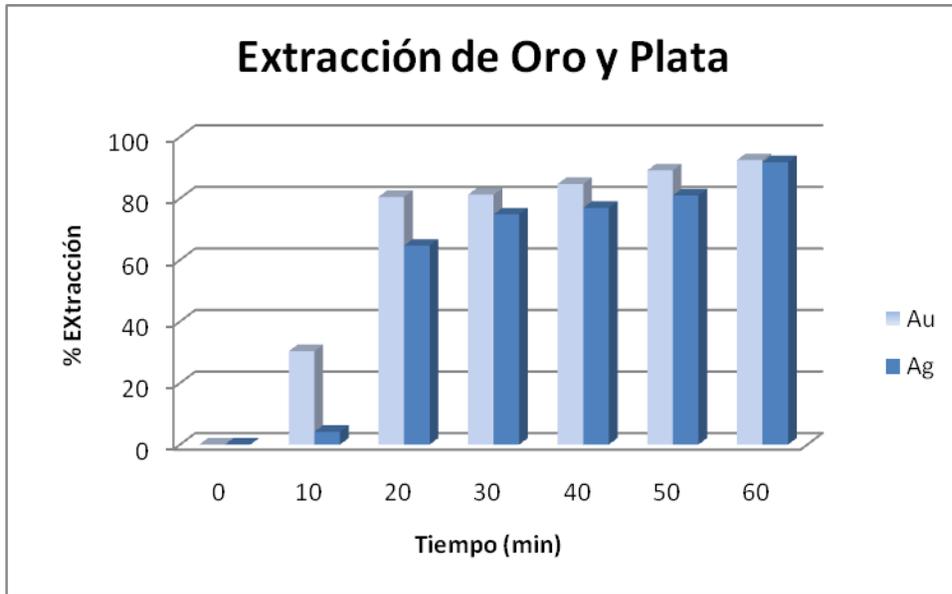


Figura 18. Extracción Au y Ag(%) Vs tiempo (min) en la Prueba 3.

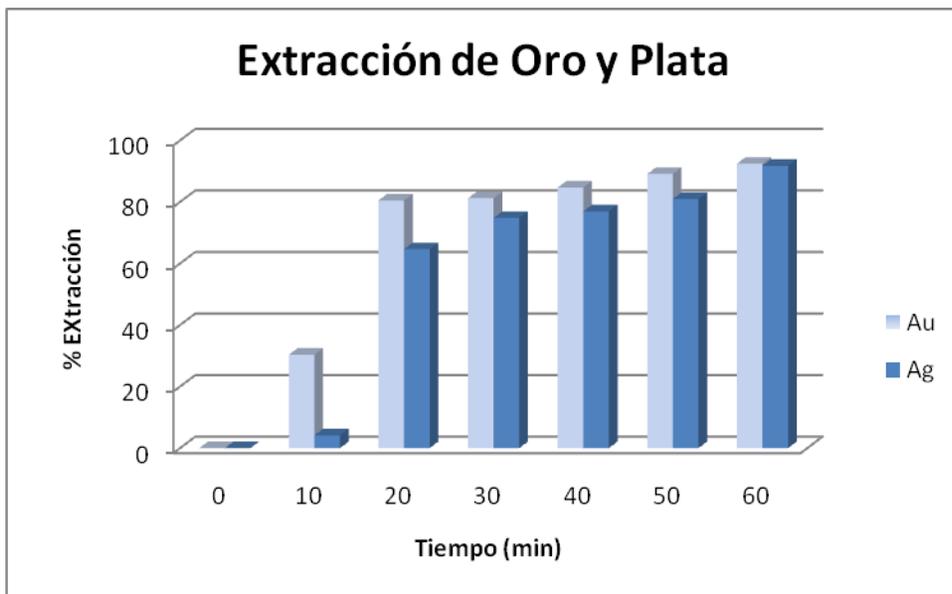


Figura 19. Extracción Au y Ag(%) vs tiempo (min) en la Prueba 4.

CAPITULO V

CONCLUSIONES

Para una comparación equitativa es necesario referirse a las pruebas según sus condiciones iniciales por ejemplo P1 y P2 se llevaron a la misma presión y temperatura, en el cual se obtienen mejores resultados con un mayor porcentaje de sólidos, es decir, 20% de sólidos. Pero para una menor presión y temperatura se obtienen mayores porcentajes de extracción con 15 % de sólidos. Siendo este el caso de la prueba numero 3 de lixiviación a presión. Esto último ocurre porque a una temperatura mayor de 80° C se forma HCN ocasionando menor extracción del metal de interés. Haciendo un remarque en este resultado se tomaron muestras cada 10 minutos en las pruebas a presión

y como se observa en la Tabla ILXXX el aumento del porcentaje de extracción es muy notorio comparado al resto de las pruebas a presión.

