

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y TEXTIL



**“DISEÑO DE UN PROCESO PARA RECUPERAR
METALES PRECIOSOS DE MINERALES
CARBONACEOS”**

TESIS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO QUÍMICO

PRESENTADO POR:

**JOSE LUIS DEL AGUILA AREVALO
JORGE EDUARDO BURGOS TELLO**

LIMA – PERÚ

2013

Digitalizado por:

**Consortio Digital del
Conocimiento MebLatam,
Hemisferio y Dalse**

DEDICATORIA

A mis padres José Del Águila Ríos y Dolly Arévalo Bartra

Ami amada familia Renato Del Águila y Yenny Muñoz.

A mis hermanas Karin, Cristina y Vanessa

José Luis Del Águila Arévalo

A mis padres Jorge Luis Burgos Espinal y María Elena Tello Ledesma,

A mis abuelos quien en vida apoyaron incondicionalmente y sé que desde el cielo gozan con este logro,

Y a mi hermana María Claudia.

Jorge Eduardo Burgos Tello

AGRADECIMIENTOS

A Dios por darnos la dicha de despertar un nuevo día.

A nuestros padres y familia por su paciencia, comprensión y apoyo incondicional.

A la Universidad Nacional de Ingeniería por darnos la formación profesional.

José Luis Del Águila Arévalo

Jorge Eduardo Burgos Tello

RESUMEN

En diversos yacimientos mineros existe la presencia de oro contaminado con mineral carbonáceo, este tipo de mineral no puede ser lixiviado con cianuro de sodio, debido a que el complejo oro-cianuro formado es adsorbido por el carbón orgánico, mostrando un efecto Preg-Robbing; por consiguiente se busca alternativas de tratamiento, siendo una de ellas la lixiviación con tiosulfato de amonio.

La presente investigación tiene por objetivo explorar posibles soluciones al problema que se presentan en los minerales auríferos carbonáceos, encontrados en diversos yacimientos del país.

A nivel experimental mediante pruebas de lixiviación, tanto a escala de laboratorio como a escala piloto se busca encontrar un proceso que permita la recuperación adecuada del oro, además que tenga alta rentabilidad técnica y económica.

En el presente trabajo de investigación en el cual se pretende diseñar un proceso de recuperación de metales preciosos de minerales carbonáceos para lo cual se determina las condiciones óptimas del proceso, para luego realizar el diseño y dimensionamiento de los equipos requeridos, teniendo en cuenta los reactivos, así como los parámetros y variables del proceso escogido.

INDICE

1	CAPITULO I. CONCEPTOS GENERALES.....	7
1.1	SITUACIÓN DE LA MINERÍA DE METALES PRECIOSOS EN EL PAÍS	7
1.2	INFLUENCIA DE LA MINERÍA EN LA ECONOMÍA DEL PAÍS	10
1.3	CARACTERIZACIÓN DE LAS RESERVAS DE METALES PRECIOSOS EN EL PAÍS.....	18
2	CAPITULO II. SELECCIÓN DEL TRATAMIENTO.....	22
2.1	DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	22
2.2	SELECCIÓN DEL METODO	24
3	CAPITULO III. MARCO TEÓRICO DEL PROCESO SELECCIONADO	30
3.1	ETAPAS DEL PROCESO SELECCIONADO	30
3.2	TERMODINÁMICA DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN CON TIOSULFATO DE AMONIO	31
3.3	QUÍMICA DE LA LIXIVIACIÓN CON TIOSULFATO DE AMONIO.....	36
3.4	VARIABLES DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN	39
3.5	VARIABLES DE LA CEMENTACIÓN CON COBRE ELECTROLITICO.....	42
4	CAPITULO IV. METODOLOGÍA DE TRABAJO.....	45
4.1	INTRODUCCIÓN	45
4.2	MUESTREO EXPLORATORIO	47
4.3	PROTOCOLO DE MUESTREO PARA PRUEBAS EXPERIMENTALES	50
4.4	DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS UTILIZADOS	53
4.5	INSUMOS QUÍMICOS.....	61
4.6	PREPARACIÓN DE REACTIVOS	62
4.7	PRUEBAS METALÚRGICAS	64
4.8	METODOS MATEMÁTICOS PARA DISEÑO EXPERIMENTAL.....	68
5	CAPITULO V. RESULTADOS EXPERIMENTALES.....	69
5.1	LEYES DE CABEZA Y CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA.....	69

5.2	PRUEBAS A NIVEL LABORATORIO	81
5.3	PRUEBAS A NIVEL PILOTO	92
6	CAPITULO VI. DISEÑO	97
6.1	DESCRIPCIÓN DEL PROCESO.....	97
6.2	BASE DE CÁLCULO	98
6.3	DISEÑO DEL PAD DE LIXIVIACIÓN	99
6.4	DISEÑO DE LA LIXIVIACIÓN Y PLANTA DE BENEFICIO	103
6.5	DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO	117
7	CAPITULO VII. EVALUACIÓN ECONÓMICA	118
7.1	INVERSIONES	118
7.2	COSTOS	119
7.3	INGRESO-BENEFICIO	120
7.4	FLUJO DE CAJA	121
7.5	INDICADORES	121
8	CAPÍTULO VIII. CONCLUSIONES	122
8.1	CONCLUSIONES	122
8.2	OBSERVACIONES	122
9	CAPÍTULO IX. BIBLIOGRAFÍA	124
10	ANEXOS	128
10.1	PROCEDIMIENTOS.....	128
10.2	DATA DEL CONTROL DE PRUEBAS METALÚRGICAS.....	136
10.3	FOTOGRAFÍAS	141

CAPITULO I. CONCEPTOS GENERALES

1.1 SITUACIÓN DE LA MINERÍA DE METALES PRECIOSOS EN EL PAÍS

La minería a lo largo de los años ha representado para el Perú el principal pilar económico. En general el comportamiento de la economía se ha subordinado al comportamiento de la minería, el principal sector exportador.

El Perú es un país minero reconocido por su potencial geológico, debido a esto ocupa posiciones líderes en la producción de metales. A nivel mundial, ocupa el primer lugar en plata; el segundo lugar en zinc y cobre; el tercer lugar en estaño, telurio y bismuto; el cuarto lugar en plomo y molibdeno; el quinto lugar en oro y selenio; el octavo lugar en indio; y el décimo séptimo lugar en hierro. En Latino América ocupa el primer lugar en oro, plata, zinc, plomo, estaño, bismuto, indio y telurio; el segundo lugar en cobre, molibdeno y selenio; y el quinto en hierro.

Las empresas mineras en el Perú producen tanto minerales metálicos como no metálicos. Las empresas de minería metálica producen principalmente concentrados de cobre, oro, zinc, molibdeno, plomo, plata, estaño, hierro, cadmio, etc. y más de 14 metales; mientras que las empresas mineras no metálicas producen cal, mármol, arcilla, yeso, sal común, materiales de construcción, entre otros.

La minería metálica es la más importante, como su nombre lo indica extrae, procesa, concentra y refina elementos o minerales con contenidos metálicos, están por ejemplo: el oro que está asociado a los minerales de cuarzo; la plata a la argentita; el cobre que se obtiene de los minerales de calcopirita, entre otros; el plomo de la galena; el zinc de la blenda; el aluminio de la bauxita, el hierro de la hematina y de la limonita, entre otros.

El sector minero viene ejecutando estrategias que pasan por entender y comprender la realidad socio-económica de la región en la que operan.

Las empresas invierten importantes recursos en implementar programas adecuados a cada realidad particular en manejo ambiental, desarrollo social y relación con la comunidad. La estrategia de las empresas mineras para construir una relación sostenible con los actores sociales es principalmente contar con una política de responsabilidad social y ambiental desde el principio, reconociendo a las comunidades como interlocutores válidos y fomentar la participación ciudadana abierta, transparente y permanente.

En la actualidad, la actividad minera aplica tecnologías de punta para mitigar posibles impactos; asimismo, implementa procesos de participación ciudadana, (vigilancia ambiental), comunicación y consulta, basados en la transparencia, el respeto por las poblaciones y la buena fe, buscando involucrar a la comunidad en los monitoreos, comités medioambientales. En conclusión, la minería busca ser líder en contribución empresarial y social del país.

Las empresas mineras tienen hoy nuevas ideas y nuevos comportamientos, esta nueva visión se denomina "Minería Moderna" y comprende dos grandes políticas que son: Responsabilidad Social y Responsabilidad Ambiental.

1.1.1 RESPONSABILIDAD SOCIAL

Como concepto general la Responsabilidad Social es el conjunto de mejores prácticas en beneficio de las poblaciones involucradas en las industrias extractivas conducentes a mejorar su calidad de vida en el marco de la excelencia ambiental y del desarrollo sostenible.

Actualmente, en el Perú la responsabilidad social se desarrolla de modo desigual en distintos ámbitos y sectores de la sociedad, lo que puede entenderse por diversos factores, entre ellos el crecimiento acelerado de la economía peruana. La Responsabilidad Social se convirtió en un tema generalizado y en una necesidad vinculada a las nuevas exigencias de las empresas, de los consumidores, de los clientes, del mundo académico y, en general de los ciudadanos.

En el Perú, la Responsabilidad Social cada vez toma mayor relevancia y se difundió rápidamente en el sector empresarial. Por otro lado, es importante que su difusión no se limite al sector empresarial, sino que la sociedad en general también conozca y entienda este tema.

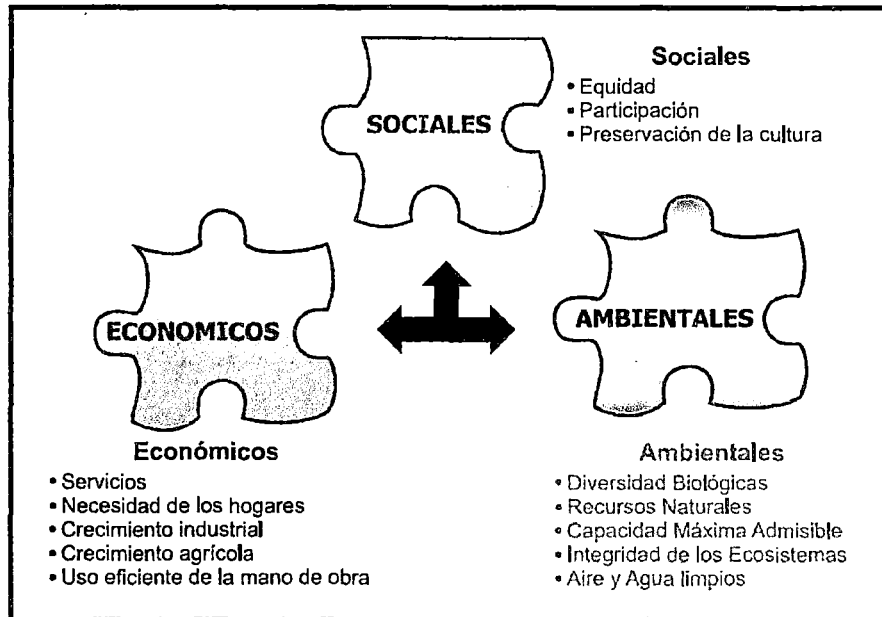
1.1.2 RESPONSABILIDAD AMBIENTAL

Es la política fijada por las empresas mineras para que sus acciones y labores mineras estén orientadas a proteger el aire, el agua y los suelos de los impactos negativos que pueden generar las operaciones mineras. La responsabilidad ambiental no se limita a no contaminar con desechos industriales o domésticos, sino incluye una visión de protección integral de todo el entorno ecológico de las operaciones mineras.

Por esta razón, para el cuidado integral del medio ambiente, es muy importante que la empresa minera cumpla la legislación minera ambiental establecida, la cual es fiscalizada por el organismo público correspondiente. También es importante revisar conjuntamente con los pobladores todo lo que puede perjudicar al agua, los suelos y el aire del entorno, ya que muchos impactos en la zona pueden provenir de las actividades de los propios pobladores, como es el caso de la tala de árboles o la contaminación de los ríos con basura o aguas servidas de las poblaciones rurales.

A continuación se describe las principales políticas que son consideradas para la Responsabilidad Social, Ambiental y Económica.

Figura 1.1 Políticas para la Responsabilidad Social, Ambiental y Económica.



Fuente: Artículo "La cadena de valor en la industria minera", V. Gabitz

1.2 INFLUENCIA DE LA MINERÍA EN LA ECONOMÍA DEL PAÍS

La minería juega un rol importante en la economía peruana y más aún en las economías regionales donde se encuentran los asentamientos mineros. A nivel de grandes agregaciones geográficas, Cajamarca, Ancash, Moquegua, Pasco y Puno son los departamentos mineros por excelencia. A nivel nacional, la importancia de la minería cobra relevancia sobre todo a nivel de los recursos adicionales que le genera a la economía a través de flujos de capital provenientes de inversiones, exportaciones e impuestos. Del mismo modo, esta actividad genera encadenamientos económicos en otras ramas productivas, por lo que los niveles de producción de estas están en parte determinados por la evolución de la minería.

En los últimos cinco años el sector minero ha experimentado un importante dinamismo y desarrollo aumentando de manera espectacular tanto los recursos por divisas generados como los impuestos que paga. Es decir, el proceso de expansión ha significado también un incremento de la importancia de la minería en la economía nacional.

El contexto actual de la minería en el Perú está enmarcado en intensos procesos de confrontación social a nivel local y confrontación política a nivel nacional. Ello ha significado un incremento significativo en el riesgo asociado a la actividad y una menor confianza del sector privado acerca de su sostenibilidad o expectativas de desarrollo en el mediano plazo.

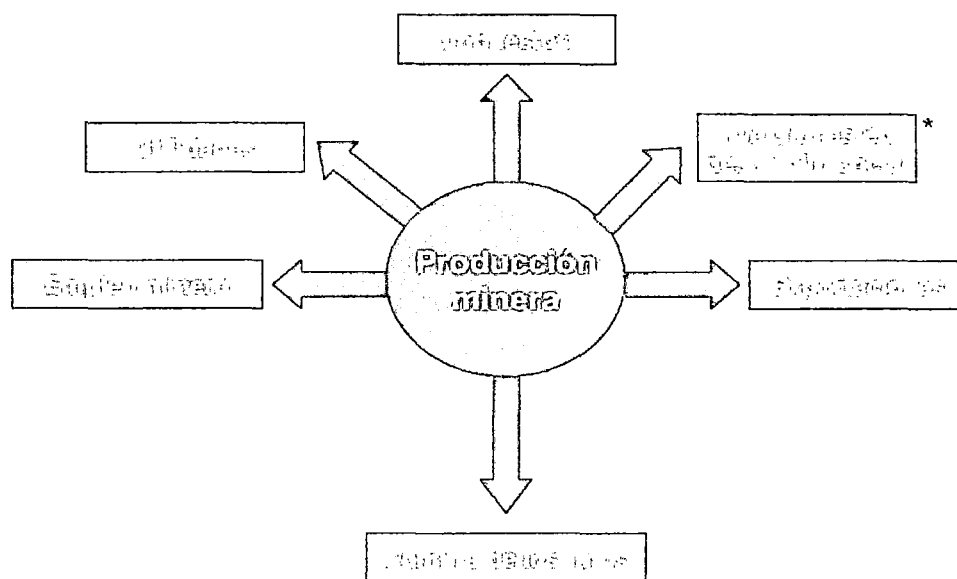
La realidad peruana, los procesos históricos que la subyacen y los estadios de desarrollo de su economía difícilmente puede ser explicada sin la minería. Por ello, sus vínculos con la economía nacional y local tenderían a ser profundos así como con los principales determinantes del nivel de vida de la población.

Como es lógico suponer, una actividad económica posee múltiples formas de interrelacionarse con la economía local. Las interacciones de la producción minera con la economía local ocurren a múltiples niveles y a través de diferentes canales de transmisión. Por ello, conviene agruparlos de acuerdo con los componentes iniciales del valor agregado generado en la economía: exportaciones, compra de insumos, contrato de mano de obra, generación de utilidades empresariales y pago de impuestos.

En la figura 1.2 se presenta este primer nivel de vinculación.

De este modo, el primer nivel de interacción de la minería con la economía local puede entenderse a partir de los efectos del propio proceso productivo; es decir, de la generación de valor agregado en la economía. Así, la minería produce para exportar (venta final del producto) y para ello necesita comprar insumos, emplear mano de obra y pagar impuestos, para luego, del proceso productivo generará efectos adicionales y serán parte integrante de la vinculación de la minería con la economía nacional.

Figura 1.2 Primer nivel de interacción: Generación de valor agregado

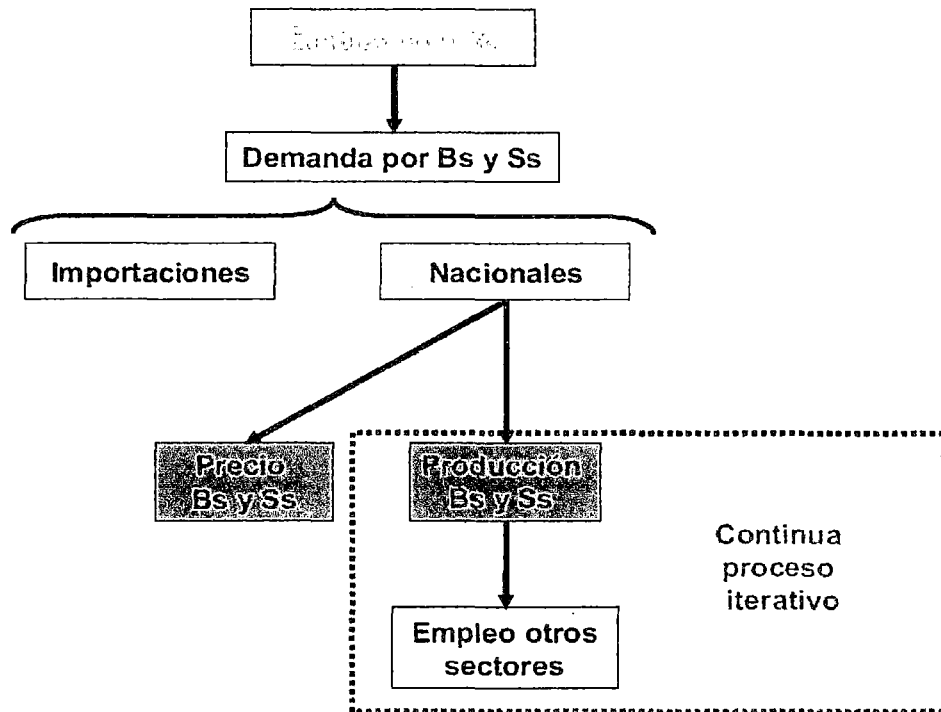


Fuente: Artículo "La cadena de valor en la industria minera", V. Gabitz.

Así, por ejemplo, los trabajadores mineros al momento de recibir su pago en salarios utilizarán dicho ingreso para consumir bienes y servicios. Tal demanda, dependiendo de sus preferencias podrá estar más o menos sesgada hacia la compra de bienes locales o bienes importados. La porción de la compra dirigida a la compra de bienes importados tendrá un efecto en la balanza comercial de la economía, mientras que la compra en bienes nacionales un efecto dinamizador adicional. Este efecto se produce dado que para que los trabajadores mineros compren los bienes y servicios nacionales alguien deberá producirlos (generar valor agregado) replicando el proceso de producción y distribución de ganancias continuamente. Del mismo modo, el aumento en la demanda, dadas ciertas condiciones del mercado, podría generar un incremento en los precios.

En la figura 1.3 se presenta el esquema de este proceso.

Figura 1.3 Segundo nivel de interacción: Empleo minero.



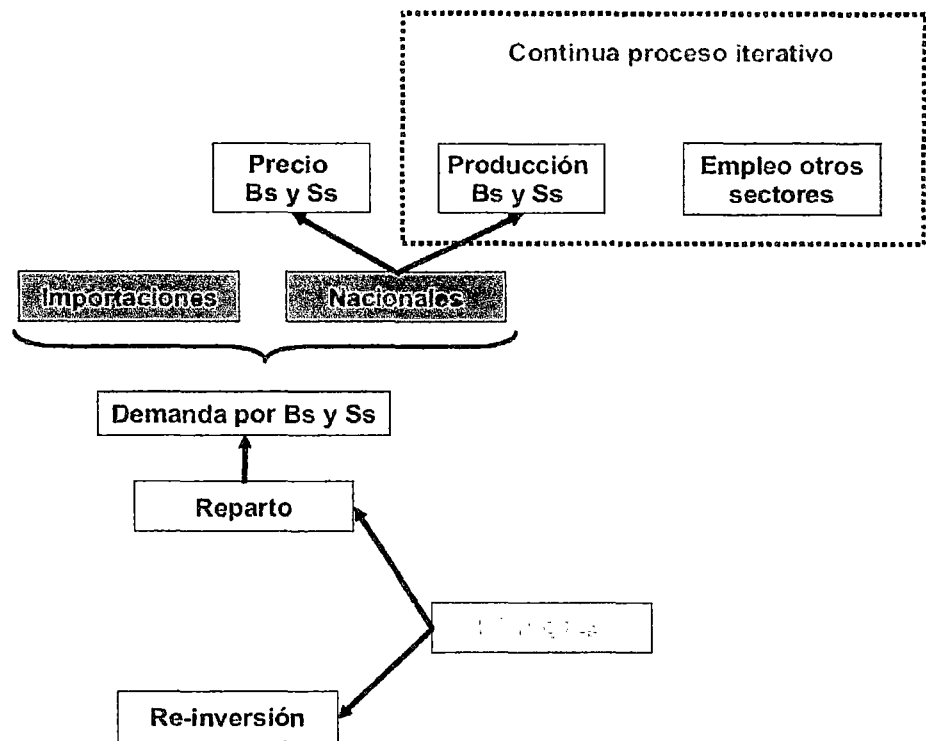
Fuente: Artículo "La cadena de valor en la industria minera", V. Gabitz.

La lógica de la interacción producida por el empleo minero ocurrirá también a nivel del pago a los capitalistas. Es decir, a partir del pago de utilidades. Sin embargo, estos deberán tomar una decisión previa: reinvertir o repartir las utilidades. Si es que son reinvertidas, se produce un efecto retro-alimentador en el proceso. Es decir, los recursos adicionales de la operación minera son utilizados para incrementar la producción y el valor agregado que esta genera, desencadenándose nuevamente la cadena de efectos iniciales. En el caso de que sean repartidas, la lógica es muy similar al caso del pago a trabajadores aunque en este caso es posible intuir que la proporción del ingreso que es gastado en bienes importados es mayor o que

alternativamente el efecto en precio podría ser más importante que el efecto dinamizador.

En la figura 1.4 se presenta el resumen de este segundo nivel de interacción.

Figura 1.4 Segundo nivel de interacción: Utilidades mineras.



Fuente: Artículo "La cadena de valor en la industria minera", V. Gabitz.