En el proceso de lixiviación y oxidación en una sola etapa que se propone en este trabajo de investigación, es considerable para disolver los metales preciosos como son el oro y la plata de un mineral refractario ya que se requiere solamente de 60 minutos con el empleo de presión de oxígeno de 344.7 kPa y una temperatura de 50°C con 15% de sólidos, es decir 570 mililitros de agua por 100 gramos de concentrado; Comparando este proceso con la cianuración convencional que emplea aproximadamente 20 horas ya que después de este tiempo no se registran mejoras en su recuperación, este representa un ahorro en tiempo considerable con costos de operación muy bajos ya que el autoclave que se usa es de acero inoxidable. En el proceso de lixiviación convencional se obtiene 72.83% de Oro y 57.51% de Plata. Aunque en el proceso de lixiviación Convencional con agua oxigenada se obtiene 77.31% de Oro y 76.95% de Plata en un tiempo de seis horas. Cabe resaltar que las recuperaciones que se obtienen de oro y plata con este proceso de Oxidación y Lixiviación en una sola etapa son superiores a las pruebas convencionales en un tiempo extremadamente bajo, es decir, en una hora teniendo 93.12% de Au y 91.72% de Ag.

En el caso de lixivitaciones convencionales con agua oxigenada se tienen mejores resultados de disolución ya que el oxígeno es el reactivo gaseoso más importante para aumentar la velocidad de disolución de los metales en la solución lixivante. Sin embargo es muy recomendable que en estudios posteriores se analice a tiempos más largos para tener mayor observación sobre el fenómeno ocurrido en las figuras 14 y 15.

La oxidación a presión es un proceso acuoso para la eliminación del azufre que se llevo a cabo en una autoclave, operando a altas presiones y temperaturas. Con una oxidación y lixiviación en una sola etapa se logran

resultados muy buenos en la extracción y en valor económico es bastante factible aplicar este proceso en la industria, haciendo un pre-análisis de la zona geográfica y de la composición del mineral. Y no es necesario tiempos prolongados para obtener porcentajes de extracción satisfactorios.

En este estudio se utilizo 100 gramos de concentrado con 570ml de agua y la cantidad de agente lixiviante en este caso Cianuro de Sodio NaCN según los parámetros de las pruebas con mejores resultados fue 6 gramos con 1.6 gramos de Cal. El kilogramo de NaCN se encuentra a 32.76 pesos mexicanos, el kilogramo de cal (NaOH) tiene un costo de 1.02 pesos. La energía de 1 Kw/h es de 3.32 pesos. El Metro cubico de agua tiene un valor de 23 pesos. Así que por cada kilogramo de concentrado piritico su costo de disolución es de 14.53 pesos mexicanos.

Una tonelada de concentrado piritico de Mina Bacis contiene 58.2 gramos de Oro y 5263 gramos de plata. En el mes de Octubre del año 2011 se encuentra la Onza Troy de Oro a 22552.08 pesos mexicanos y la Onza Troy de Plata se encuentra a 445.17 pesos mexicanos. Así que este proceso genera alrededor de 87% de ganancias.

CAPITULO VII

BIBLIOGRAFIA

1. Habashi, F. A Textbook of Hydrometallurgy. Métallurgie Extractive Québec, Enr. Québec, Canadá (1999).
2. Burkin, A. R. The Chemical Hydrometallurgy: Theory and Principles. IC Press (2002).
3. Marsden, J y House, I, The Chemistry of Golg Extraction, Ellis Horwood, Chichester U.. pp 403-418 (2006).
4. <http://tesis.uson.mx/digital/tesis/docs/6716/Capitulo2.pdf>

5. <http://www.patentesonline.cl/procedimiento-para-recuperar-oro-desde-soluciones-y-suspensiones-de-lixiviacion-de-20094.html>
6. Quiroz Castillo, L.S. Tesis de Maestría; Extracción de Oro de Mineral Sulfuroso Mediante Oxidación y Cianuración Simultánea A Presión (Agosto 2010).
7. Parga Torres, J; González Muzquiz, G; Figueroa V., G; Góngora H y Valenzuela G,J.L.Revista GEOMIMET, Enero/Febrero 2011.No.289, Cinética de recuperación de oro y plata por medio de cianuración oxidante a presión y temperaturas moderadas.
8. Parga, J.R., Valenzuela, J.L., CepedaT., F. "Pressure Cyanide Leaching for Precious Metals Recovery". Journal of Metals, Minerals and Materials, JOM, published by The Metals, Minerals & Materials Society, Oct 2007.
9. <http://journalmex.wordpress.com/2011/03/31/industriaminerometalurgica-en-mexico-durante-enero-de-2011/>
10. www.snmpe.org.pe/.Informe-Quincenal-Mineria-La-plata-Marzo 2010.pdfn
11. Ballester, Verdeja & Sancho, Metalurgia Extractiva Volumen I, Editorial síntesis.
12. Valenzuela, Aguayo, Munive T, Parga, Ornelas, Tecnología Metalúrgica Para La Recuperación de Oro y Plata. 1era Edición editado por Universidad de Sonora.1999. Modulo V Capitulo 1.3.
13. Vanders Iris, F. Kerr Paul. Mineral Recognition. by John Wiley & Sons 1967.
14. D. Nesse William. Introduction To Mineralogy. by Universidad Oxford 2000.