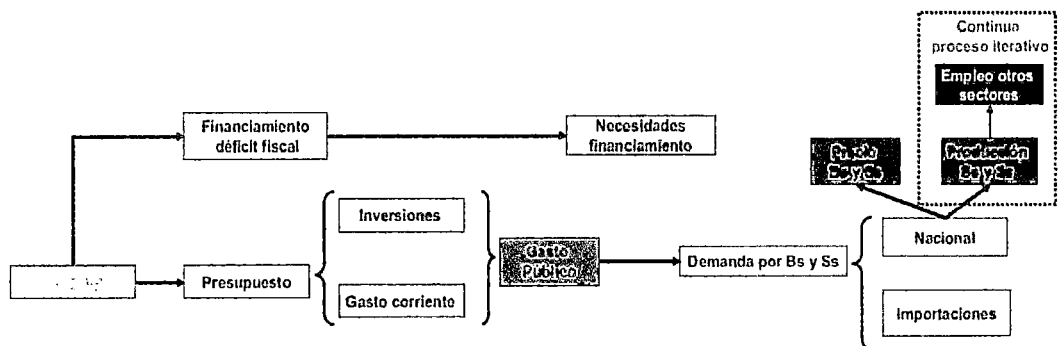
Además de este pago a los agentes económicos, la actividad minera genera recursos fiscales a través del pago de sus impuestos. Estos impuestos pueden ser utilizados para financiar el déficit fiscal y aliviar las necesidades de financiamiento de la economía o pueden utilizarse directamente en el financiamiento de ciertos gastos comprometidos: corriente o inversiones públicas. En el primer caso, el efecto macroeconómico que se genera es a partir del financiamiento de la brecha externa.

Es decir, los recursos propios que genera la economía constituyen el ahorro nacional y reducen la necesidad de acudir al endeudamiento (ahorro extranjero) para cerrar un potencial déficit en cuenta corriente. En el segundo caso, los gastos públicos (pago de sueldos y salarios, construcción de escuelas, carreteras) típicamente tienden a generar impactos en el desarrollo comunitario y tendrán efectos en la dinamización de la economía local.

Esto se refleja en un aumento de la demanda interna con los efectos en la producción y precios de los bienes y servicios locales previamente discutidos.

En la figura 1.5 se presentan los resultados.

Figura 1.5 Segundo nivel de interacción: Pago de impuestos.

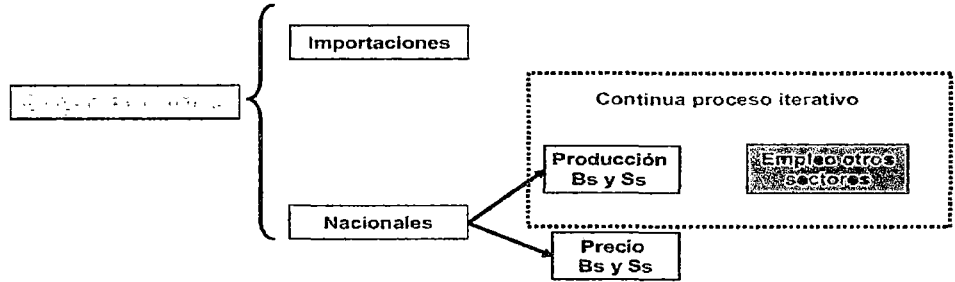


Fuente: Artículo "La cadena de valor en la industria minera", V. Gabitz.

De manera complementaria a estos efectos inducidos generados por la producción minera, la propia compra indirecta de insumos generará efectos similares.

En la figura 1.6 se presenta un resumen de este efecto.

Figura 1.6 Segundo nivel de interacción: Compra de insumos.

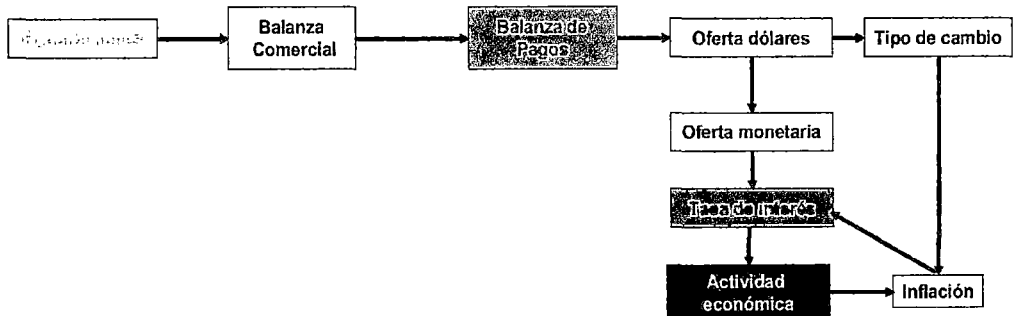


Fuente: Artículo "La cadena de valor en la industria minera", V. Gabitz.

Finalmente, el proceso de exportación en sí mismo genera efectos positivos en la economía a nivel macroeconómico. Así, mayores exportaciones están asociadas con una posición más favorable en la balanza comercial de la economía y por ende en la Balanza de Pagos. Tales condiciones permiten por un lado el aumento en las Reservas Internacionales Netas (mejorando la capacidad del Banco Central en el manejo monetario) y aumentan la oferta de moneda extranjera del país.

En la figura 1.7 se presenta un resumen de estos efectos.

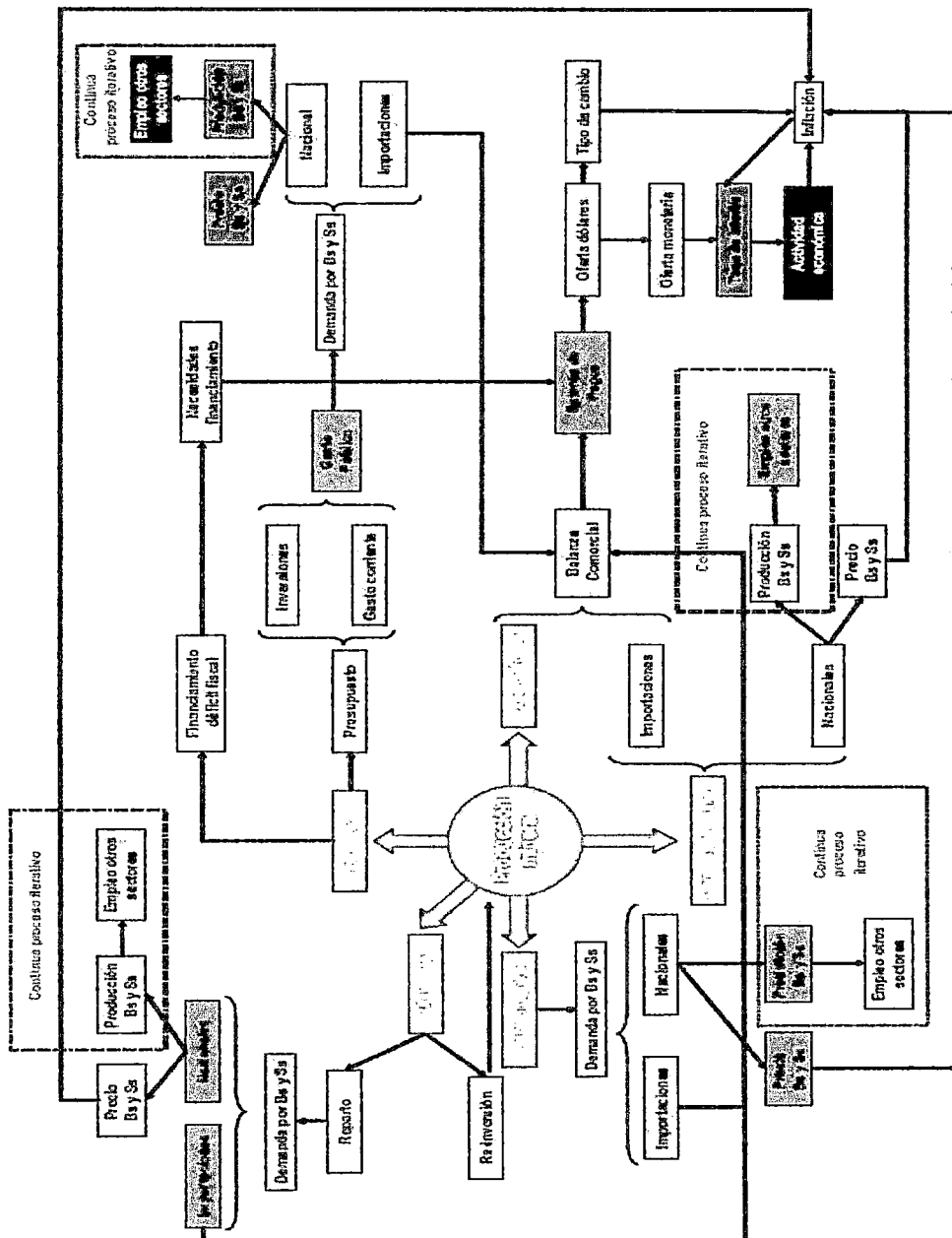
Figura 1.7 Segundo nivel de interacción: Exportaciones.



Fuente: Artículo "La cadena de valor en la industria minera", V. Gabitz.

En la figura 1.8 se incluyen los procesos de interacción de todas las interacciones explicadas.

Figura 1.8 Interacciones agregadas al sector minero de la economía.



Fuente: Artículo "La cadena de valor en la industria minera", V. Gabitz.

1.3 CARACTERIZACIÓN DE LAS RESERVAS DE METALES PRECIOSOS EN EL PAÍS

1.3.1 Ocurrencia del oro en el mineral

Desde el punto de vista metalúrgico las menas de oro se clasifican:

Oro libre, oro en ganga silíceo, oro combinado como teluros y oro asociado a sulfuros metálicos o en solución sólida.

El oro es predominante en forma nativa. A menudo se encuentra en aleaciones con teluros, selenio, bismuto, mercurio, cobre, hierro, rodio y platino. No es común como óxidos, silicatos, carbonatos, sulfuros o sulfatos.

A continuación detallaremos las distintas formas de ocurrencia del oro en los minerales:

- Oro Nativo:

Generalmente contiene Ag, Cu y Fe, también: Li, Na, Be, Mg, Ca, Zn, Hg, Pb, Co, Mn, Te, Ni, Pd, Sn, Ti, Zr, As, Sb, Se. Se ha determinado que las mayores presencias del oro se relacionan con Ag, Cu, Fe y Ti. El oro nativo de zonas de oxidación y de placeres frecuentemente contiene menores proporciones de Ag y otros elementos que el oro nativo de yacimientos primarios.

Tipos de Oro Nativo:

- Oro limpio: se encuentra en yacimientos hidrotermales y placeres, superficie exenta de materiales extraños.
- Oro empañado o Iridiscente: se encuentra cubierto por micropelículas de materiales extraños las que pueden ser hasta sub-microscópicas, es decir menores a una micra de espesor.
- Oro revestido: se encuentra cubierto por capa de otros materiales generalmente mayores a 20 micras de espesor (óxidos de manganeso, óxidos de hierro, sílice, cobre, óxidos de antimonio, óxidos de telurio, etc.)

- Electrum:

Oro aleado con plata en diferentes proporciones, generalmente cuando el contenido de plata es de 25% hasta 55%. La mayor parte de la plata en el oro se encuentra como constituyente de la red cristalina y hay una completa serie sustitucional que va desde oro nativo a través de oro argentífero (Electrum), plata aurífera hasta plata nativa.

- Teluros:

Oro aleado con teluros. La química de los teluros de oro es relativamente compleja con una serie de minerales identificables. Forma más común: Sylvanita (Au, Ag) Te₂, Calaverita (Au, Ag) Te₂, Petzita (Au, Ag) 2Te

- Minerales Carbonaceos:

Oro asociado a grafito, carbón amorfo y materiales carbonosos. La presencia de carbón causa dificultades en la lixiviación del oro de los minerales auríferos, ya que adsorben el oro disuelto durante la lixiviación (Preg- Robbing). Estos minerales requieren un pre-tratamiento de oxidación previo a la cianuración.

- Piritas y Arsenopiritas:

Mineral sulfurado más comúnmente asociado con el oro. Muy común en todo el mundo y se ubica en cuerpos de mineral sulfurado. El oro puede ocurrir como solución sólida y como oro extremadamente fino en matrices piríticas o Arsenopiritas. Ambos tipos de oro constituyen el oro invisible el cual no es dócil a la cianuración.

- Cuarzo:

Mineral más común en todos los tipos de yacimientos de oro. Prácticamente todas las variedades de cuarzo se encuentran en los depósitos auríferos.

1.3.2 Tipos de yacimientos

Los tipos de yacimientos de oro se pueden clasificar como se detalla a continuación:

- Vetas:

Rellenan espacios en zonas fracturadas en rocas volcánicas y sedimentarias.

El oro se encuentra atrapado dentro de lo no valioso, generalmente las vetas están asociadas con cuarzo y minerales oxidados. El mineral debe triturarse y/o molerse para que el oro sea liberado.

- Placeres:

Ocurren a lo largo de valles y cauces actuales o terrazas de flujos pre-existentes.

Están compuestos de arenas no consolidadas o semi-consolidadas y de gravas. Contienen pequeñas cantidades de oro nativo y otros minerales pesados. La mayor parte se encuentra en depósitos fluvioglaciares y glaciales.

- Depósitos diseminados de oro:

El oro se encuentra libre, fino y esparcido o diseminado en grandes extensiones de terreno formando bolsones. El cuerpo mineral está cubierto por una capa de poco espesor de material no mineralizado. Los diseminados de oro se encuentran en granos muy finos en calizas, dolomitas carbonáceas y limosas.

El oro mayormente es sub-microscópico (0,01 – 10 micras), está acompañado de sílice, pirita y otros sulfuros.

1.3.3 Naturaleza de los minerales acompañantes

La naturaleza de los minerales acompañantes del oro (tanto los que encapsulan, como los que están entre crecidos con él) debe ser tomada muy en cuenta, sea que se trate de seleccionar un proceso y/u optimizar su eficiencia.

En la tabla 1.1 se muestra los principales minerales de oro y sus respectivas fórmulas químicas.

Tabla 1.1.Principales Minerales De Oro

MINERAL DE ORO	FORMULA QUÍMICA
Oro Nativo	Au
Electrum	(Au, Ag)
Cuproaurita	(Au, Cu)
Porpezita	(Au, Pd)
Rodita	(Au, Rh)
Iridio	(Au, Ir)
Platino	(Au, Pt)
Bismuto	(Au, Bi)
Amalgama	Au ₂ Hg ₃
Maldonita	Au ₂ Bi
Auricuprita	Au Cu ₃
Rozhkovita	(Cu, Pd) ₃ Au ₂
Calaverita	Au Te ₂
Krennerita	(Au, Ag) Te ₂
Montbrayita	(Au, Sb) ₂ Te ₃
Petzita	Ag ₃ Au Te ₂
Muthamannita	(Ag, Au) Te
Sylvanita	(Au, Ag) Te ₄
Kostovita	Au Cu Te ₄
Nagyagita	Pb ₅ Au (Te, Sb) ₄ S ₅₋₈
Uytenbogaardtita	Ag ₃ Au Sb ₂
Aurostibinita	(Au Sb ₂) S ₃
Fishchesserita	Ag ₃ Au Se ₂

Fuente LF Vasallo 2008

CAPITULO II. SELECCIÓN DEL TRATAMIENTO

2.1 DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

Uno de los métodos más comúnmente usados en la minería aurífera es el de la Lixiviación en Pila utilizando como agente lixivante el cianuro de sodio debido a su bajo costo operativo, el cual permite tratar minerales hasta de muy baja ley.

La presencia de material carbonoso en los yacimientos auríferos explotados a tajo abierto causa grandes pérdidas de mineral debido a que en los contactos de mineral con la zona carbonosa se genera contaminación al momento de realizar la voladura, de esta manera se descarta grandes cantidades de mineral con bajos grados de contaminación que podrían ser aprovechados utilizando otro método de recuperación alternativo a la lixiviación con cianuro de sodio.

Figura 2.1 Imagen que muestra el contacto entre la zona mineralizada y la zona de material carbonáceo.

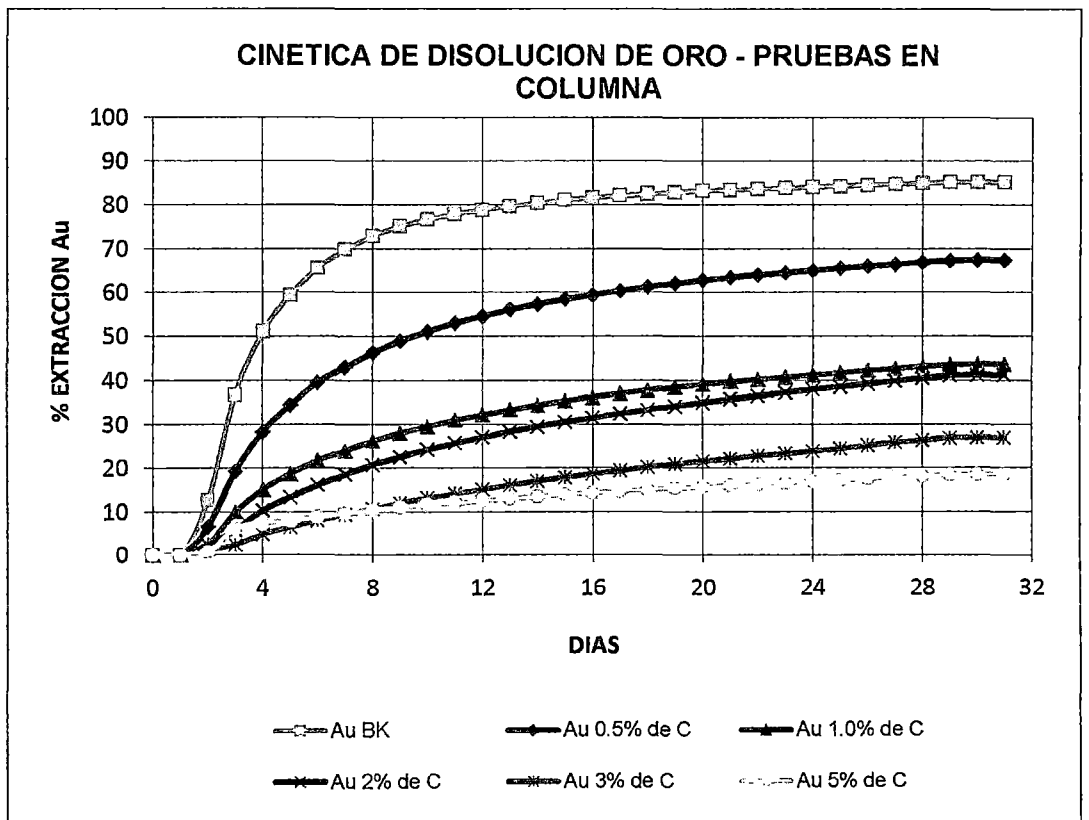


Fuente: Propia

Los materiales carbonosos presentes en las menas auríferas actúan como adsorbentes del oro disuelto por las soluciones de cianuro, disminuyendo la extracción de oro, dicho efecto se conoce como efecto Preg-robbing. Un mineral contaminado con carbón es un mineral refractario.

En la Figura 2.2 se muestra la incidencia sobre la cinética de lixiviación y porcentaje de extracción a diferentes grados de contaminación con material carbonoso, en un proceso industrial ésta disminución en el porcentaje de extracción genera grandes pérdidas económicas.

Figura 2.2. Cinética de disolución con cianuro de sodio para diferentes grados de contaminación de menas auríferas con material carbonoso



Fuente: Propia – Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas. Resultado de pruebas en columna.

2.2 SELECCIÓN DEL METODO

2.2.1 Mineralogía de los procesos

Diversas tecnologías y métodos se utilizan para la extracción metalúrgica de metales preciosos, esto depende en gran medida de muchos factores que deben conocerse y ser analizados antes de proponer cualquier proceso de extracción, como por ejemplo:

- Composición mineralógica del mineral.
- Las asociaciones con otras especies mineralógicas.
- El grado y tamaño de mineralización.
- El grado de liberación.
- El contenido fino y su distribución granulométrica.
- La composición mineralógica.

Debido a las diversas variables que pueden influir en la recuperación del oro no ha sido posible hasta la fecha clasificar universalmente los métodos de procesamiento que se aplican a todos los minerales auríferos. La clasificación propuesta en los últimos años se basa en el comportamiento del mineral aurífero frente al proceso de cianuración:

- Procesamiento de minerales dóciles o simples
- Procesamiento de minerales complejos
- Procesamiento de minerales refractarios

A continuación se explicará brevemente cada uno de los procesos aplicados a cada grupo de minerales.

- Procesamiento de minerales dóciles o simples de Oro:

Un mineral de oro es dócil cuando se recupera más del 90% del elemento valioso con el proceso de cianuración por agitación.

- Procesamiento de Minerales Complejos de Oro:

Los minerales complejos de oro se caracterizan porque tienen un alto consumo de cianuro, de oxígeno o contienen materiales absorbentes de oro.

Generalmente los minerales complejos de oro contienen sulfuros metálicos. Estos minerales sulfurados tienden a oxidarse y se encuentran en concentraciones mucho mayores que el oro. Por lo tanto, la demanda de oxígeno y cianuro durante la cianuración no está limitada sólo al oro, sino también a la concentración de minerales oxidables como los sulfuros.

La disolución de sulfuros produce a un alto consumo de cianuro con la formación de ciano-complejos (por ejemplo, con los iones Fe^{2+} , Zn^{2+} , Cu^{2+} , etc.) y de SCNa veces una oxidación, generalmente llamada pre-aireación, se aplica antes de la cianuración para reducir la concentración de oxígeno y de consumidores de cianuro, por oxidación y precipitación.

- Procesamiento de Minerales Refractarios de Oro:

Un mineral de oro se clasifica como refractario cuando no se puede extraer una parte significativa del metal valioso usando los métodos convencionales. Para lograr recuperaciones adicionales se requiere de algún pre-tratamiento antes de la cianuración o la utilización de un agente alternativo de lixiviación. Si bien estas características de refractoriedad se pueden encontrar en una variedad de minerales de metales comunes auríferos con alto contenido de carbón, el mayor interés en el procesamiento de minerales refractarios está centrado en los sulfuros de hierro auríferos, tal como la pirita, arsenopirita, telurios y la familia de la estibina.

En la Tabla 2.1 se resume los tratamientos alternativos según la clasificación descrita anteriormente.

Tabla 2.1. Método de tratamiento según clasificación según el comportamiento del mineral frente a la cianuración

TIPO DE MINERAL	TIPO DE MENA AURIFERA	METODOS DE CONCENTRACION O SEPARACION
Oxidos	Aluvial Filoniano	Gravimetría, sin trituración ni molienda Gravimetría, con trituración y molienda y procesos complementarios
Sulfuros simples	Piritas auríferas Antifonitas auríferas	Gravimetría, flotación, lixiviación Gravimetría, flotación, volatilización
Sulfuros complejos	Complejos de cobre Sulfuros de zinc Jamesonitas Boulangeritas	Gravimetría, flotación Flotación Recuperación secundaria de oro Recuperación secundaria de oro
Semi-refractarios	Pirrotinas Carbonáceas	Pre-aireación, lixiviación CIL
Refractarios	Piritas/marcasitas Arsenopiritas Enargitas (Cu-Carbón) Teluros Menas con contenido medio y alto de material carbonáceo Arcillosas	Flotación, oxidación, lixiviación Tostación, lixiviación Tostación, lixiviación Tostación, lixiviación Flotación, tostación, lixiviación, cloración, lixiviación bacterial Tostación, lixiviación ácida, básica (agentes lixiviantes alternativos al cianuro)

Fuente LF Vasallo 2008

2.2.2 Agentes alternativos a la lixiviación con cianuro de sodio.

En la Tabla 2.2 se indican los agentes lixiviantes alternativos para la metalurgia extractiva del oro.

Tabla 2.2. Principales agentes alternativos al cianuro para la metalurgia extractiva del oro

Agente Lixivante	Ligante	Rango de pH Operativo	Compuesto de Au formado
Tioúrea	NH_2CSNH_2	1-4	$[\text{Au}(\text{NH}_2\text{CSNH}_2)_2]^+$
Bromo	Br^-	1-7	AuBr_4^-
Iodo	I^-	1-5	AuI_2^-
Cloro	Cl^-	1-4	AuCl_4^-
Tiocianato	SCN^-	1-3	$[\text{Au}(\text{SCN})_4]^-$
Tiosulfato	$\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$	8-11	$[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)]^{3-}$

Fuente: "Agentes alternativos al cianuro" Barros y Barbosa et Al.

El agente lixivante seleccionado en el presente trabajo de investigación es el Tiosulfato de Amonio, dicho agente mejora el rendimiento de recuperación de metales preciosos desde minerales carbonáceos debido a que el complejo aurotiosulfato formado no se adsorbe en el carbón contaminante evitando el efecto Preg-Robbing, asimismo el complejo oro-tiosulfato es el complejo más estable entre los agentes alternativos.

El proceso consta de dos etapas principales, la etapa de lixiviación mediante tiosulfato de amonio y la etapa de recuperación de oro de la solución rica mediante la precipitación con cobre metálico. Ambas etapas se evalúan en el presente trabajo, tanto en la parte teórica como en las pruebas experimentales.

2.2.3 Justificación del uso de tiosulfato de amonio.

El uso de sistemas de tiosulfato para lixiviar oro ha sido recientemente revisado por Aylmore y Muir (2001), aunque se ha sabido durante más de cien años que se puede lixiviar oro con tiosulfato.

El Tiosulfato estaba en uso en la década de 1880. Tanto Russell como Patera Von desarrollaron procesos para la lixiviación de oro con tiosulfato. El proceso Patera fue utilizado en América del Sur muchos años antes de la Segunda Guerra Mundial para tratar minerales de sulfuro de plata en gran parte pero muy poca información del proceso se ha publicado. Con la aparición del cianuro de sodio, el tiosulfato dejó de ser usado por la complejidad de su proceso.

La compañía Newmont comenzó investigaciones en la década de 1970 en el uso de tiosulfato para el tratamiento de minerales carbonáceos (Jiayong et al, 1996). El cianuro no era una opción viable debido al efecto preg-robbing generado por el carbón presente en el mineral. Sin embargo, la técnica se encontró que era sólo económica para depósitos con altas leyes de oro.

Un proceso de oxidación bacteriana seguido de lixiviación con tiosulfato en pila se estudio para leyes de oro medias. La recuperación global de oro en una pila de mineral de 300 000 toneladas de baja ley fue de aproximadamente el 55% con un consumo de tiosulfato de 5 kg/t. La compañía ha patentado su investigación en pilas de lixiviación con tiosulfato y cementación con cobre (Brierley y Hill, 1993; Wan et al, 1994).

Recientemente, Barrick Gold ha vuelto a examinar la lixiviación de oro con tiosulfato de amonio y a patentado la lixiviación en tanque agitado y procesos de recuperación para el tratamiento de una gama de minerales (Marchbank et al, 1996; Thomas et al, 1998).

Otra minera canadiense Placer Dome, también ha emprendido la investigación de lixiviación con tiosulfato de oro en los últimos años.

Las ventajas del uso de tiosulfato en la lixiviación incluyen:

- Baja toxicidad, amigable con el medio ambiente.
- Un proceso adecuado para el tratamiento de minerales con alto contenido de cobre y con presencia de materiales carbonosos.
- En algunos casos, la cinética de disolución del oro es más rápida que la cinética empleando el cianuro.
- Se puede utilizar en lixiviación en pilas y condiciones ambientales de temperatura y presión.
- Los reactivos adicionales necesarios para el proceso no requieren altas concentraciones.

Desventajas de tiosulfato incluyen:

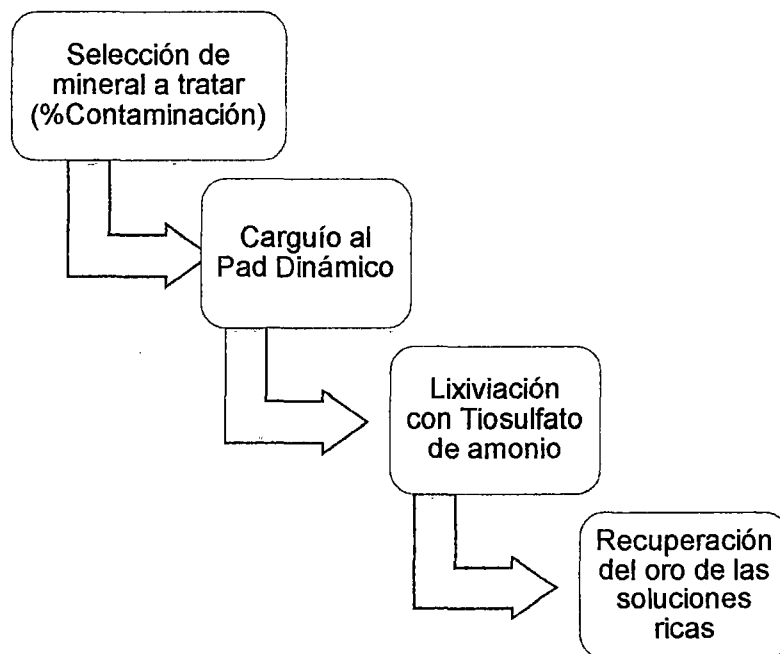
- Necesidad de altas concentraciones de reactivos en comparación con cianuro.
- La falta de una alternativa totalmente confiable para recuperar el oro disuelto.
- Complejidad en las reacciones y termodinámica del proceso, lo que conlleva a tener más variables que controlar.

CAPITULO III. MARCO TEÓRICO DEL PROCESO SELECCIONADO

3.1 ETAPAS DEL PROCESO SELECCIONADO

El proceso comprenderá las etapas indicadas en la Figura 3.1.

Figura 3.1. Etapas del proceso seleccionado.



Fuente: Propia

El trabajo de investigación está centrado en la lixiviación y la recuperación del oro de las soluciones ricas.

3.2 TERMODINÁMICA DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN CON TIOSULFATO DE AMONIO

Debido a la complejidad entre las diversas variables involucradas en el sistema cobre-amoniaco-tiosulfato se debe tener un panorama claro de la termodinámica para determinar las condiciones más favorables en dicho sistema.

En la Tabla 3.1 se indica que el complejo formado por el oro y el tiosulfato es el más estable entre los agentes lixiviantes alternativos, sin embargo es menos estable que el complejo de cianuro.

Tabla 3.1. Constantes de estabilidad de los complejos formados con el oro

Especie	Estabilidad (log K)
$\text{Au}(\text{CN})_2^-$	38.30
$\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$	28.00
	26.50
$\text{Au}(\text{NH}_3)_2^+$	26.00
	13.00
AuCl_4^-	25.60
$\text{Au}(\text{SCN})_2^-$	16.98
$\text{Au}(\text{SCN})_4^-$	10.00

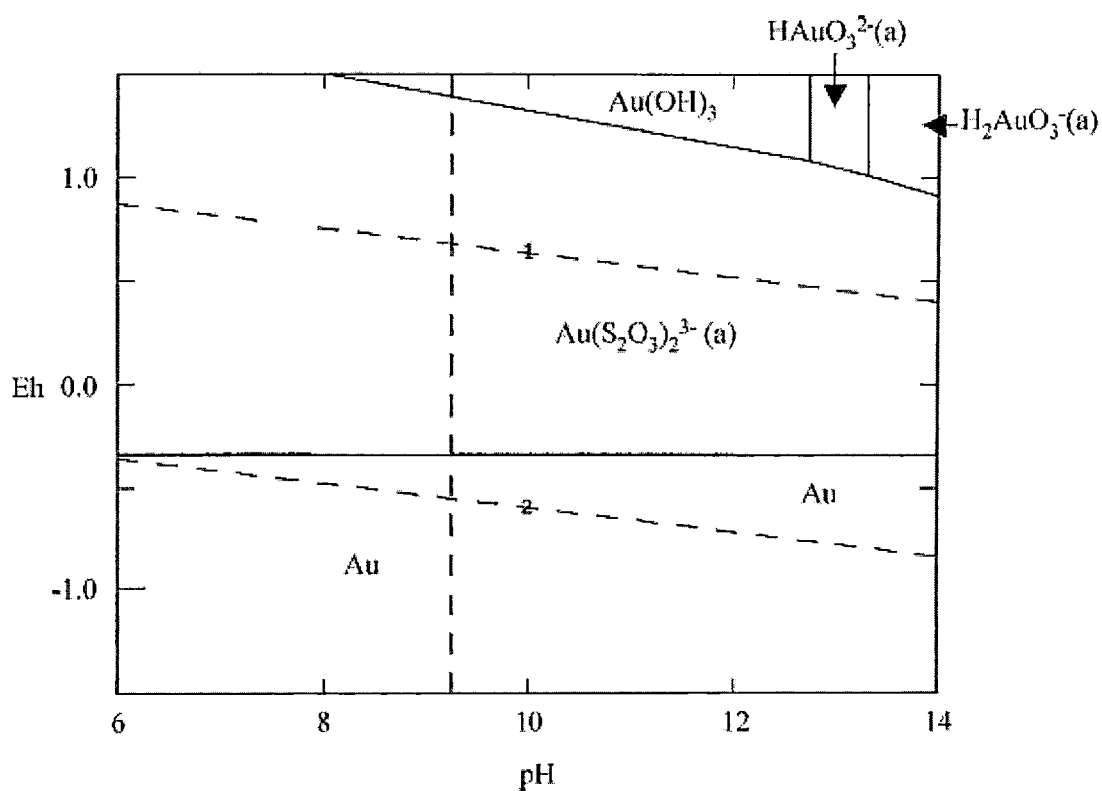
Fuente: Aylmore y Muir, 2001.

Los diagramas de Pourbaix nos ayudan a identificar áreas de estabilidad de las especies deseadas para dicho sistema, sin embargo hay que ser cuidadosos debido a que los datos termodinámicos pueden causar cierta confusión, Molleman y Dresinger (2002) al dibujar dos diagramas del sistema oro-amoniaco-azufre a diferentes valores de ΔG_f^0 obtuvieron diferentes

diagramas Eh-pH, esto sugiere que existen diferentes mecanismos de reacción.

De acuerdo con el diagrama de la Figura 3.2, el complejo de Au $(S_2O_3)_2^{3-}$ es estable en toda la gama de pH y no hay formación de un complejo de oro amoniaco.

Figura 3.2. Diagrama Eh-pH del Sistema Au- $S_2O_3^{2-}$ - NH_3 - H_2O a condiciones Temperatura = 25°C para $\Delta G^{\circ}f(S_2O_3^{2-}) = -518,8$ kJ/mol ($[Au] = 2,5 \times 10^{-5}$ mol/L, $[N] = 0,4$ mol/L, $[S] = 0,4$ mol/L)

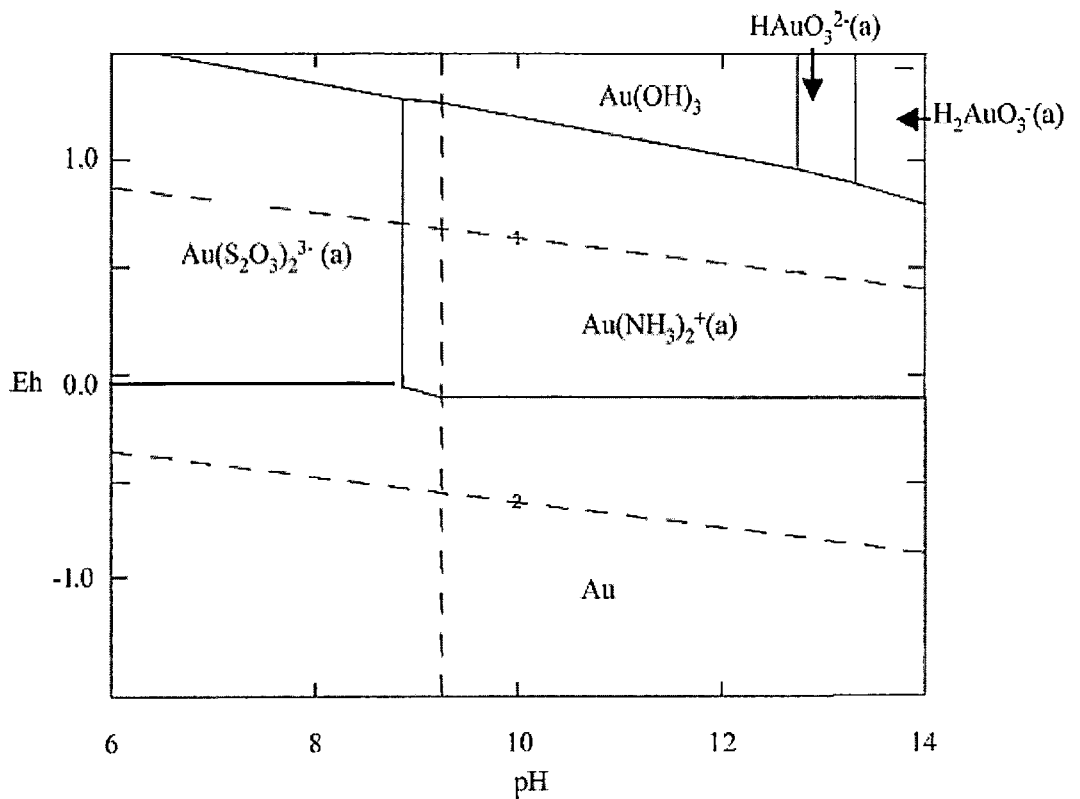


Fuente: Molleman-Dresinger (2002).

El diagrama de la Figura 3.3 indica que el complejo $Au(S_2O_3)_2^{3-}$ no es estable en el intervalo de pH en la etapa en la cual la lixiviación se lleva a cabo, sino

más bien que el complejo de $\text{Au}(\text{NH}_3)_2^{2+}$ es la especie predominante, una conclusión que no es coherente con la etapa experimental.

Figura 3.3. Diagrama Eh-pH del sistema $\text{Au-S}_2\text{O}_3^{2-}\text{-NH}_3\text{-H}_2\text{O}$ a condiciones Temperatura=25°C para $\Delta G^\circ_f(\text{S}_2\text{O}_3^{2-}) = -532,2 \text{ kJ/mol}$ ($[\text{Au}] = 2,5 \times 10^{-5} \text{ mol/L}$, $[\text{N}] = 0,4 \text{ mol/L}$, $[\text{S}] = 0,4 \text{ mol/L}$)

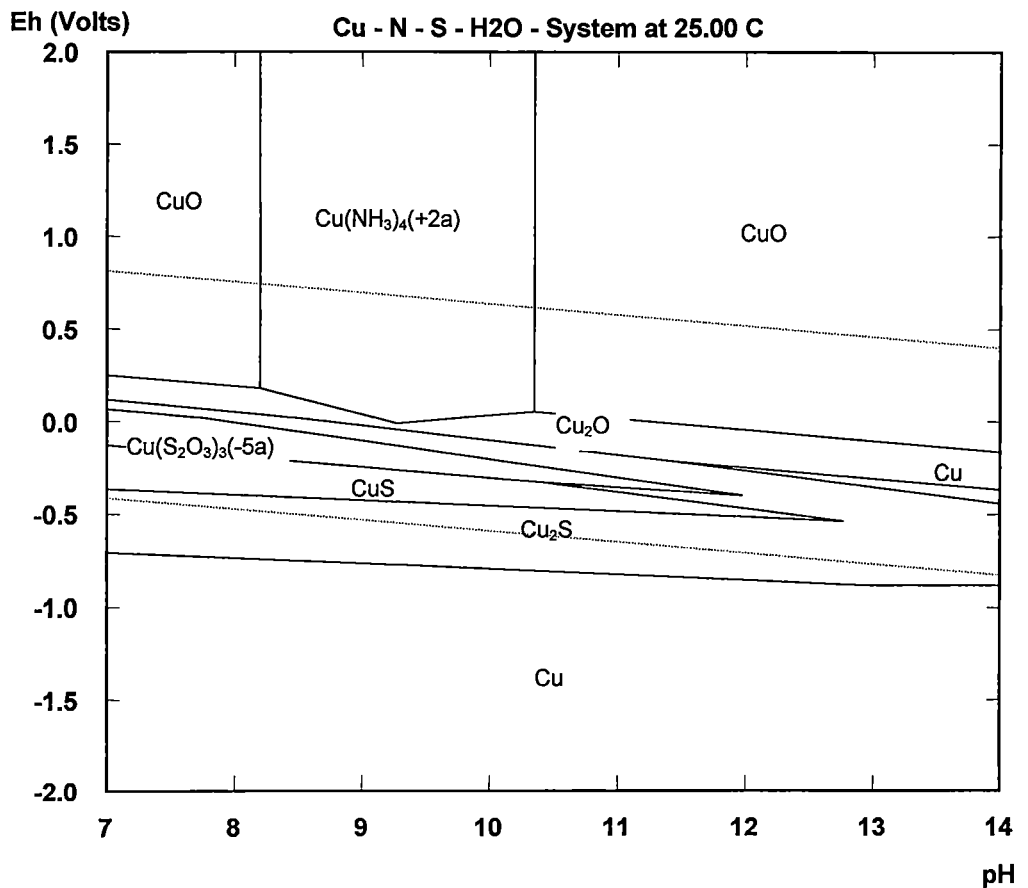


Fuente: Duque Araki, 2004.

Debido a que el cobre es esencial para acelerar la velocidad de disolución del oro, se deberá discutir la estabilidad de sus complejos, así como la estabilidad de las especies de azufre meta estable.

La Figura 3.4 (Duque Araki, 2004) muestra que el complejo $\text{Cu}[(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-}$ tiene un área de estabilidad pequeña mientras que el complejo $\text{Cu}[(\text{NH}_3)_4]^{2+}$ tiene un área mucho mayor de estabilidad.

Figura 3.4 Diagrama Eh-pH del sistema cobre-amoniaco-azufre ([Cu] = 0.04mol/L, [S] = 0.46mol/L, [N] = 0.67mol/L)

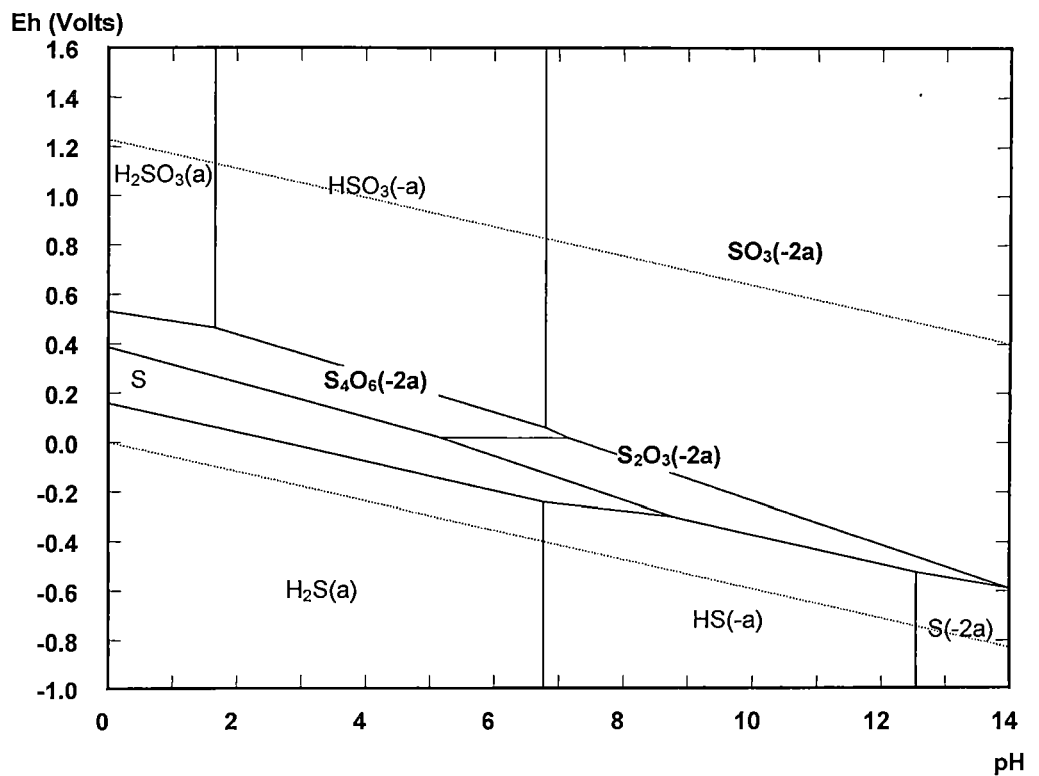


Fuente: Duque Araki, 2004.

Este diagrama también indica que la precipitación de óxido de cobre (CuO) puede ocurrir a un pH de 10. Por lo tanto, no es recomendable trabajar más allá de este valor de pH.

En la figura 3.5 (Duque Araki, 2004) el diagrama muestra que el tiosulfato tiene un área de meta-estabilidad bastante reducida, la cual no corresponde exactamente al área de estabilidad deseada para el complejo de oro y cobre. En éstas regiones de estabilidad los complejos de tiosulfato de oro y cobre se oxidan a sulfitos.

Figura 3.5. Diagrama Eh-pH de las especies metaestables del sistema azufre-agua ([S] = 0.23mol/L)



Fuente: Duque Araki, 2004

3.3 QUÍMICA DE LA LIXIVIACIÓN CON TIOSULFATO DE AMONIO

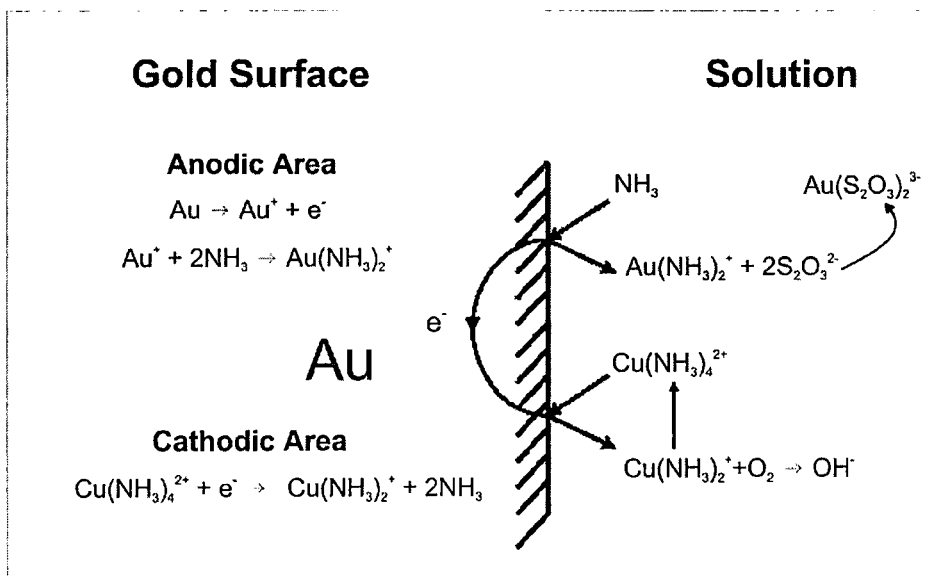
La química del proceso de disolución de oro con tiosulfato es compleja, las variables principales que intervienen en la reacción son: tiosulfato, el cobre, el amoníaco y las concentraciones de oxígeno, además de pH, temperatura y Eh. La disolución de oro, en medio alcalino y en presencia de tiosulfato y oxígeno, puede ser descrito por la ecuación siguiente:



A continuación se presentan los modelos que describen la química de la lixiviación.