15. <http://www.slideshare.net/guest3ae10c/trabajo-zinc-y-plomo>
16. <http://www.metalurgia.uda.cl/apuntes/caceres/cursohidrometalurgia/Hidrometalurgia.pdf>
17. Kenneth G. T. Research, Engineering Design and operation of a Pressure Hydrometallurgy Facility for Gold Extraction. Pag: 12 y 46.

CAPITULO VIII

APENDICE

Tabla LXXVII. Comparación en Cabezas de Au y Ag en las Pruebas Convencionales y a Presión.

Prueba	Cabeza Calculada Au (g/T)	Cabeza Calculada Ag (g/T)	Cabeza Analizada Au (g/T)	Cabeza Analizada Ag(g/T)
1	57.41	5261.5	58	5263
2	57.6	5262	58	5263
3	57.9	5146.6	58	5263
4	57.5	5245.54	58	5263
5	57.9	5247	58	5263
6	57.6	5260.03	58	5263
7	57.05	5245.5	58	5263

8	57.9	5245.4	58	5263
P1	57.8	5257.2	58	5263
P2	58	5257.6	58	5263
P3	58.1	5257.5	58	5263
P4	57.9	5259.6	58	5263

Tabla LXXVIII. Comparación en Cabezas de Au y Ag en la Prueba 3 a Presión.

Prueba 3 a Presión	Cabeza Calculada Au (g/T)	Cabeza Calculada Ag (g/T)	Cabeza Analizada Au (g/T)	Cabeza Analizada Ag(g/T)
M1	44.4	5262	58.2	5263
M2	58.1	5261.6	58.2	5263
M3	58.08	5260.8	58.2	5263
M4	58.1	5262.4	58.2	5263
M5	58	5261.2	58.2	5263
M6	58	5262.4	58.2	5263

Tabla ILXXX. Prueba 1, Lixiviación a Presión.

T=80°C, P=551.52 kPa, %Sólidos=15

Muestra	Tiempo (min)	Solido Au (g/t)	Solido Ag (g/t)	Extracción % Au	Extracción % Ag
M0	0	58.2	5263	0	0
M1	10	33.42	4159.6	42.57731959	20.96522896
M2	20	9.37	1533.81	83.90034364	70.8567357
M3	30	9.01	1093.02	84.51890034	79.23199696
M4	40	7.35	1001.5	87.37113402	80.97092913
M5	50	5.23	825.82	91.0137457	84.30894927
M6	60	6	410	89.69072165	92.20976629

Tabla LXXX. Prueba 2, Lixiviación a Presión.

T=80°C, P=551.52 kPa , %Sólidos=20

Muestra	Tiempo (min)	Solido Au (g/t)	Solido Ag (g/t)	Extracción % Au	Extracción % Ag
M0	0	58.2	5263	0	0
M1	10	4.53	5045.29	30.36082474	4.136614098
M2	20	11.36	1860.4	80.48109966	64.65133954
M3	30	10.92	1325.75	81.2371134	74.8099943
M4	40	8.91	1214.74	84.69072165	76.91924758
M5	50	6.34	1001.66	89.10652921	80.96788904
M6	60	5	473	91.40893471	91.01273038

Tabla LXXXI. Prueba 3, Lixiviación a Presión.

T=50°C, P=344.7 kPa, %Sólidos=15

Muestra	Tiempo (min)	Solido Au (g/t)	Solido Ag (g/t)	Extracción % Au	Extracción % Ag
M0	0	58.2	5263	0	0
M1	10	33,42	4159,6	42.57731959	20.96522896
M2	20	9,37	1533,81	83.90034364	70.8567357
M3	30	9,01	1093,02	84.51890034	79.23199696
M4	40	7,35	1001,5	87.37113402	80.97092913
M5	50	5,23	825,82	91.0137457	84.30894927
M6	60	4	436	93.12714777	91.71575147

Tabla LXXXII. Prueba 4, Lixiviación a Presión.

T=50°C, P=344.7 kPa , %Sólidos=20

Muestra	Tiempo (min)	Solido Au (g/t)	Solido Ag (g/t)	Extracción % Au	Extracción % Ag
M0	0	58.2	5263	0	0
M1	10	40,53	5045,29	30.36082474	4.136614098
M2	20	11,36	1860,4	80.48109966	64.65133954
M3	30	10,92	1325,75	81.23711134	74.8099943
M4	40	8,91	1214,74	84.69072165	76.91924758
M5	50	6,34	1001,66	89.10652921	80.96788904
M6	60	4.4	434	92.43986254	91.75375261