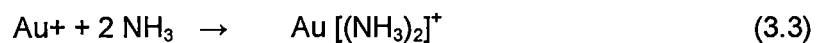
En la Figura 3.6 se representa el modelo electroquímico de la lixiviación con tiosulfato descrito por Yen, et. al. 2001.

Figura 3.6. Modelo electroquímico de la lixiviación según Yen, et. al, 2001



Fuente: W.T. Yen, G. Deschenes, M. Aylmore (2001).

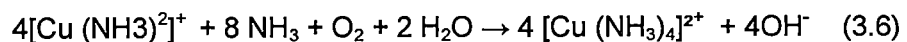
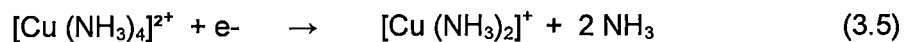
El primer mecanismo propuesto por Yen, et. Al, 2001, propone una reacción redox, para explicar la lixiviación del metal noble. Así por ejemplo, para la extracción de oro, se considera que ocurre una reacción de corrosión del metal catalizada por Cu^{2+} y NH_4^+ en solución. En el área anódica, el oro primero es oxidado y luego acomplejado con amoníaco:



El complejo formado es rápidamente reemplazado por el complejo más estable formado por el oro con el ión tiosulfato:



En el área catódica, el complejo tetramincobre (II) es transformado a diamincobre (I) y el oxígeno presente en la solución lo oxida a complejo cúprico:

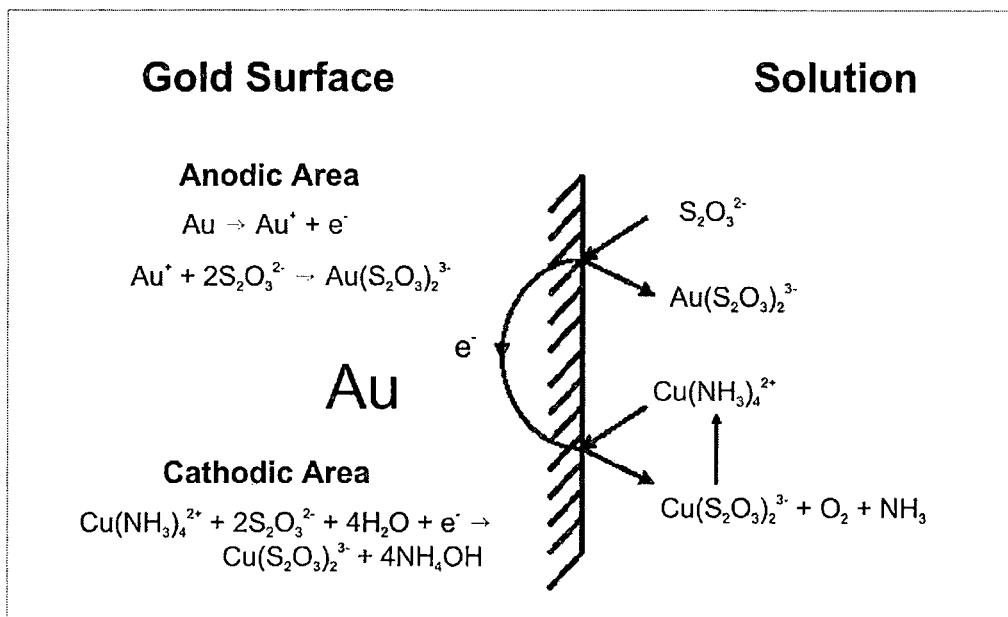


Tanto el amoníaco como el Cu^{2+} son reciclados en el sistema, por lo tanto, las reacciones anódicas y catódicas pueden resumirse así:



En la Figura 3.7 se representa el modelo descrito por O'Malley, 2002.

Figura 3.7. Modelo electroquímico de la lixiviación según O'Malley, 2002.



Fuente: O'Malley, 2002

El segundo mecanismo propuesto por O'Malley, 2002 mostrado en la figura 3.7, el complejo de oro-tiosulfato se forma sin la intervención del amoníaco, sólo después de la oxidación de oro por los iones de cobre, se forma el complejo $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$.

Los iones Cu^+ son complejados por iones tiosulfato y el ión cúprico es generado por el oxígeno y amoníaco formando un complejo $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+}$. Por encima de pH 10 y en la ausencia de oxígeno, iones cúpricos también oxidan el tiosulfato (Aylmore y Muir, 2001). Por lo tanto, una concentración de cobre adecuada es esencial para lograr altas extracciones de Au con un bajo consumo de tiosulfato.

3.4 VARIABLES DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN

3.4.1 Tiosulfato de amonio.

La función del amoníaco es la de estabilizar los iones de Cu^{+2} , impedir la disolución de minerales de la ganga, y evitar la pasivación de la superficie de oro. La concentración óptima del tiosulfato de amonio es una variable que se evalúa en el presente trabajo.

Entre la bibliografía encontrada no existe un valor fijo determinado para la concentración óptima del tiosulfato, en muchos trabajos encontrados se indica que existe un límite a la adición de amoníaco (Abbruzzese et al, 1995; Jeffrey, 2000; Trindade et al, 1998; Changlin et al, 1992), ya que un exceso de amoníaco reduce las áreas de estabilidad de los complejos de cobre y aumenta la zona de estabilidad de los óxidos de cobre. Sin embargo, O'Malley (2002) indica que la extracción de oro está directamente relacionada con la relación entre el amoníaco y las concentraciones de tiosulfato.

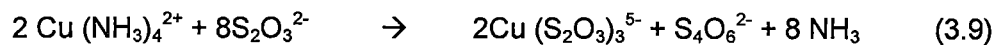
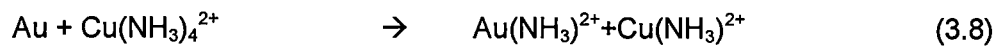
Trabajos de L. Breuer y Jeffrey (2001) también indican que las altas concentraciones de amoníaco pueden acelerar la lixiviación del oro y a la vez pueden afectar a la cinética de oxidación de tiosulfato por iones cúpricos.

3.4.2 pH de trabajo.

El complejo $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{+2}$ es estabilizado por iones OH^- , por lo que a un pH alto, los iones cúpricos mostraría un desempeño menos oxidativo, reduciendo el consumo de tiosulfato, sino también haciendo más lenta la lixiviación de oro. Mediante las pruebas se determina la cantidad de óxido de calcio que se debe agregar al mineral antes de la lixiviación para llegar al pH de trabajo.

3.4.3 Sulfato de cobre y sulfato de amonio

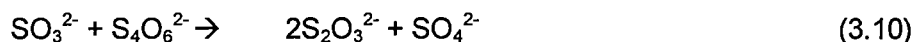
Los iones cúpricos tienen un efecto catalítico en la lixiviación del oro con tiosulfato. Sin embargo, los iones cúpricos también pueden oxidar iones tiosulfato a tetrationato, aumentando el consumo de reactivos y dificultando la extracción de oro:



3.4.4 Degradación del tiosulfato

Con el fin de evitar la descomposición del tiosulfato debido al exceso de iones cúpricos, se puede adicionar al sistema agentes acomplejantes. Otra opción es añadir reactivos reductores para inhibir la oxidación de tiosulfato.

En el presente trabajo se evaluó la adición de metabisulfito de sodio el cual puede evitar la descomposición de tiosulfato así como la formación y precipitación de sulfuros en la superficie del oro.



3.4.5 Recuperación de oro.

El porcentaje de recuperación de oro es un parámetro determinado de las pruebas metalúrgicas y sobre el cual se harán las proyecciones para determinar la viabilidad del proyecto, las pruebas están orientadas a obtener la máxima recuperación de oro.

3.4.6 Grado de contaminación del mineral con materiales carbonáceos

El porcentaje de contaminación del mineral con materiales carbonáceos es otra variable que influye en el tratamiento, principalmente en la parte operativa ya que generalmente los materiales carbonáceos presentan un comportamiento arcilloso que incide negativamente en la lixiviación, a flujos de riego elevados se forman canales preferenciales dentro de la columna de mineral en la pila de lixiviación ocasionando mermas en la recuperación de oro.

3.4.7 Efecto de los iones metálicos presentes en la lixiviación

El efecto del manganeso sobre la lixiviación de oro en minerales oxidados no está bien establecido. Aparentemente, la presencia de manganeso podría oxidar el tiosulfato como en el caso de los iones cúpricos.

La presencia de hierro, cobalto, níquel, y también podría desempeñar un papel en este sistema.

La presencia de Pb o Zn no es un problema ya que no forman complejos con amoníaco que podrían afectar la lixiviación de oro (Feng y van Deventer, 2001).

La oxidación de tiosulfato por el hierro se puede evitar manteniendo el sistema por encima de pH8. Por debajo de este valor de pH el hierro reduce la extracción de oro (Aylmore y Muir, 2001b).

El Cobalto y Níquel también tienen poco efecto sobre la estabilidad, ya que solo a una temperatura por encima de la temperatura ambiente es probable encontrar concentraciones moderadas de estos iones en solución (Ninae et al, 1996; Aylmore y Muir, 2001b). Es más, el níquel podría reemplazar a los iones cúpricos como oxidante del oro, la adición de sulfato de níquel resultó en la extracción de oro más rápida y un menor consumo de tiosulfato en comparación con iones cúpricos (Xia et al, 2002).

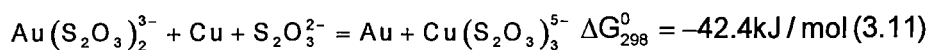
3.5 VARIABLES DE LA CEMENTACIÓN CON COBRE ELECTROLITICO

La recuperación del complejo oro-tiosulfato no puede ser realizada con carbón activado debido a la imposibilidad de ser adsorbido por éste. Por lo tanto, esta operación debe llevarse a cabo a través de la cementación del cobre, extracción con disolvente o adsorción sobre resinas de intercambio iónico poliméricos.

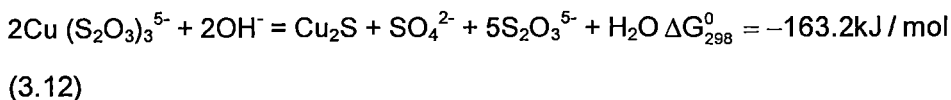
En el presente trabajo se ha evaluado la posibilidad de realizar la cementación con cobre metálico.

Lee – Hiskey et. al, demostraron que aleaciones de oro-cobre se forman durante la precipitación de oro desde una solución con tiosulfato de amonio, dicha composición de la aleación depende de la concentración inicial de cobre en la solución. Las reacciones que se dan son las siguientes:

La reacción 3.11 muestra la reducción del complejo aurotiosulfato a oro metálico y el complejo tiosulfato-(I):



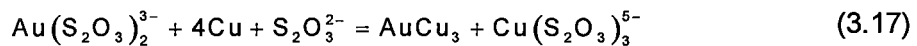
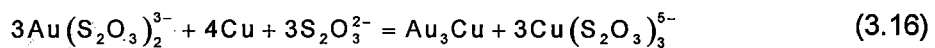
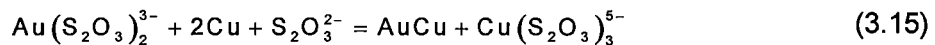
La reacción 3.12 muestra una reacción de la posible degradación con la participación del complejo Cu(I)-tiosulfato.



En las reacciones 3.12, 3.13 y 3.14 se ilustran los equilibrios químicos del ion tiosulfato. El complejo tiosulfato se degrada de acuerdo a las reacciones 3.13 y 3.14.



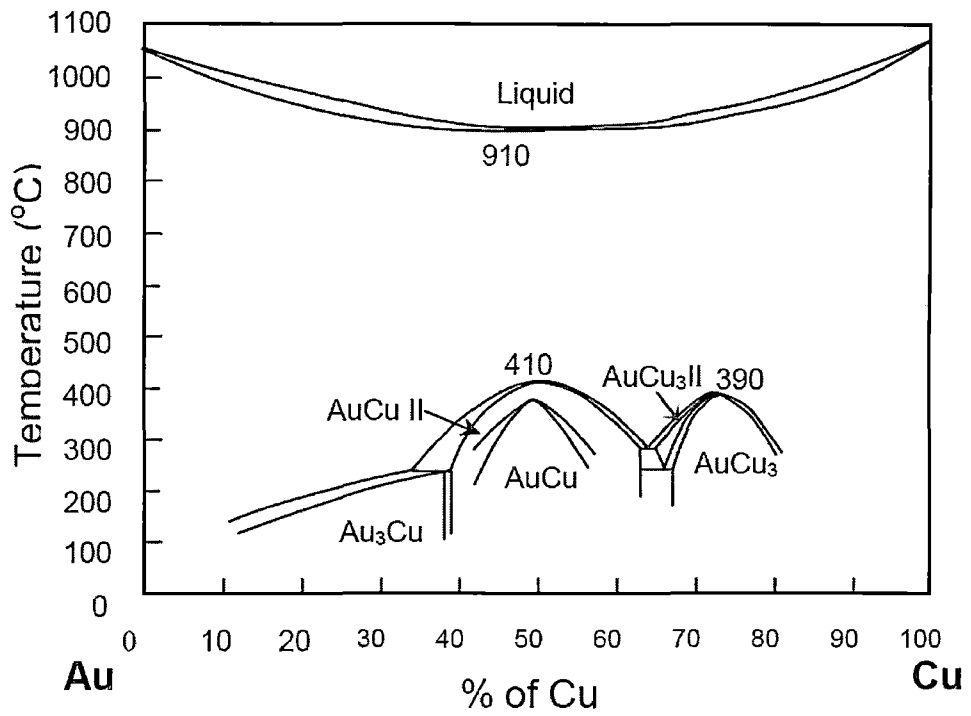
Teniendo en cuenta el diagrama de fases del sistema binario Cu-Au mostrado en la Figura 3.8, el oro y el cobre forman tres distintos compuestos (AuCu , Au_3Cu y AuCu_3). Las posibles reacciones para la formación de estas aleaciones se muestran en las reacciones 3.15, 3.16 y 3.17:



La cinética de la precipitación está regida por la siguiente ecuación:

$$-\frac{d[\text{Au}]}{dt} = K \frac{A_o}{V_s} [\text{Au}] \quad (3.18)$$

Figura 3.8. Diagrama de fases del Sistema binario Au-Cu en el cual se muestran los compuestos intermetalicos Au/Cu



Fuente: Jaeheon Lee y J. Brent Hiskey (2003).

CAPITULO IV. METODOLOGÍA DE TRABAJO

4.1 INTRODUCCIÓN

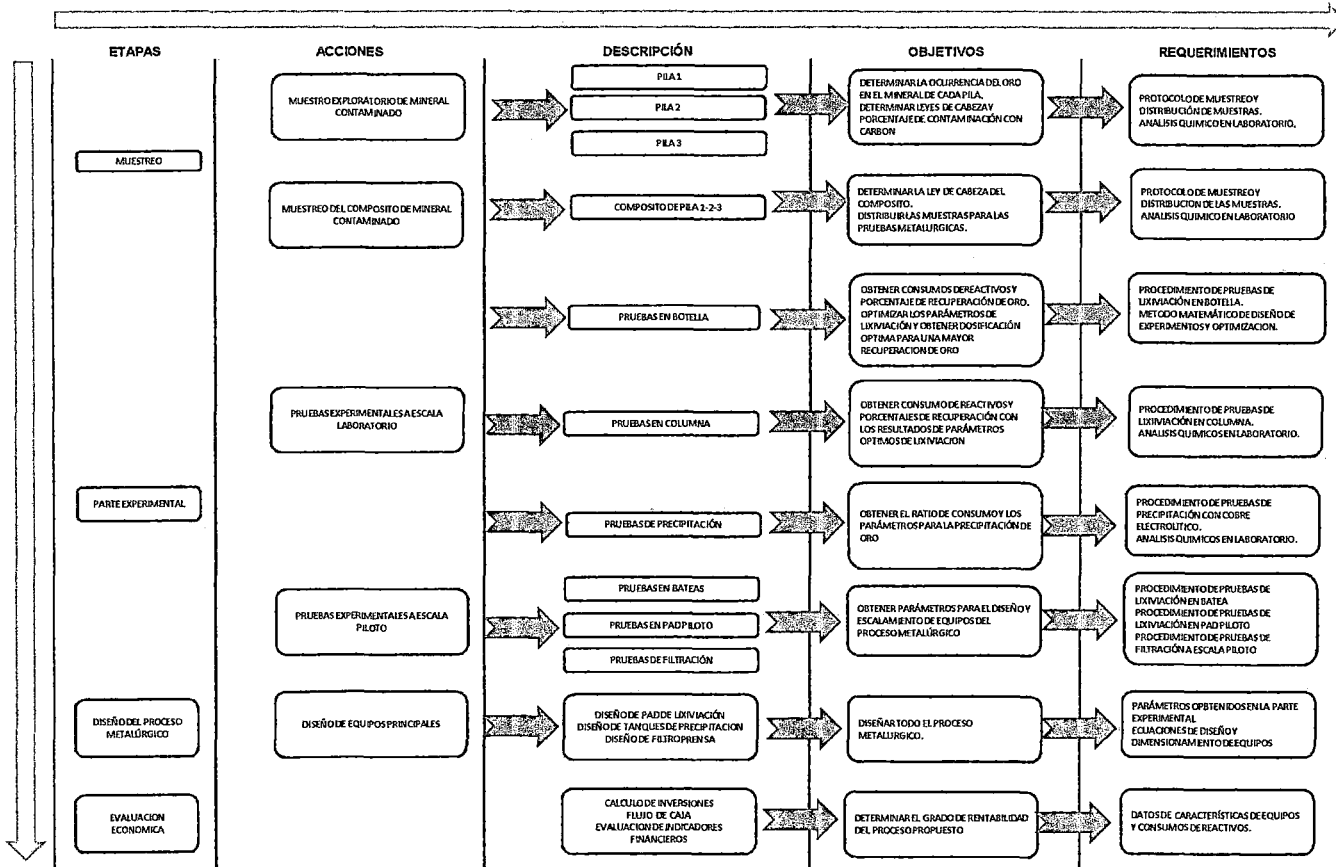
En el Capítulo II se definió el problema y la alternativa de solución, en el Capítulo III se profundizó en el fundamento teórico de la alternativa propuesta, en el presente capítulo se pretende describir las pautas que se siguieron en el proceso de investigación las cuales abarcan los siguientes ítems:

- Toma de muestra: Protocolo de muestreo y distribución de las muestras.
- Descripción de equipos utilizados.
- Reactivos químicos y su preparación.
- Descripción de las pruebas metalúrgicas.
- Métodos matemáticos utilizados para el diseño de experimentos y optimización de parámetros.

La etapa inicial para la presente investigación es la etapa de muestreo y su respectiva caracterización mineralógica y ley de cabeza, luego del cual se procedió a realizar las pruebas metalúrgicas que se dividen en pruebas a escala de laboratorio y pruebas a escala piloto, ambas etapas con objetivos distintos dentro del proceso de investigación.

El objetivo principal de las pruebas a nivel laboratorio fue encontrar valores óptimos de los parámetros del proceso. Mediante un diseño de experimentos optimizar la dosificación de reactivos para la lixiviación con tiosulfato de amonio. Se realizaron pruebas a nivel Piloto para comprobar los resultados obtenidos en la primera etapa, asimismo se obtuvieron datos para el escalamiento a los equipos del proceso metalúrgico a escala industrial y su respectiva evaluación económica. En la figura 4.1 Se muestra un esquema de la secuencia de trabajo para la presente investigación.

SECUENCIA DE ACCIONES Y REQUERIMIENTOS EN CADA ETAPA DEL PROCESO



Fuente: Propia

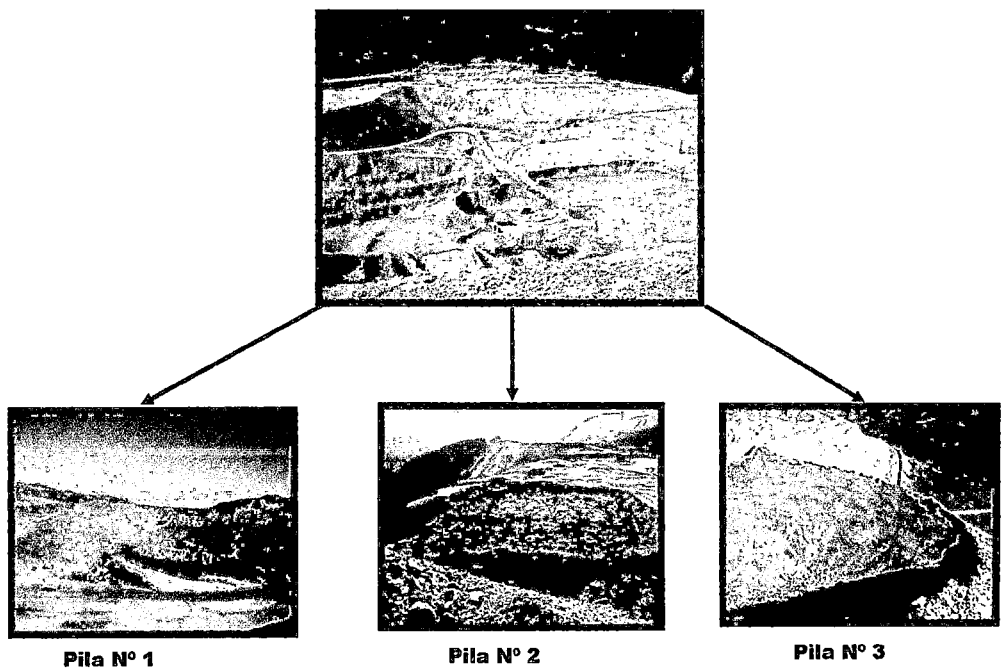
SECUENCIA EN LAS ETAPAS DE INVESTIGACIÓN

Figura 4.1. Esquema general de la investigación.

4.2 MUESTREO EXPLORATORIO

Se tomaron muestras representativas de 3 pilas de mineral contaminado para tener datos de leyes de cabeza y análisis mineralógico de cada una. En la figura 4.2 se muestra el esquema de las pilas dentro de la zona de evaluación.

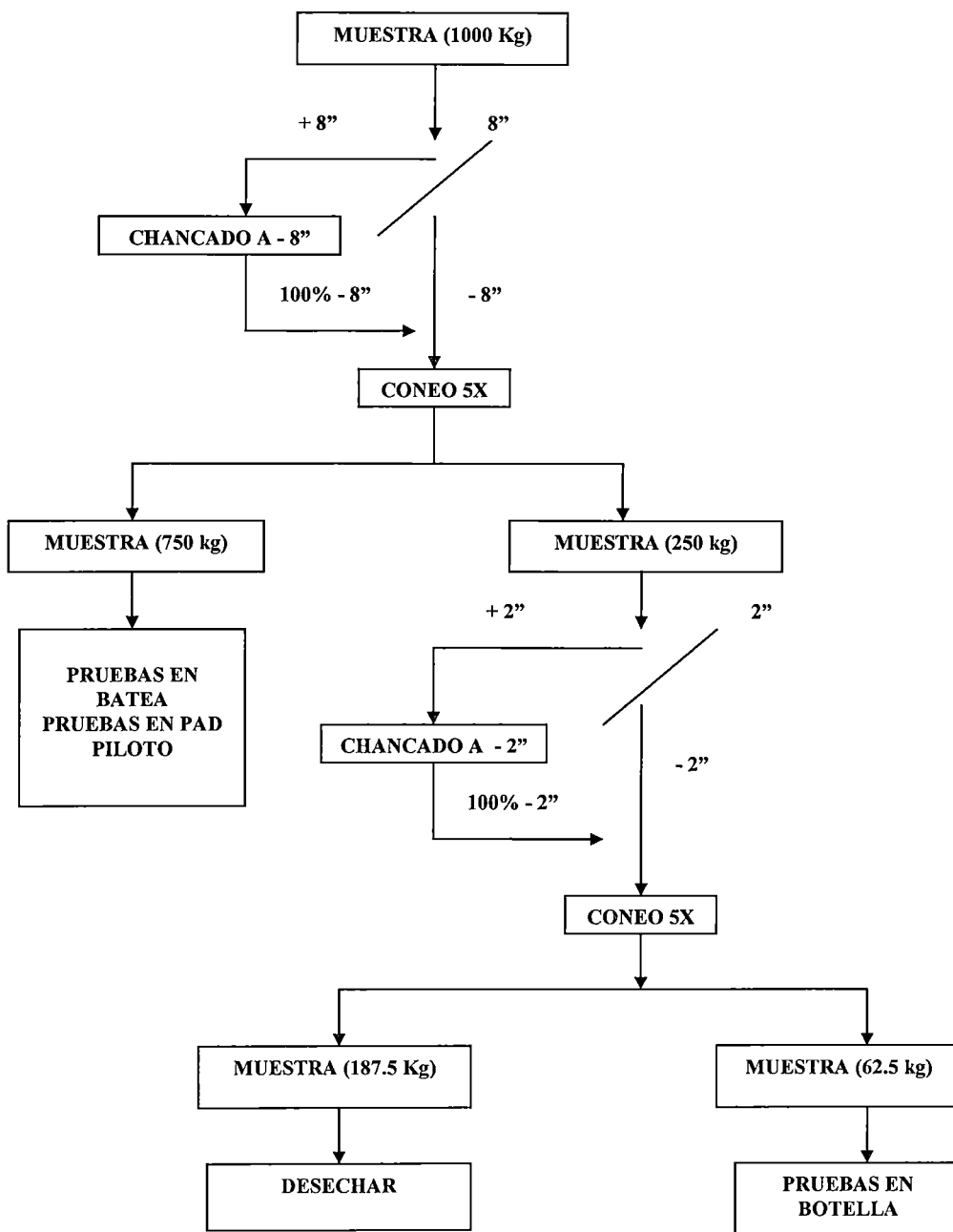
Figura 4.2. Distribución de las pilas de mineral contaminado con carbón.



Fuente: Propia

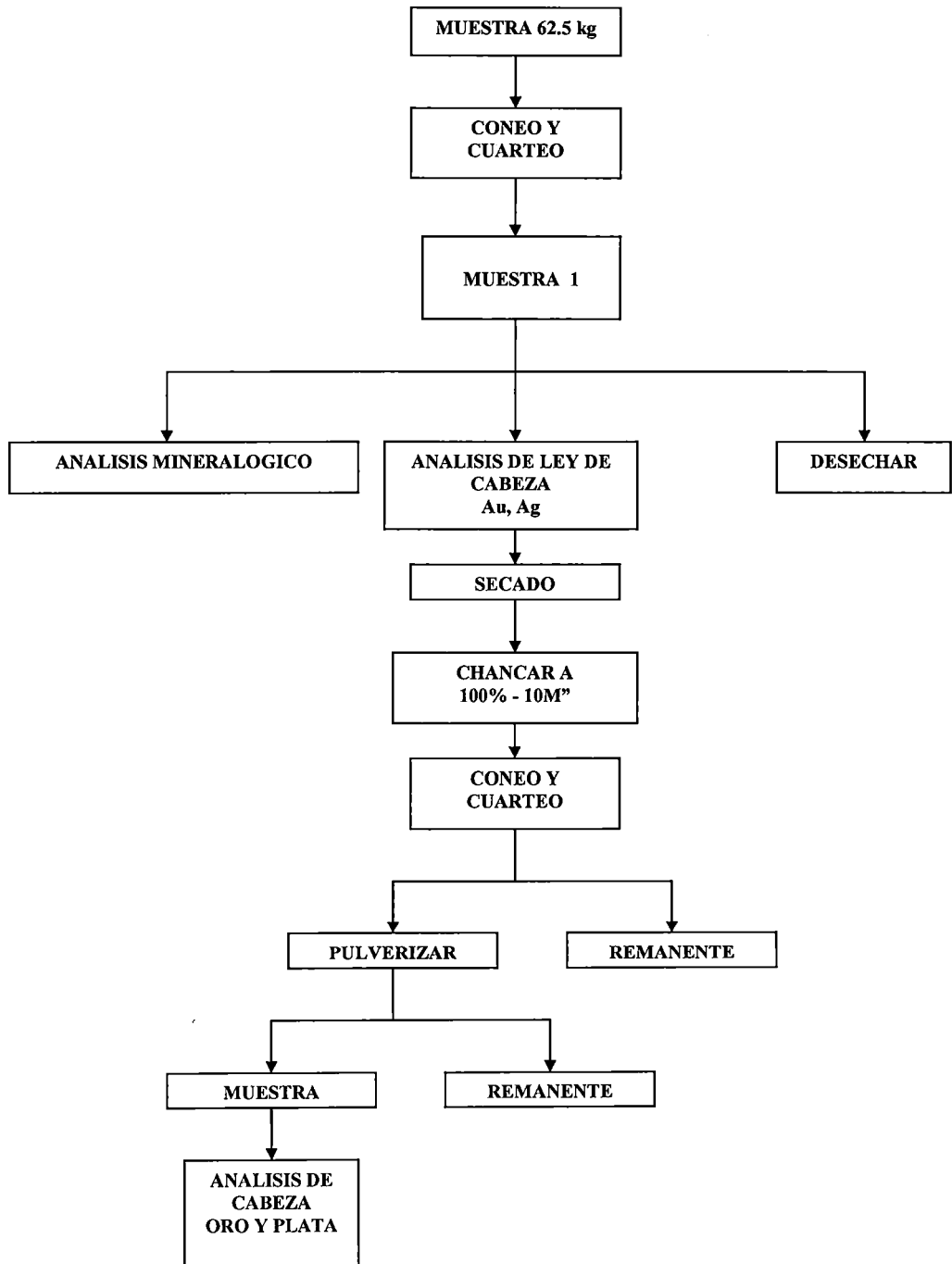
En las Figuras 4.3 y 4.4 se muestran los protocolos a seguir para el tratamiento de las muestras obtenidas para cada una de las pilas.

Figura 4.3. Protocolo para el tratamiento de muestras en cada pila.



Fuente: Propia

Figura 4.4. Protocolo para el tratamiento de muestras en cada pila.

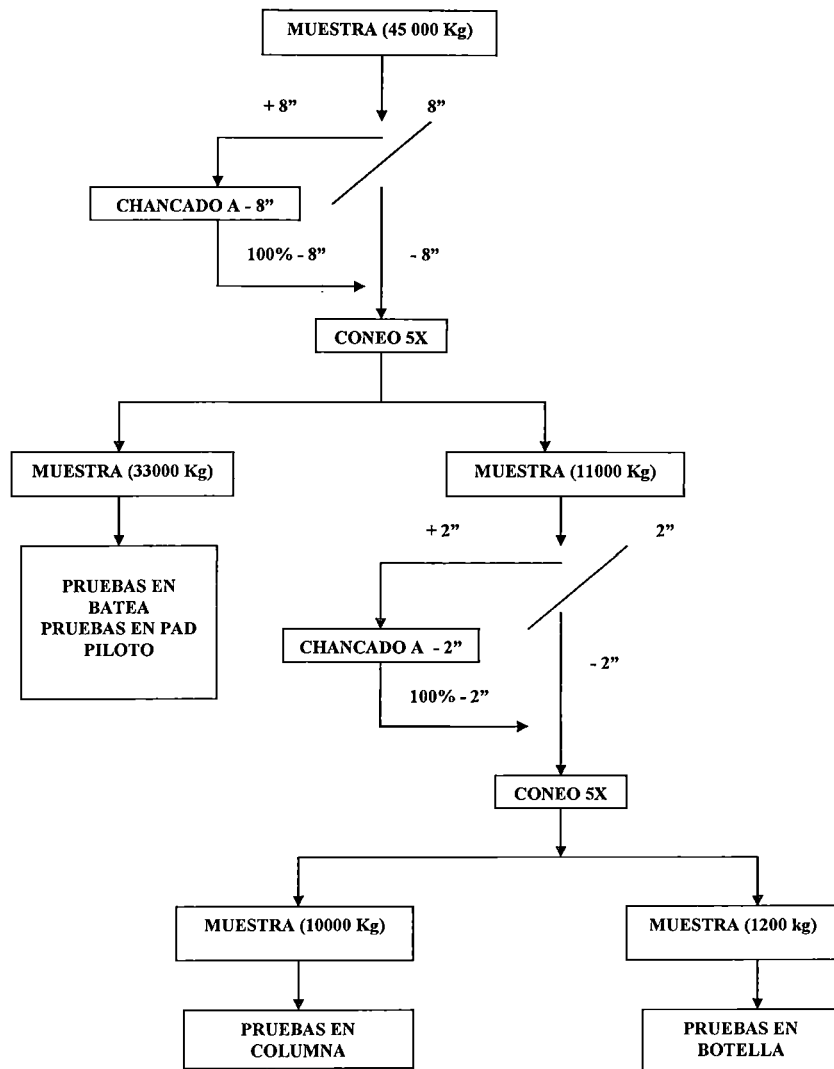


Fuente: Propia

4.3 PROTOCOLO DE MUESTREO PARA PRUEBAS EXPERIMENTALES

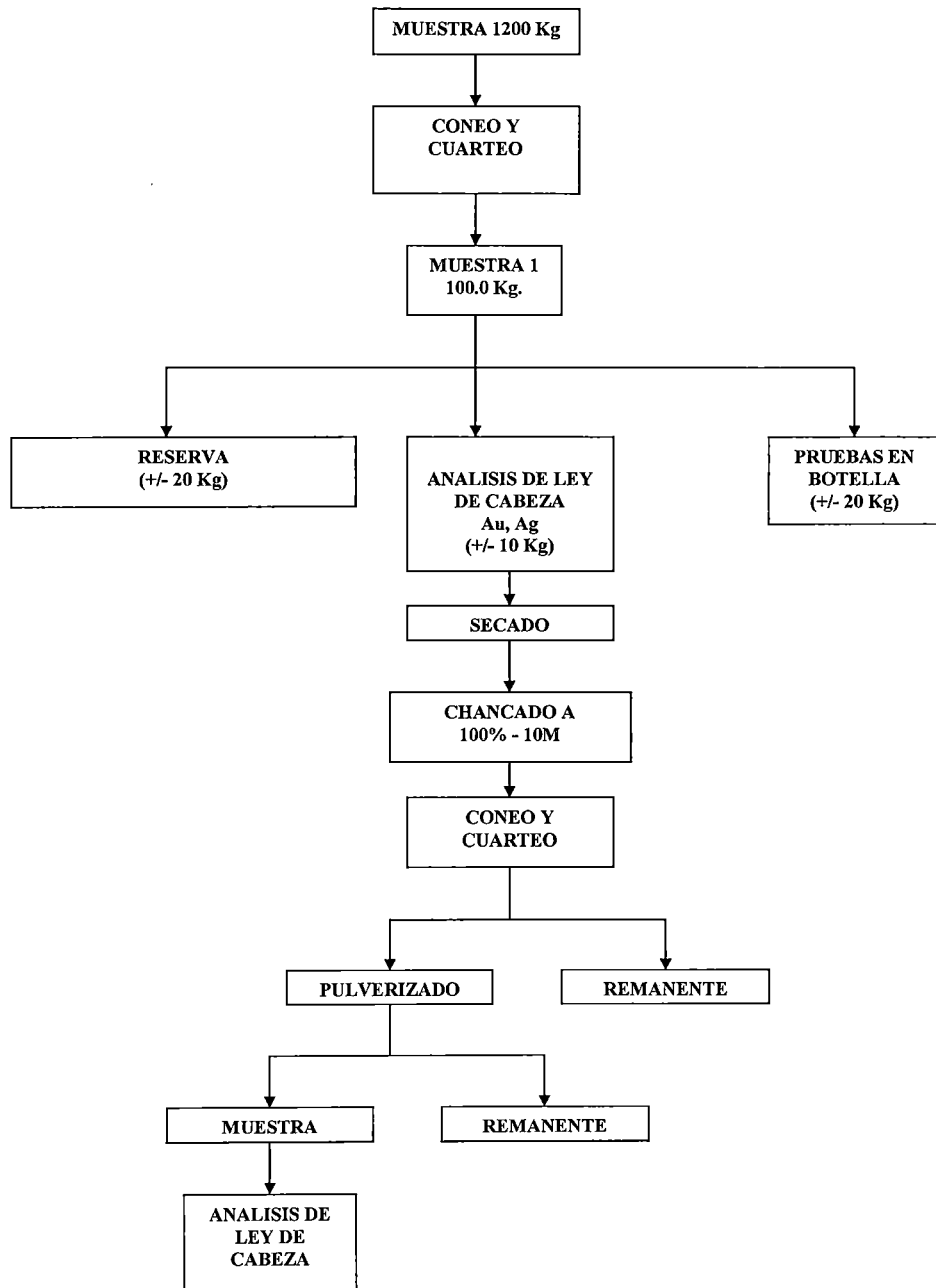
Se realizó un muestreo del compósito de las 3 pilas recolectándose un total de 45 toneladas de muestra, las cuales fueron tratadas según el protocolo indicado en las Figuras 4.5, 4.6 y 4.7.

Figura 4.5. Protocolo para el tratamiento de muestras del compósito de las 3 pilas de mineral contaminado y pruebas a nivel piloto.



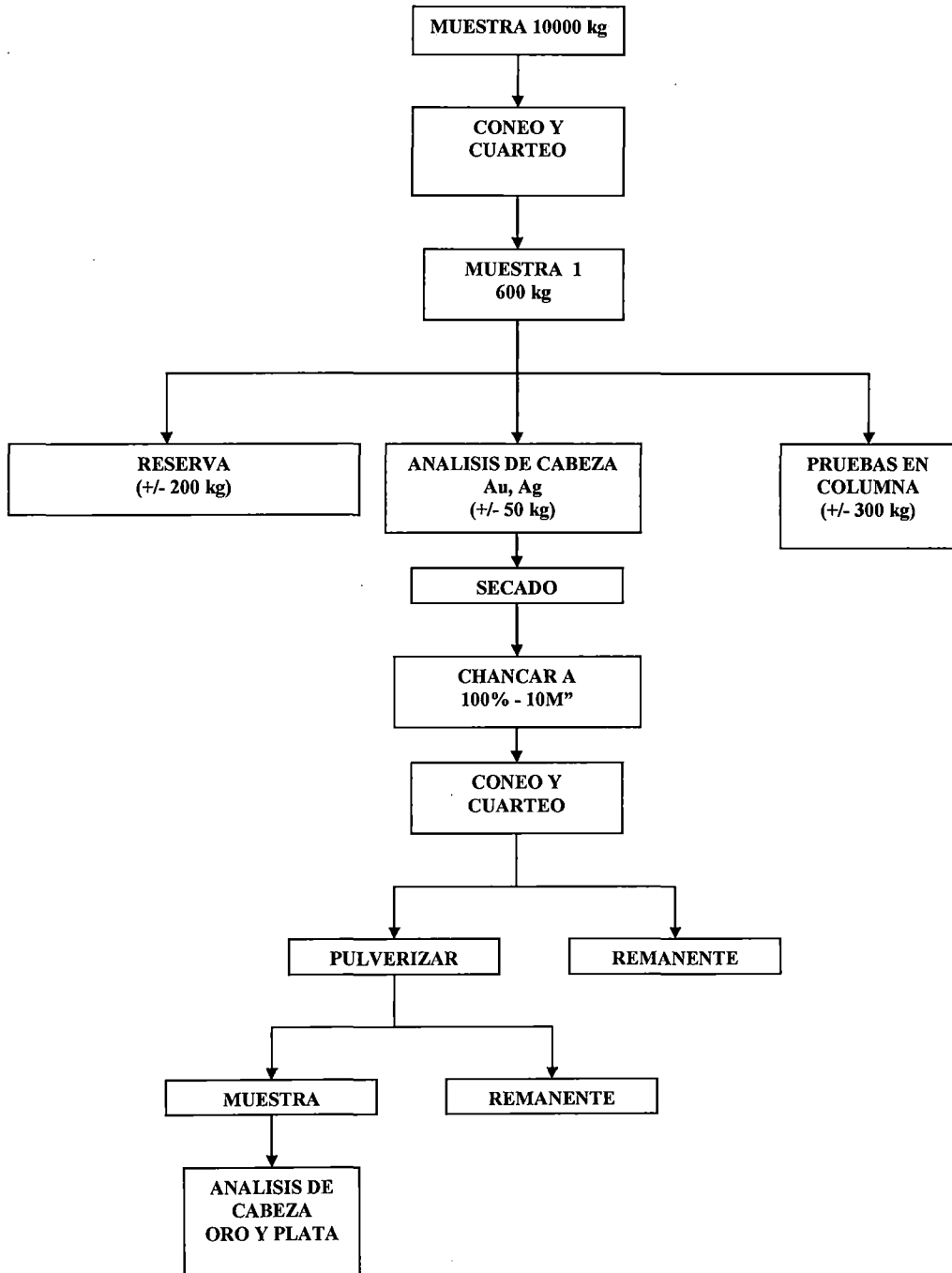
Fuente: Propia

Figura-4.6. Protocolo para el tratamiento de muestras para la prueba de lixiviación en botella.



Fuente: Propia

Figura 4.7. Protocolo para el tratamiento de muestras para la prueba de lixiviación en columnas.



Fuente: Propia

4.4 DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS UTILIZADOS

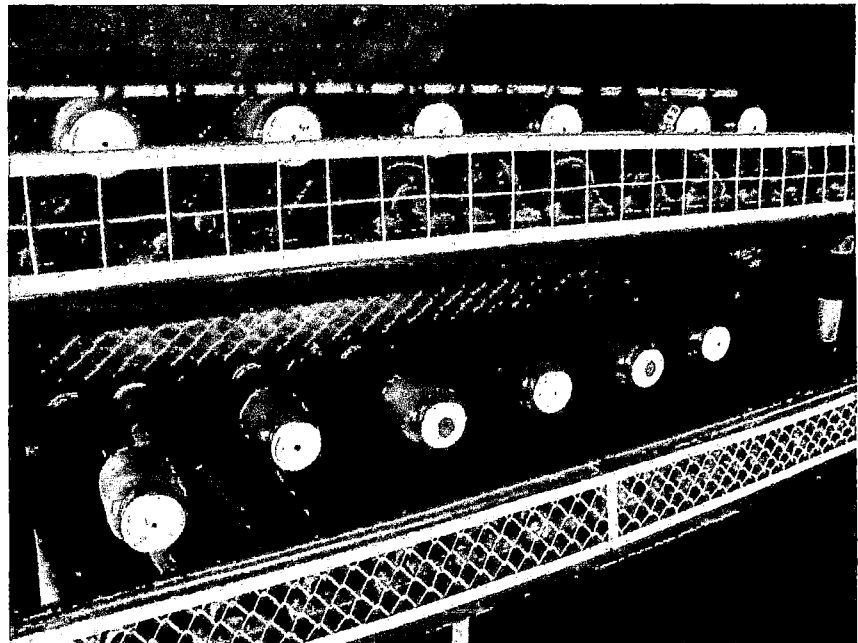
4.4.1 Equipo Roller.

Es un equipo en el que se realiza la homogenización de muestras sólidas. La homogenización es una operación que consiste en uniformizar una muestra que puede estar en fase sólida o en fase mixta (líquido y sólido). El equipo consta básicamente de una serie de rodillos giratorios paralelos entre sí, topes de control y uniformización de giro, estas son estructuras metálicas circulares que se colocan en los extremos de la serie de botellas por rodillo.

La operación que realiza el equipo Roller es proporcionar el movimiento adecuado a velocidad constante para mantener agitada la solución durante el tiempo que dure la prueba.

En la figura 4.8 se muestra el equipo Roller que se usó en las pruebas.

Figura 4.8. Equipo Roller para pruebas de agitación en botella.



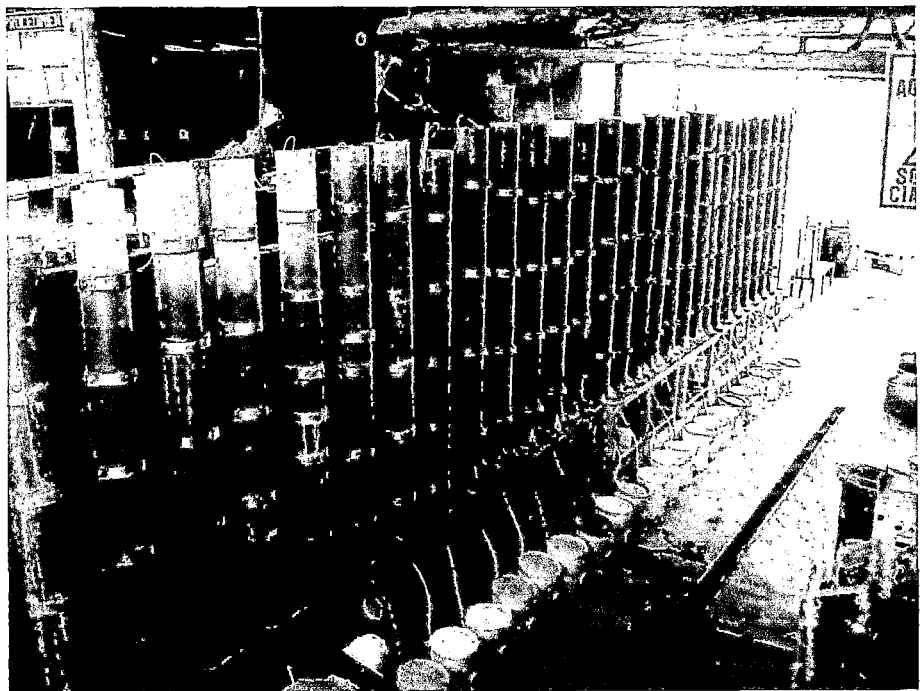
Fuente: Propia.

4.4.2 Columnas de lixiviación.

Son construidas principalmente de PVC, HDPE, Acrílico y de acero. Son de forma cilíndrica, variando sus dimensiones de acuerdo al tipo de material que será evaluado, algunas columnas están totalmente automatizadas por lo que llevan acoplados distintos instrumentos y equipos periféricos que garantizan su buen funcionamiento. Otras columnas tienen poca instrumentación las cuales requieren mayor asistencia de parte de los operadores e investigadores para desarrollar las pruebas.

En la figura 4.9 se muestran las columnas de lixiviación usadas en las pruebas.

Figura 4.9. Columnas de lixiviación de 8 pulgadas de diámetro.



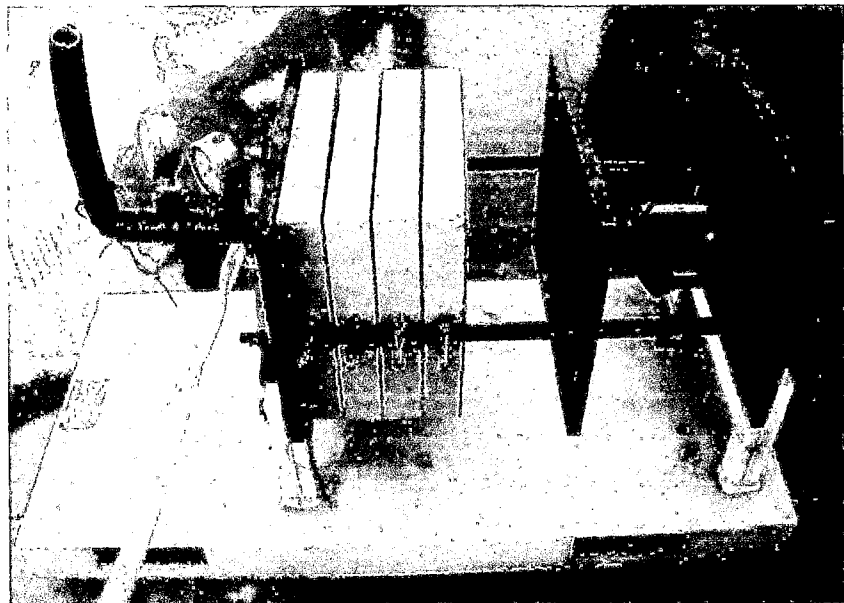
Fuente: Propia.

4.4.3 Filtro Prensa

Filtro prensa Denver modelo FP-3203 utilizado en las pruebas de filtración luego de la etapa de precipitación.

En este filtro se coloca una tela o una malla sobre placas, de manera tal que sean los bordes los que soporten a la tela y al mismo tiempo dejen debajo de la tela un área libre lo más grande posible para que pase el filtrado. Las placas se disponen en forma horizontalmente tal como se indica en la figura 4.10. Al circular la solución con sólidos en suspensión, la torta se forma en el lado más alejado de la placa, parte que se conoce con el nombre aguas arriba de la tela. En los primeros instantes de la filtración, la caída de presión en la tela es pequeña y el proceso ocurre a velocidad aproximadamente constante. A medida que transcurre el proceso y, por tanto, crece la torta húmeda, el proceso transcurre a volumen constante.

Figura 4.10. Filtro prensa utilizado en las pruebas de filtración de precipitado de oro.



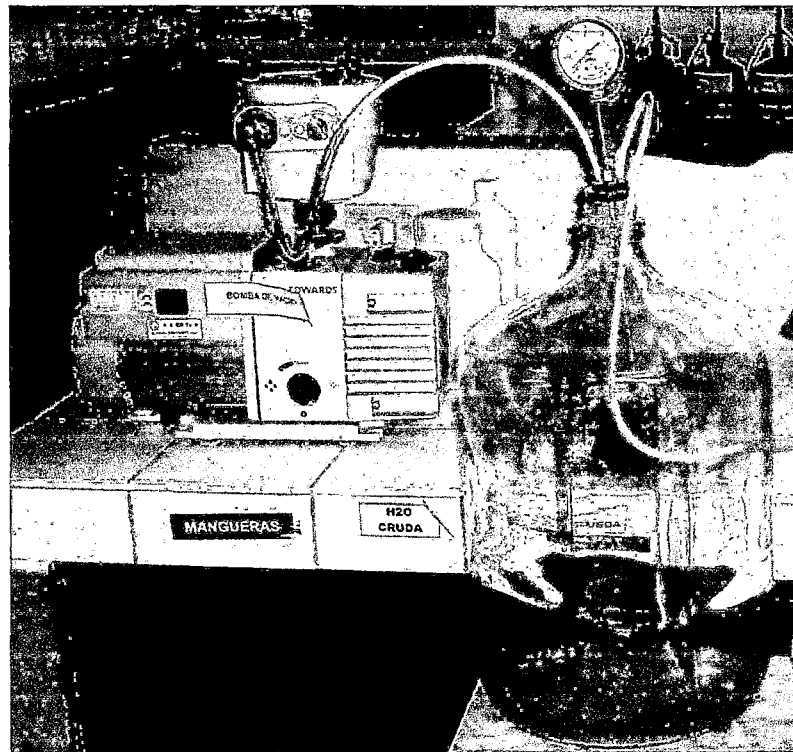
Fuente: Propia.

4.4.4 Bomba de vacío Edwards

Bomba de vacío Edwards Modelo RV3, de motor de 0.5 HP y una capacidad de 65 l/min de aire. Utilizado para pruebas en la etapa de filtración.

En la figura 4.11 se muestra el sistema de vacío usado en las pruebas.

Figura 4.11. Sistema de generación de vacío utilizado en pruebas.



Fuente: Propia.

4.4.5 Lector de pH

Su principio básico de medición electrométrica de pH es la determinación de la actividad de los iones de hidrógeno mediante la verificación potenciométrica con un electrodo patrón de hidrógeno y un electrodo de

referencia. La membrana del electrodo de vidrio separa dos líquidos de diferentes concentraciones de iones H^+ ; en los lados de la membrana se desarrolla un potencial proporcional a la diferencia de pH entre los dos líquidos, que se mide en relación con un potencial de referencia (indicado por un electrodo de calomel saturado). El electrodo de vidrio y el electrodo de referencia pueden estar combinados en un solo electrodo.

4.4.6 Agitador IKA Externo

Agitador IKA, con motor de 0.1 HP y con un rango de velocidad de agitación de 60 a 2000 rpm. Equipo utilizado en pruebas de precipitación de oro de soluciones procedentes del proceso de lixiviación con tiosulfato de amonio. En la figura 4.12 se muestra el agitador utilizado en las pruebas.

Figura 4.12. Agitador utilizado en pruebas.



Fuente: Propia.

4.4.7 Agitador Magnético

Tienen un mueble exterior metálico, pintado al horno con resina epoxi. Su plato superior en aluminio, de \varnothing 135 mm.

Regulación de la velocidad lineal desde 75 hasta 1.700 r.p.m. (según viscosidades).

Panel de mandos con interruptor de puesta en marcha, mando de regulación de velocidad, mando regulación de temperatura y piloto de señalización. Cuenta con un control de temperatura con regulador de impulsos de energía. Cuenta con un orificio lateral que permite acoplar una varilla soporte. Se usa generalmente con un imán revestido de teflón de \varnothing 8 x 40 mm de largo.

4.4.8 Horno de secado de muestras

Es un horno de acero inoxidable y acero al aluminio con sistema de aislamiento. Tiene un sistema de control de temperatura por termocuplas, el cual se puede graduar o resetear en forma manual, con la finalidad de regular la temperatura de secado requerida. La puerta tiene un picaporte y una empaqueta dura de goma de silicona para protegerlo contra las pérdidas de calor. Los ventiladores continuos operan después de fijado el de calor y permite una uniforme distribución de calor. Posee un controlador digital luminoso que, alternativamente muestra el punto fijado de temperatura, con una luz piloto en el panel de control frontal. Está provisto con parrillas corredizas removibles y cordón de conexión a la tensión de 120V.

4.4.9 Chancadora de Quijadas

Equipo utilizado para reducir de tamaño las muestras de mineral a malla menor a $\frac{1}{4}$ "', sin introducir contaminaciones y evitando riesgos personales.

4.4.10 Chancadora de Rodillos

Equipo utilizado para reducir de tamaño las muestras que vienen de la chancadora de quijada, a una granulometría de -10 (2 mm), sin contaminar y evitando riesgos personales.

4.4.11 Pulverizador de discos

Equipo utilizado para pulverizar las muestras a la granulometría óptima de 96% malla -140 en la serie Tyler.

4.4.12 Cuarteador Jones

Equipo utilizado para reducir una cantidad de muestra por el sistema de cuarteo, a no más del necesario de tal manera que pueda ser utilizado en los análisis granulométricos o químicos, conservando la representatividad de la muestra.

4.4.13 Balanza de plataforma

La balanza de plataforma de 200 kg posee un indicador de medida con pantalla grande que está montado sobre una columna de acero inoxidable, donde se puede leer fácilmente los pesos registrados, cuenta además con 4 teclas (Zero, Tare, lb y kg) de fácil operación.

Funcionan con baterías para proveer máxima libertad y flexibilidad. Un conductor de corriente alterna es suministrado como norma y cuando la unidad se abastece con AC (corriente alterna) las baterías de larga duración son recargadas automáticamente.

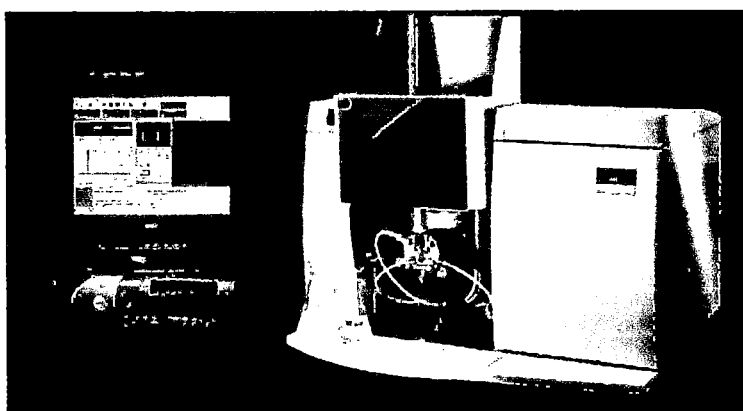
4.4.14 Bombas peristálticas masterflex

Bombas peristálticas con capacidad para bombear hasta 600 mililitros por minutos de solución lixiviante.

4.4.15 Equipo Espectrofotómetro de Absorción Atómica AA Perkin Elmer AAnalyst 400

Es un método instrumental que está basado en la atomización del analito en matriz líquida y que utiliza comúnmente un nebulizador pre-quemador (o cámara de nebulización) para crear una niebla de la muestra y un quemador con forma de ranura que da una llama con una longitud de trayecto más larga. La niebla atómica es desolvatada y expuesta a una energía a una determinada longitud de onda emitida ya sea por una Lámpara de Cátodo hueco (LHC) construida con el mismo analito a determinar o una Lámpara de Descarga de Electrones (EDL). Normalmente las curvas de calibración no cumplen la Ley de Beer-Lambert en su estricto rigor. La temperatura de la llama es lo bastante baja para que la llama de por sí no excite los átomos de la muestra de su estado fundamental. El nebulizador y la llama se usan para desolvatar y atomizar la muestra, pero la excitación de los átomos del analito es hecha por el uso de lámparas que brillan a través de la llama a diversas longitudes de onda para cada tipo de analito. En AA la cantidad de luz absorbida después de pasar a través de la llama determina la cantidad de analito existente en la muestra. Hoy día se utiliza frecuentemente una mufla de grafito (u horno de grafito) para calentar la muestra a fin de desolvatarla y atomizarla, aumentando la sensibilidad.

Figura 4.13. Equipo Perkin Elmer Analyst 400.



4.5 INSUMOS QUÍMICOS

- Tiosulfato de amonio Q.P. $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$
- Sulfato de Cobre Q.P. $\text{CuSO}_4 \cdot 5 \text{H}_2\text{O}$
- Bisulfito de sodio Q.P. $\text{Na}_2 \text{S}_2 \text{O}_3$
- Hidróxido de Amonio Q.P. NH_4OH
- Yoduro de potasio Q.P. KI
- Solución patrón de Yodo 0.1 N
- Yodo puro Q.P.
- Bicarbonato de Sodio
- Almidón Q.P.
- Cobre metálico en polvo grado electrolítico
- Sulfato de zinc QP
- Solución de formaldehido al 37%
- Ácido acético
- Fenolftaleína Q.P.
- Sulfato de amonio Q.P.
- Tiosulfato de Amonio Líquido

4.6 PREPARACIÓN DE REACTIVOS

4.6.1 Solución Lixivante de Tiosulfato de amonio

En la fiola llenar una pequeña cantidad de agua y disolver el sulfato de cobre completamente según dosis requerida.

Adicionar todo el volumen de Tiosulfato de Amonio.

Adicionar el metabisulfito y agitar hasta disolver.

Acondicionar el pH de ser necesario con hidróxido de sodio en escamas hasta alcanzar un pH entre 9 y 10.

Aforar con agua y agitar, a concentraciones altas de Tiosulfato la solución puede tener una coloración Naranja.

4.6.2 Yodo 0.1N

Pesar 12.7159 g de cristales de yodo al 99.8% + 25.439 g de KI.

Disolver con 150 ml de agua destilada en un vaso de precipitación de 500ml hasta disolución completa.

Pasar a un fiola de 1000ml y aforar con agua destilada y agitar hasta disolución completa.

4.6.3 Ácido Acético 2N

Pesar 120.22 g de solución de ácido acético glacial al 99.9 %. En una fiola de 1000 ml, aforar con agua destilada y agitar hasta disolución completa.

4.6.4 Solución de Sulfato de Zinc

Pesar 50 g de cristales de sulfato de zinc hepta hidratado.

Disolver con 150 ml de agua destilada en un vaso de precipitación de 500ml hasta disolución completa.

Pasar a un fiola de 1000ml y aforar con agua destilada y agitar hasta disolución completa.

4.6.5 Solución de Almidón

Pesar 50 g de almidón.

Disolver con 200 ml de agua destilada en un vaso de precipitación de 500ml hasta disolución completa.

Pasar a un fiola de 1000ml y aforar con agua destilada y agitar hasta disolución completa.

4.6.6 Hidróxido de Sodio 1N

Pesar 40.40 g de solución de hidróxido de sodio al 99.9 % QP.

Disolver con 200 ml de agua destilada en un vaso de precipitación de 500ml hasta disolución completa.

En un fiola de 1000 ml, aforar con agua destilada y agitar hasta disolución completa.

4.6.7 Fenolftaleína al 4%

Pesar 4 g de fenolftaleína.

Disolver con 50 ml de Alcohol en un vaso de precipitación de 100 ml hasta disolución completa.

En un fiola de 100 ml, aforar con alcohol y agitar hasta disolución completa.

4.7 PRUEBAS METALÚRGICAS

4.7.1 Pruebas de Lixiviación en Botella

El objetivo de esta prueba es la determinación tanto del porcentaje de recuperación de Au y Ag como de los ratios de dosificación de los reactivos utilizados al lixiviar por un periodo determinado una muestra de mineral a una granulometría de malla 10 y a condiciones de agitación continua. En el Anexo I tenemos una descripción detallada del procedimiento de la prueba. Las pruebas en botella se utilizaron para dar inicio a las pruebas experimentales.

4.7.2 Pruebas de Lixiviación en Columna

Las pruebas de lixiviación en columna son el siguiente paso en una evaluación metalúrgica luego de la prueba de lixiviación en botella, ésta prueba tiene como objetivo determinar la cinética de lixiviación de un mineral, así como el ratio de consumo de reactivos en laboratorio simulando el proceso de lixiviación en pila.

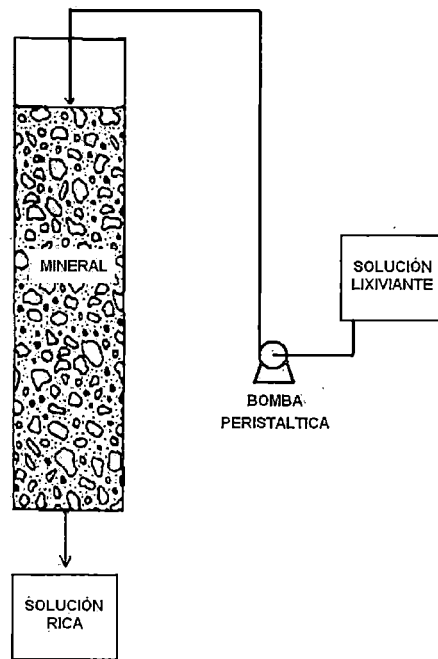
La prueba consiste en depositar un mineral con una ley de oro y plata conocida en el interior de una columna de forma cilíndrica, luego del cual se procede a regar el mineral a un determinado flujo con solución lixivante. La solución percolada se colecta en la parte inferior y se determina su ley de oro y plata, con cuyos datos se hará un balance de masa al final del proceso de lixiviación que puede tomar desde días hasta meses.

La granulometría del mineral utilizado en ésta prueba depende del tamaño de la columna a utilizar la relación entre granulometría de mineral y diámetro de columna está en una relación de 1 a 6.

En el Anexo I tenemos una descripción detallada del procedimiento de la prueba.

En la figura 4.14 se muestra el diagrama de la prueba de lixiviación en columna.

Figura 4.14. Diagrama de la prueba de lixiviación en columna.



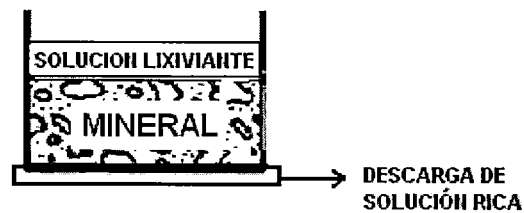
Fuente: Propia.

4.7.3 Pruebas de Lixiviación en batea

El objetivo de ésta prueba es tener valores referenciales para un proceso de lixiviación con una solución lixivante estancada, no tiene aplicación industrial en nuestro proceso debido a que el tonelaje de mineral a tratar se adecua mejor a un proceso de lixiviación en pila.

En la figura 4.15 se muestra el diagrama de la prueba de lixiviación en batea.

Figura 4.15. Diagrama de la prueba de lixiviación en Batea.



Fuente: Propia.

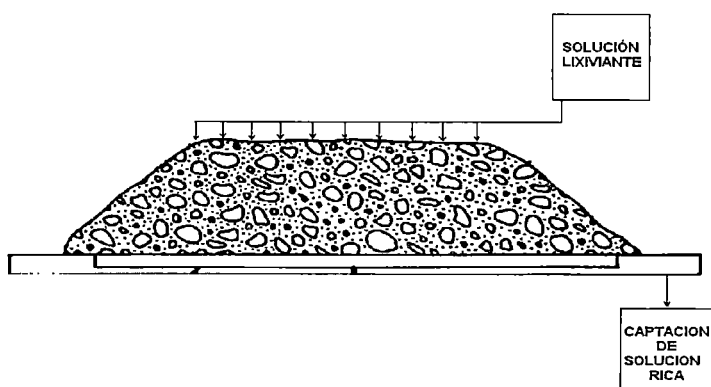
4.7.4 Pruebas de Lixiviación en Pad Piloto

Se realiza con el objetivo de ajustar los datos obtenidos en las pruebas a escala laboratorio, los resultados y observaciones que resultan de ésta prueba se toman en cuenta para el diseño del proceso a escala industrial.

La prueba consiste en hacer una pila de mineral de unas 20 a 30 toneladas simulando la pila industrial sobre una base de geo membrana y material fino sin ley, sobre la parte superior se instala un sistema de riego por donde se adicionará la solución lixivianante.

En la parte inferior de la base del pad piloto se tiene un sistema colector de soluciones donde se tomarán las muestras de solución percolada rica en oro, como se muestra en la figura 4.16.

Figura 4.16. Diagrama de la prueba de lixiviación en pad piloto.



Fuente: Propia.

4.7.5 Pruebas de precipitación con cobre electrolítico

Las pruebas de precipitación con cobre electrolítico se desarrollan con los siguientes objetivos:

Determinar el ratio de consumo de cobre en la etapa de precipitación desde soluciones ricas producto de la lixiviación de minerales carbonáceos con tiosulfato de sodio.

Obtener datos para el escalamiento de los tanques de precipitación que intervienen en el proceso metalúrgico.

4.7.6 Pruebas de filtración.

Se realizaron utilizando el equipo de filtro prensa con solución rica obtenida de la prueba de lixiviación en pad piloto.

El objetivo de la prueba fue obtener parámetros de diseño del filtro prensa a utilizar en el proceso metalúrgico.

El filtro prensa contiene un conjunto de placas diseñadas para proporcionar una serie de cámaras o compartimentos en los que se pueden recoger los sólidos. Las placas se recubren con un medio filtrante tal como una lona. La

suspensión se introduce en cada compartimento bajo presión; el líquido pasa a través de la lona y sale a través de una tubería dejando detrás una torta húmeda de sólidos.

4.8 METODOS MATEMÁTICOS PARA DISEÑO EXPERIMENTAL

Con el fin de reducir tiempo de experimentación y costos en la realización de pruebas es que se hace uso de métodos estadísticos para el diseño de experimentos, entre los tipos de diseños, tenemos los siguientes:

- Diseños Factoriales Simple 2^k , con pruebas centrales, con bloques.
- Diseño Factoriales Fraccionados.
- Diseño Factorial 2^k Replicado.
- Diseños de Placket-Burmann.

Para la optimización de las variables que intervienen en el proceso de lixiviación con tiosulfato de amonio se ha utilizado el método de diseño de experimentos Central Compuesto 2^{4+} principal, debido a que las variables tienen su efecto medio o sus interacciones poco significativas.

El uso de los modelos requiere aplicar los siguientes pasos:

- Selección de las variables significativas (screening):
- Variable respuesta
- Diseño Factorial 2^n
- Evaluación del modelo estadístico
- Optimización

CAPITULO V. RESULTADOS EXPERIMENTALES

5.1 LEYES DE CABEZA Y CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

5.1.1 Ley de cabeza

Las muestras se obtuvieron de tres pilas de mineral contaminado de las cuales se obtuvieron las siguientes leyes de oro y plata como se muestran en las tablas 5.1 y 5.2.

Tabla 5.1 Ley de cabeza de las pilas de mineral contaminado

Pila	Ley de Cabeza gAu/t	Carbón (%TCM)
Nº 1	1.65	3.6
Nº 2	2.84	3.0
Nº 3	1.61	3.6

Fuente: Laboratorio Químico Interno.

Tabla 5.2 Análisis químico de muestra puntual de mineral carbonáceo

Elemento	Au	Ag	As	Cu	Fe	Zn	Mn	Mg	Pb	Sb	Hg	S=	Corg
Unidad	ppm	ppm	ppm	ppm	%	ppm	ppm	%	ppm	ppm	ppm	%	%
Limite Detección	5	0.3	3	0.5	0.01	0.5	2	0.01	2	5	0.005	0.01	10
Valores	11.69	2.2	439	80	4.24	33	49	0.15	126	93	0.53	0.04	3.6

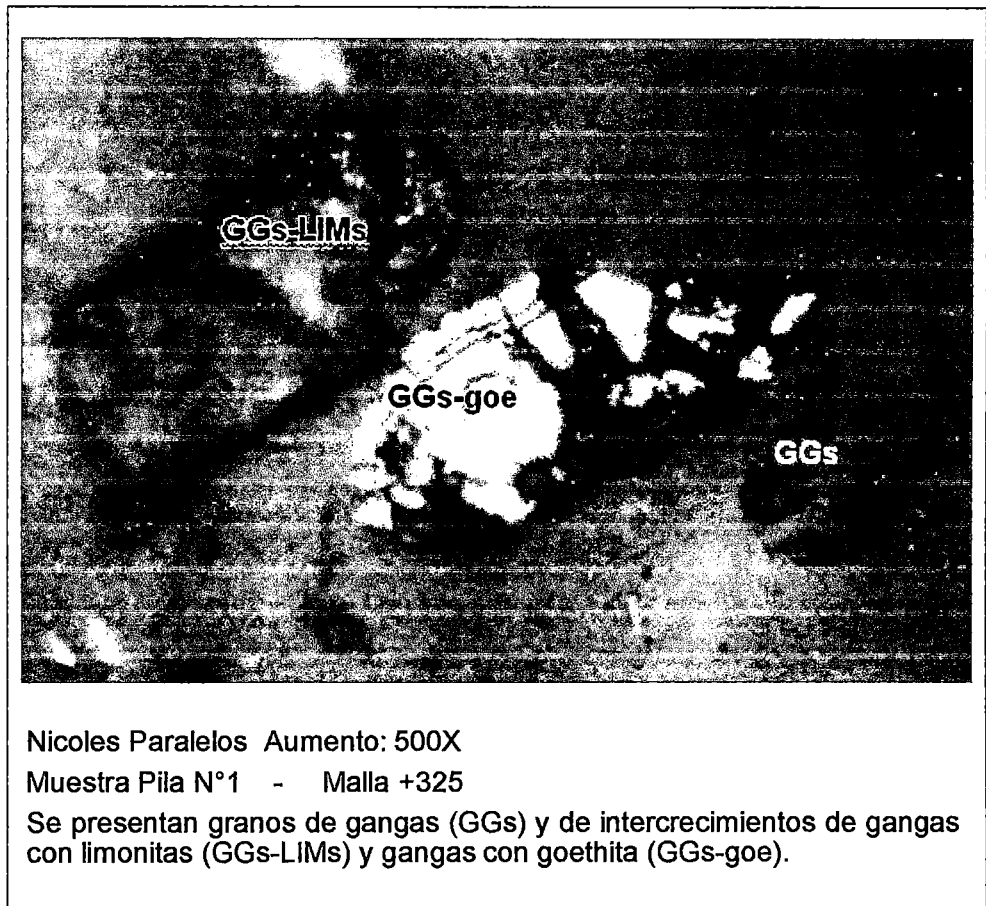
Fuente: Laboratorio Químico Interno.

5.1.2 Microscopía de muestras

Los resultados del análisis mineralógico se dividieron en tres partes que corresponden cada una a una pila que fue muestreada de manera individual como se indican en las Figuras 5.1, 5.2 y 5.3.

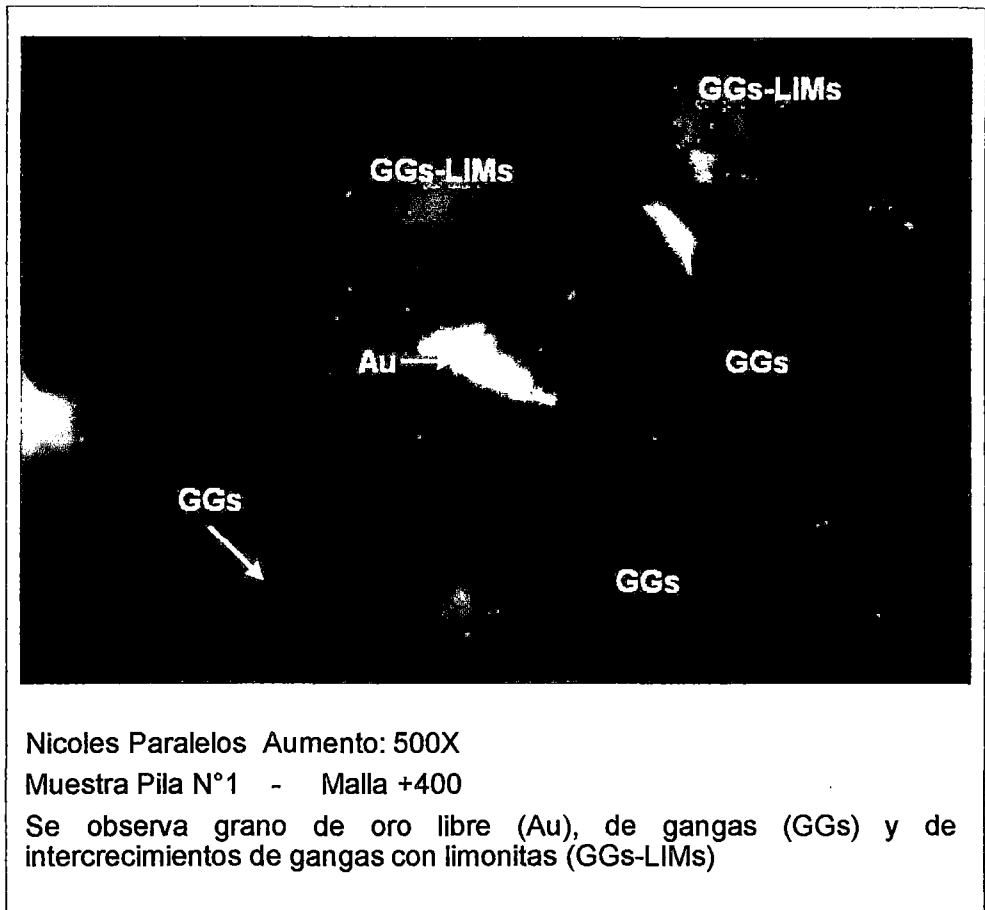
En las tablas 5.3, 5.4 y 5.5 se muestran los resultados obtenidos del análisis mineralógico de las tres pilas.

Figura 5.1. Resultados de la pila N°1 Malla+325



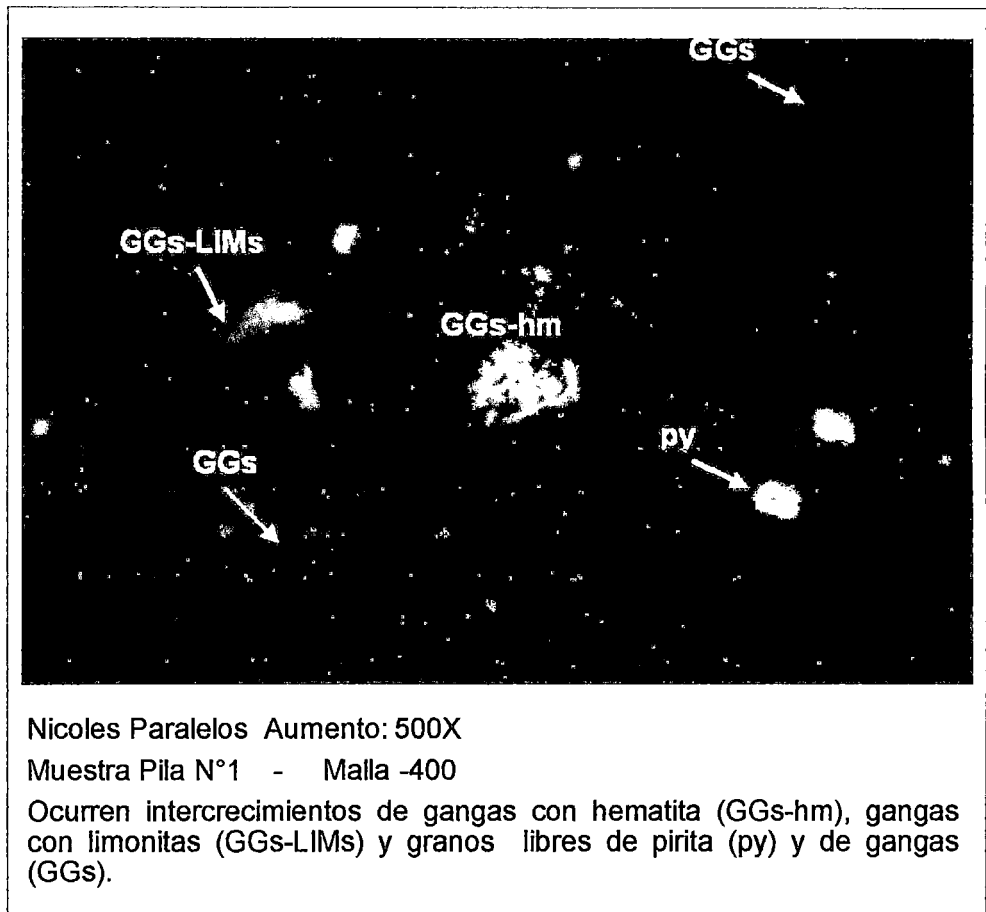
Fuente: Microscopía de muestras – INGEMET-OT065-2008.

Figura 5.2. Resultados de la pila N°1 Malla+400



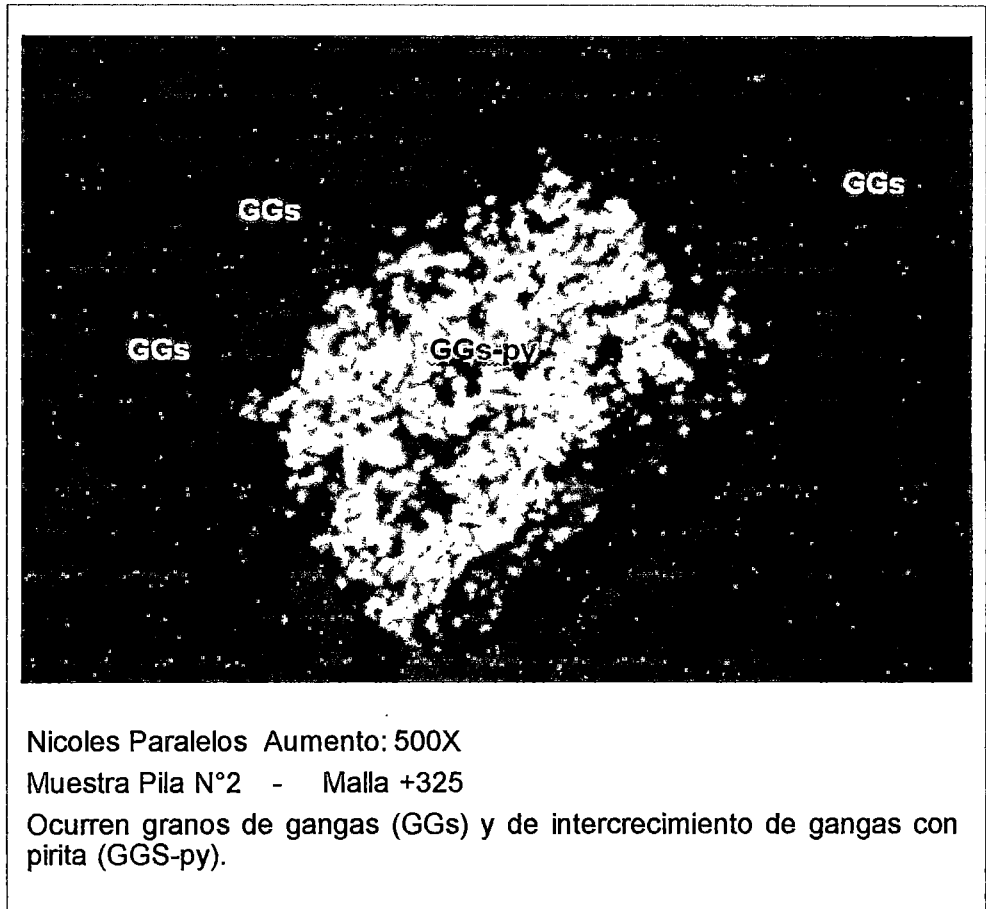
Fuente: Microscopía de muestras – INGEMET-OT065-2008.

Figura 5.3. Resultados de la pila N°1 Malla-400



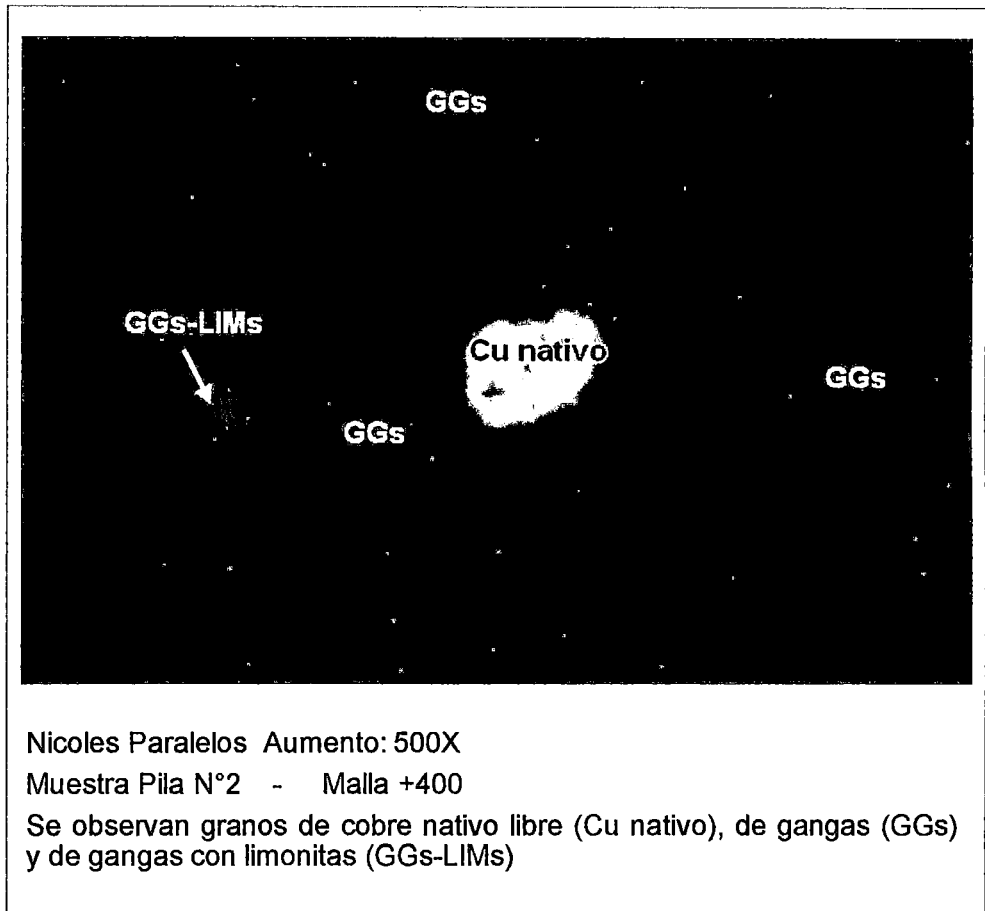
Fuente: Microscopía de muestras – INGEMET-OT065-2008.

Figura 5.4. Resultados de la pila N°2 Malla+325



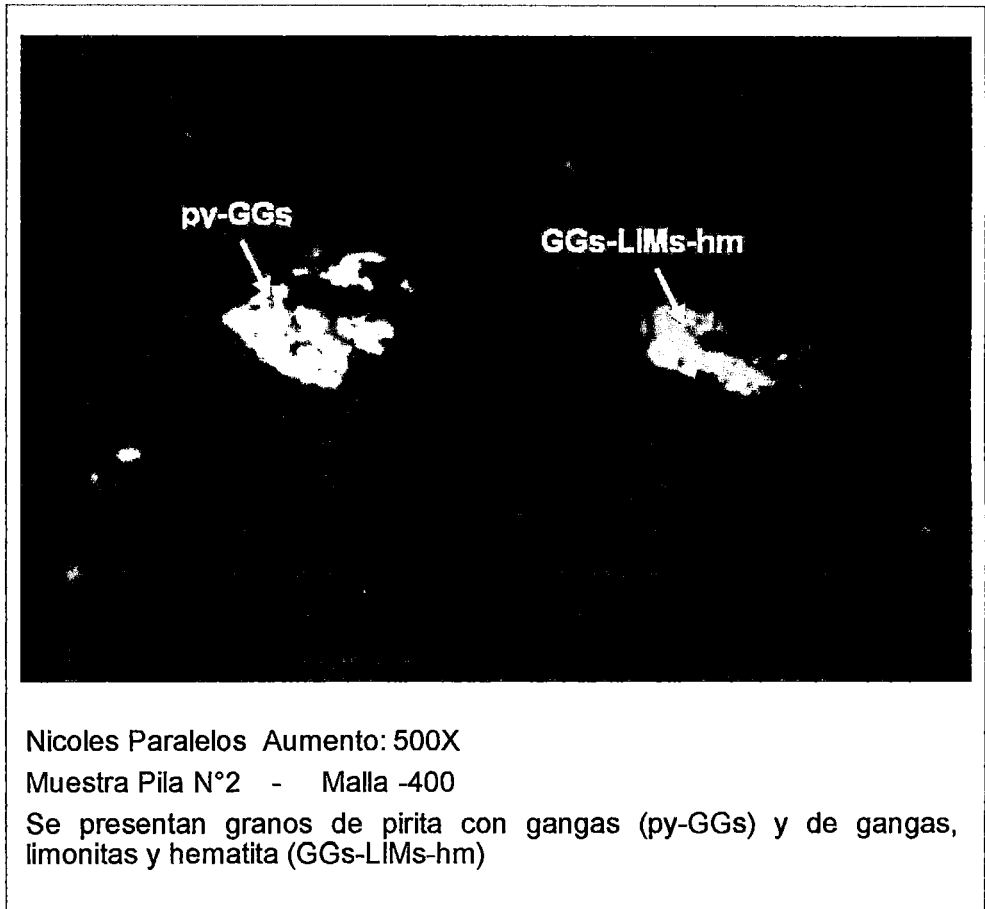
Fuente: Microscopía de muestras – INGEMET-OT065-2008.

Figura 5.5. Resultados de la pila N°2 Malla+400



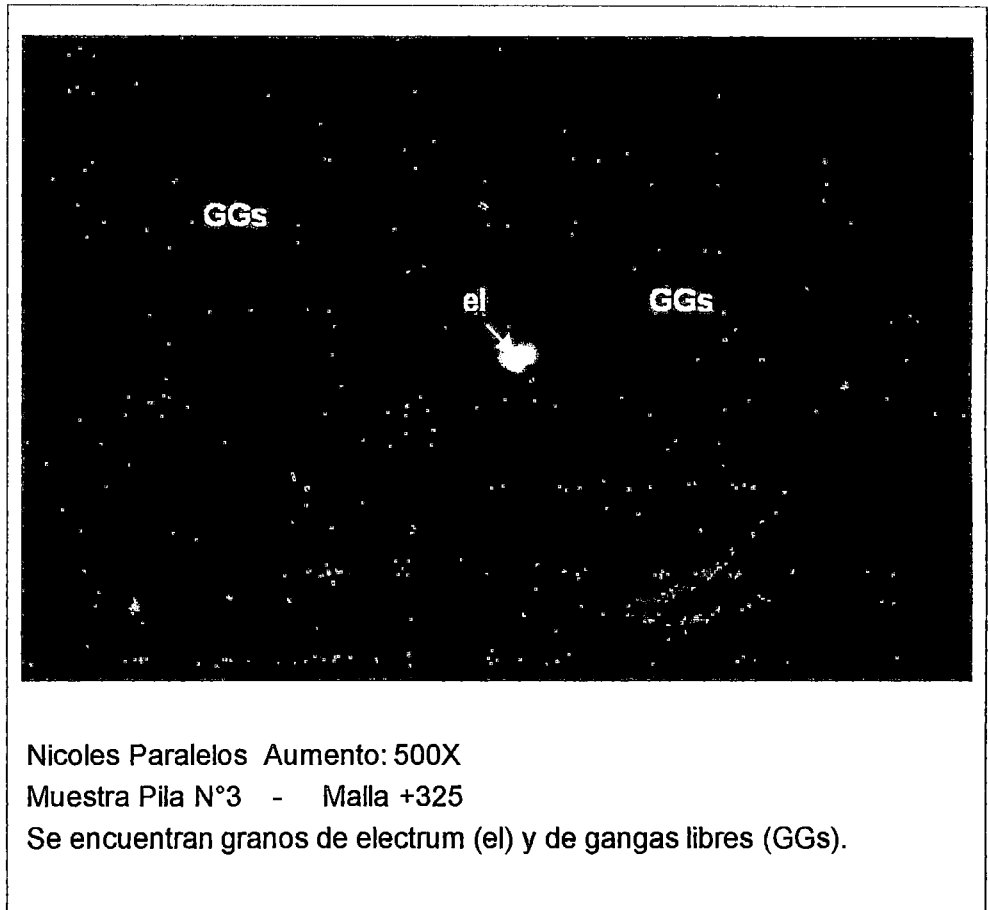
Fuente: Microscopía de muestras – INGEMET-OT065-2008.

Figura 5.6. Resultados de la pila N°2 Malla-400



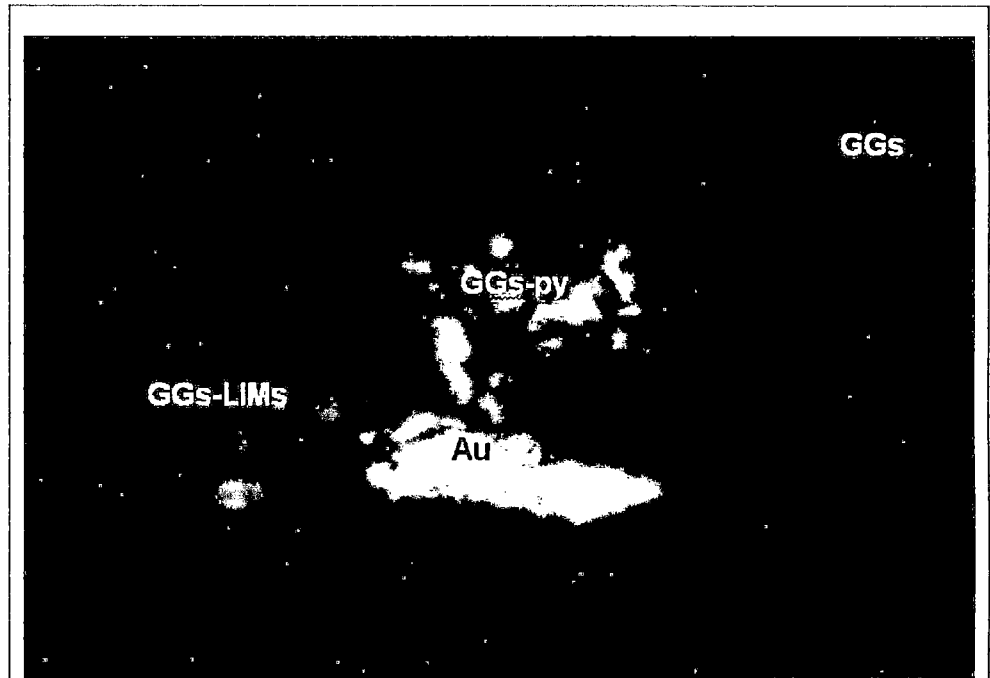
Fuente: Microscopía de muestras - INGEMET-OT065-2008.

Figura 5.7. Resultados de la pila N°3 Malla+325



Fuente: Microscopía de muestras – INGEMET-OT065-2008.

Figura 5.8. Resultados de la pila N°3 Malla+400



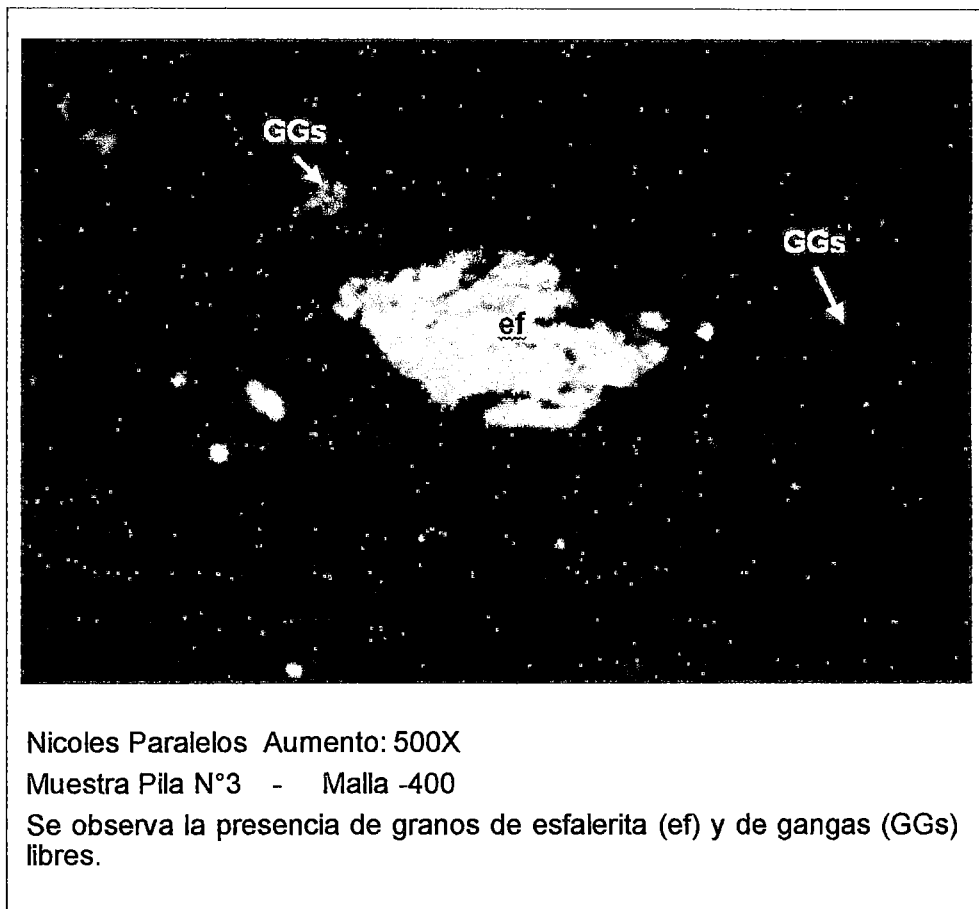
Nicoles Paralelos Aumento: 500X

Muestra Pila N°3 - Malla +400

Ocurren granos de oro libre (Au), de gangas (GGs) y de intercrecimientos de gangas con pirita (GGs-py) y de gangas con limonitas (GGs-LIMs)

Fuente: Microscopía de muestras – INGEMET-OT065-2008.

Figura 5.9. Resultados de la pila N°3 Malla-400



Fuente: Microscopía de muestras – INGEMET-OT065-2008.

5.1.3 Difracción de Rayos X

Tabla 5.3 Resumen resultados Pila N°1

N°	Mineral	Fórmula	%
1	Cuarzo	SiO ₂	94.25
2	Caolinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	1.76
3	Muscovita	(K,Na)(Al,Mg,Fe) ₂ (Si ₃ .1AlO ⁻¹)O ₁₀ (OH) ₂	1.6
4	Pirofilita	Al ₂ Si ₄ O ₁₀ (OH) ₂	1.38
5	Andradita	Ca ₃ Fe ₂ (SiO ₄) ₃	0.33
6	Diaspora	AlOOH	0.25
7	Microdina	KAlSi ₃ O ₈	0.22
8	Albita	NaAlSi ₃ O ₈	0.21

Fuente: Resultados análisis Difracción de rayos X – INGEMET OT065-2008

Tabla 5.4 Resumen resultados en Pila N°2

N°	Mineral	Fórmula	%
1	Cuarzo	SiO ₂	94.25
2	Muscovita	(K,Na)(Al,Mg,Fe) ₂ (Si ₃ .1AlO ⁻¹)O ₁₀ (OH) ₂	1.76
3	Pirofilita	Al ₂ Si ₄ O ₁₀ (OH) ₂	1.6
4	Caolinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	1.38
5	Bustamita	CaMnSi ₂ O ₈	0.33
6	Microdina	KAlSi ₃ O ₈	0.25
7	Andradita	Ca ₃ Fe ₂ (SiO ₄) ₃	0.22

Fuente: Resultados análisis Difracción de rayos X – INGEMET OT065-2008

Tabla 5.5 Resumen resultados en Pila N°3

N°	Mineral	Fórmula	%
1	Cuarzo	SiO_2	94.5
2	Muscovita	$(\text{K,Na})(\text{Al,Mg,Fe})_2(\text{Si}_3.1\text{AlO}^{-1})\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	2.17
3	Pirofilita	$\text{Al}_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	1.41
4	Caolinita	$\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$	1.35
5	Microdina	KAlSi_3O_8	0.33
6	Andradita	$\text{Ca}_3\text{Fe}_2(\text{SiO}_4)_3$	0.24

Fuente: Resultados análisis Difracción de rayos X – INGEMET OT065-2008

5.2 PRUEBAS A NIVEL LABORATORIO

5.2.1 Pruebas en botella

El procedimiento y métodos que implican el desarrollo de la prueba de cianuración en botella se describen en el Anexo 10.1.3.

5.2.1.A Pruebas preliminares

Condiciones de lixiviación:

Dilución L/S	2/1
Volumen del líquido	1000 ml
Granulometría	100% - 10M
Peso del mineral	500 g
Tiempo de lixiviación	24 h
pH(fue ajustado usando NaOH)	> 9.00

En la tabla 5.6 se muestran los resultados de las pruebas preliminares de lixiviación en botellas.

Tabla 5.6 Resultado de pruebas preliminares de lixiviación en botella.

N° de Botella	Reactivos				Cabeza Ensayada		Residuo Ensayado		%Extracción	
	Thiosul de amonio (M)	Sulfato de amonio (M)	Sulfato de cobre (M)	Bisulfito de sodio (M)	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
					ppb	ppb	ppb	ppb		
Botella-1	0.5	0.075	0.025	0.075	833	870	439	814	47.30	6.44
Botella-2					2250	1778	1672	930	25.69	47.69
Botella-3					4750	1333	1892	1163	60.17	12.75
Botella-4					610	1111	490	814	19.67	26.73
Botella-5					460	1111	257	581	44.13	47.70
Botella-6					1417	1512	736	1168	48.06	22.75
Botella-7					1010	1111	676	930	33.07	16.29
Botella-8					2250	1556	1588	930	29.42	40.23

Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.

5.2.1.B Optimización de parámetros

Se realizaron 28 pruebas en botella con un diseño de experimentos Central Compuesto 2^4 + principal a las siguientes condiciones de agitación:

Dilución L/S	1.5
Volumen del líquido	900 ml
Granulometría	100% - 10M
Peso del mineral	600 g
Tiempo de lixiviación	24 h
pH (fue ajustado usando NaOH)	> 9.00

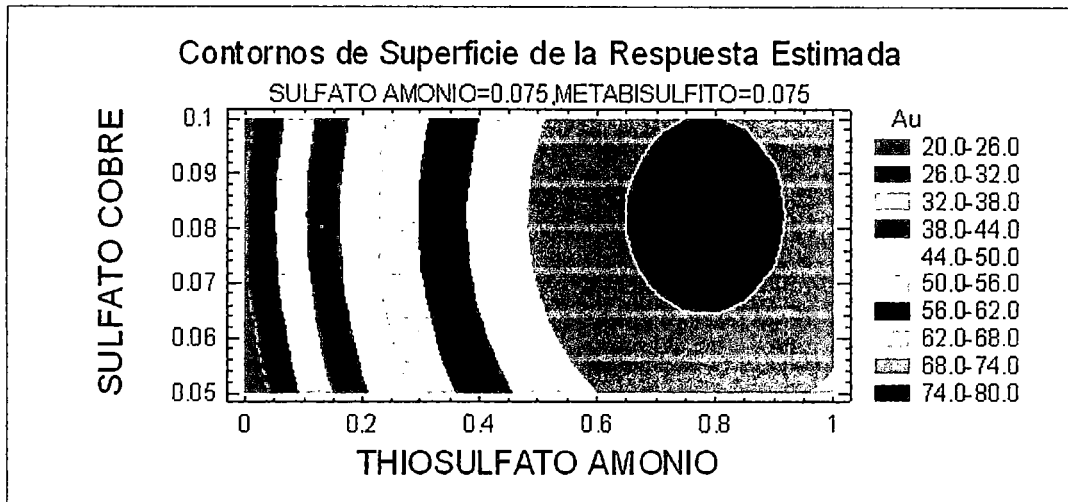
En la Tabla 5.7 se muestran los resultados de las pruebas en botella para la optimización del consumo de reactivos en la lixiviación con tiosulfato de amonio.

Tabla 5.7 Resultado de pruebas en botella para la optimización del consumo de reactivos en la lixiviación con tiosulfato de amonio.

Nº BOTELLA	REACTIVOS				%EXTRACCIÓN	
	Tiosulfato de amonio (M)	Sulfato de cobre (M)	Sulfato de amonio (M)	Metabisulfito (m)	% Extracción Au	% Extracción Ag
1	0.2	0.05	0.05	0.05	26.03	7.89
2	1	0.05	0.05	0.05	26.03	22.5
3	0.2	0.1	0.05	0.05	36.88	20.89
4	1	0.1	0.05	0.05	41.15	28.07
5	0.2	0.05	0.1	0.05	43.38	43.33
6	1	0.05	0.1	0.05	41.5	29.14
7	0.2	0.1	0.1	0.05	38.85	14.96
8	1	0.1	0.1	0.05	26.03	43.33
9	0.2	0.05	0.5	0.1	29.66	34.23
10	1	0.05	0.5	0.1	37.86	43.33
11	0.2	0.1	0.5	0.1	48.68	7.89
12	1	0.1	0.5	0.1	42.48	38.62
13	0.2	0.05	0.1	0.1	39.53	43.33
14	1	0.05	0.1	0.1	40.17	47.4
15	0.2	0.1	0.1	0.1	41.5	47.4
16	1	0.1	0.1	0.1	41.5	47.4
17	-0.2	0.075	0.075	0.075	38.55	29.14
18	1.4	0.075	0.075	0.075	45.77	29.14
19	0.6	0.025	0.075	0.075	46.67	29.14
20	0.6	0.125	0.075	0.075	42.14	29.14
21	0.6	0.075	0.025	0.075	44.18	23.25
22	0.6	0.075	0.125	0.075	26.03	29.14
23	0.6	0.075	0.075	0.075	63.93	26.76
24	0.6	0.075	0.075	0.125	42.05	34.04
25	0.6	0.075	0.075	0.075	45.09	29.14
26	0.6	0.075	0.075	0.075	36.54	47.4
27	0.6	0.075	0.075	0.075	36.88	29.14
28	0.6	0.075	0.075	0.075	35.86	38.6

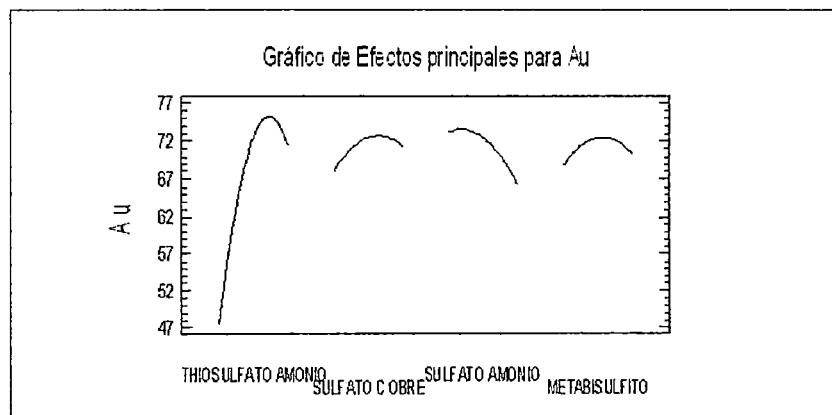
Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas

Figura 5.10. Contornos de Superficie de respuesta estimada para optimizar la dosificación de reactivos



Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas – Gráfica obtenida utilizando el software statgraphics V-5.2

Figura 5.11. Efectos principales de los reactivos en función al porcentaje de extracción de oro.



Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas – Gráfica obtenida utilizando el software statgraphics V-5.2.

En la Tabla 5.8 se muestran los resultados de las pruebas en botella para la optimización del consumo de reactivos en la lixiviación con tiosulfato de amonio.

Tabla 5.8 Resultados de las pruebas para optimización de reactivos en la lixiviación con tiosulfato de amonio.

Respuesta Optimizada

Meta: maximizar Au

Valor Optimo = 80.7223

Factor	Inferior	Mayor	Óptimo
THIOSULFATO AMONIO	-0.2	1.4	0.877151
SULFATO COBRE	0.025	0.125	0.102275
SULFATO AMONIO	0.025	0.125	0.0310804
METABISULFITO	0.025	0.125	0.0832258

Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas – Tabla obtenida utilizando el software statgraphics V-5.2.

5.2.1.C Lixiviación con parámetros óptimos

Condiciones de Lixiviación:

Dilución L/S	2/1
Volumen del líquido	4000 ml
Granulometría	100% - 10M
Peso del mineral	2000 g
Tiempo de lixiviación	96 h
pH(fue ajustado usando NaOH)	> 9.00

En la tabla 5.9 se muestran los resultados de las pruebas de lixiviación en botella con tiosulfato de amonio utilizando la dosificación óptima de reactivos.

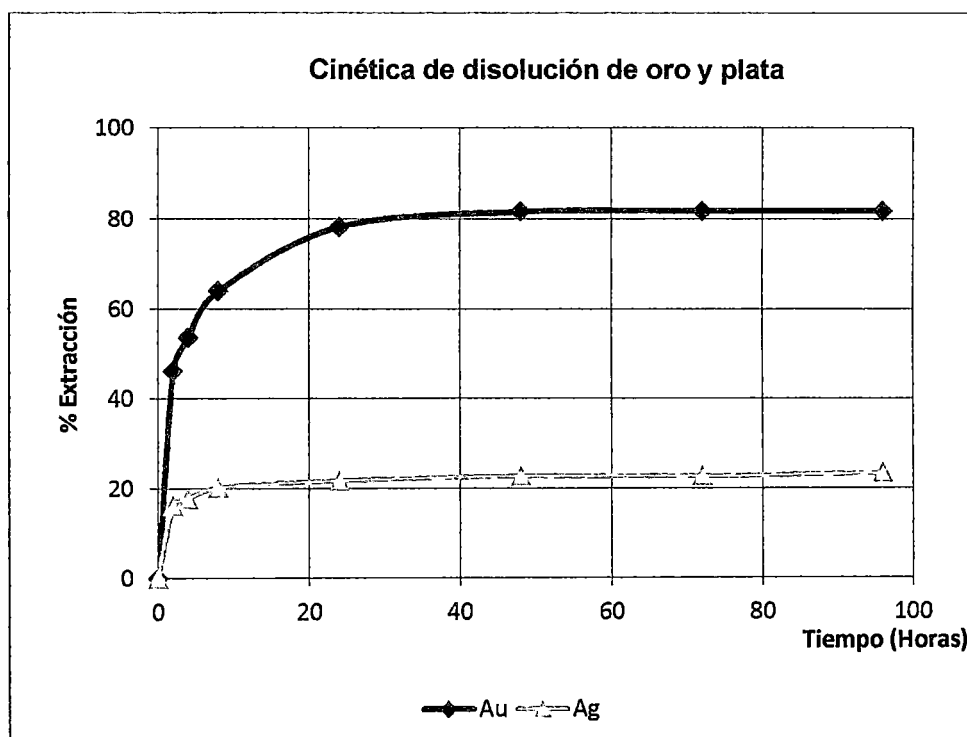
Tabla 5.9 Resultado prueba de lixiviación con tiosulfato de amonio utilizando la dosificación óptima de reactivos.

Muestra	Cabeza Ensayada		Residuo Ensayado		Cabeza Calculada		Extracción por Soluciones		Extracción por Cabeza Calculada	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	%	%	%	%
Botella 1	2.11	1.18	0.56	0.65	2.28	1.15	81.75	23.46	75.53	43.16

Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.

En la figura 5.12 se muestra la cinética de la lixiviación del oro y la plata con tiosulfato de amonio utilizando las dosificaciones óptimas del diseño experimental. La data donde se tabulan las recuperaciones y leyes de oro – plata obtenida en la prueba se encuentran en el ANEXO 10.2.1.

Figura 5.12. Cinética de disolución con tiosulfato de amonio de oro y plata utilizando las dosificaciones óptimas.



Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.

5.2.2 Pruebas en columna

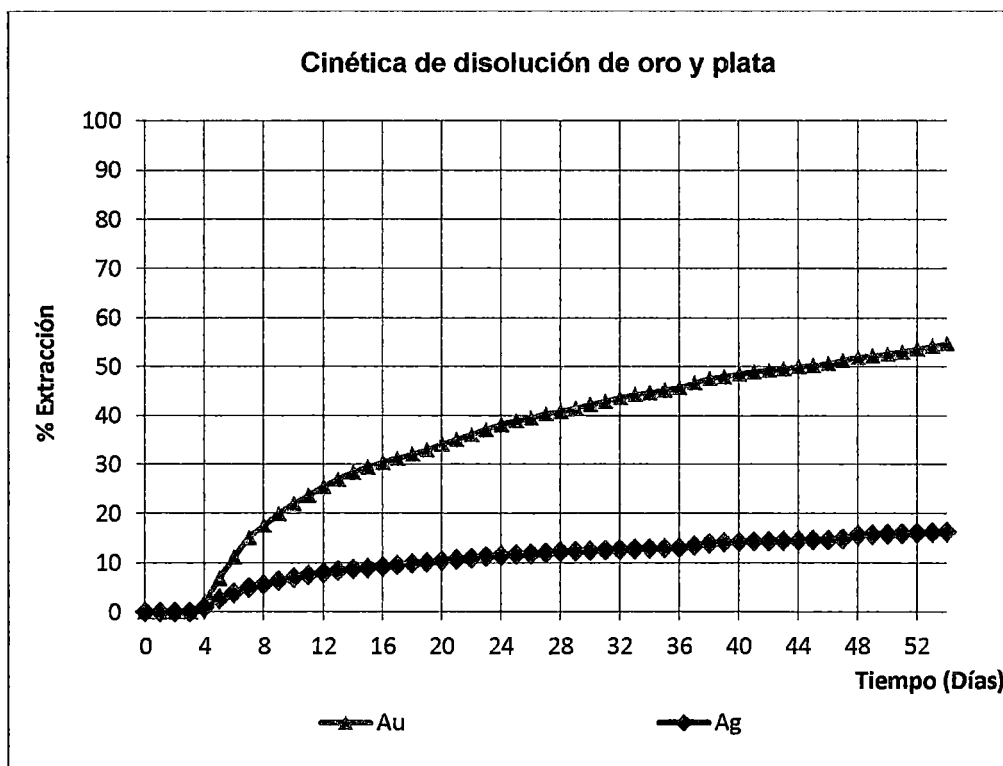
El procedimiento y métodos que implican el desarrollo de la prueba de cianuración en columna se describen en el Anexo 10.1.4.

Condiciones de la prueba:

Peso mineral	150 kg aprox.
Tamaño de partícula	100%-2 pulg
Tasa de riego	5 l/h-m ²
Concentración de tiosulfato de amonio	0.77M
Ciclo de control	24 h

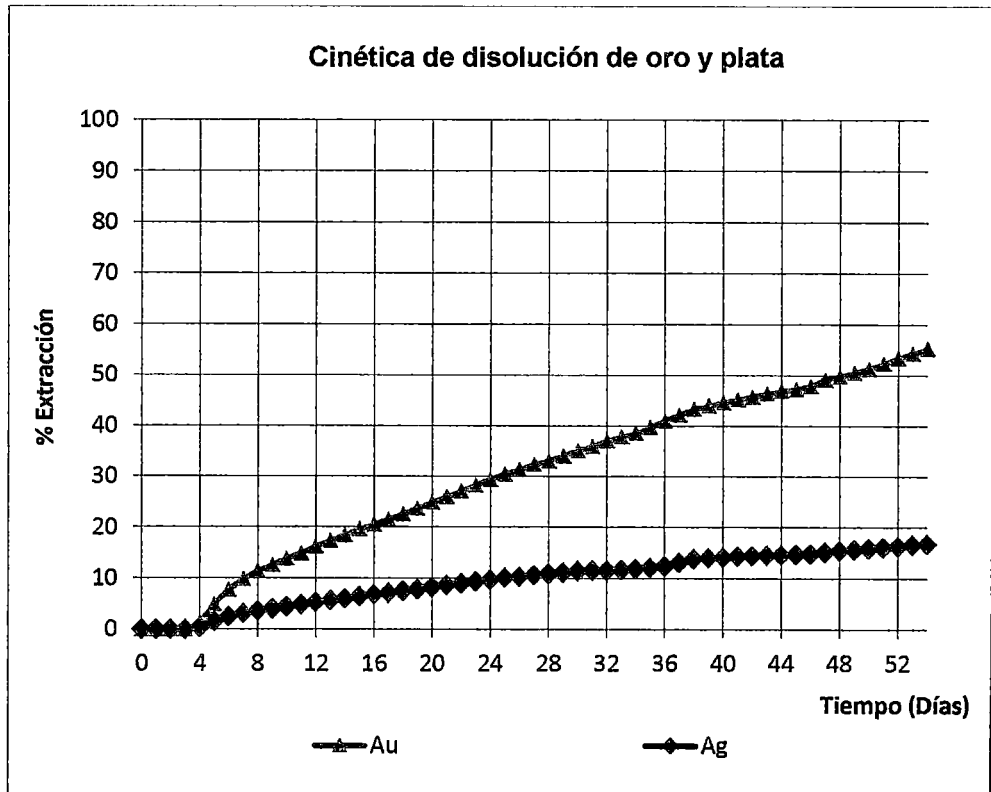
En la figura 5.13 y Figura 5.14 se muestran las gráficas de la cinética de lixiviación de las pruebas N°1 y N°2 respectivamente, según los resultados obtenidos que se muestran en la tabla 5.10. La data donde se tabulan las recuperaciones y leyes de oro – plata obtenida en la prueba se encuentran en el ANEXO 10.2.2.

Figura 5.13. Cinética de dosolución de la prueba N° 1 con tiosulfato de amonio.



Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.

Figura 5.14. Cinética de disolución de la prueba N° 2 con tiosulfato de amonio.



Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.

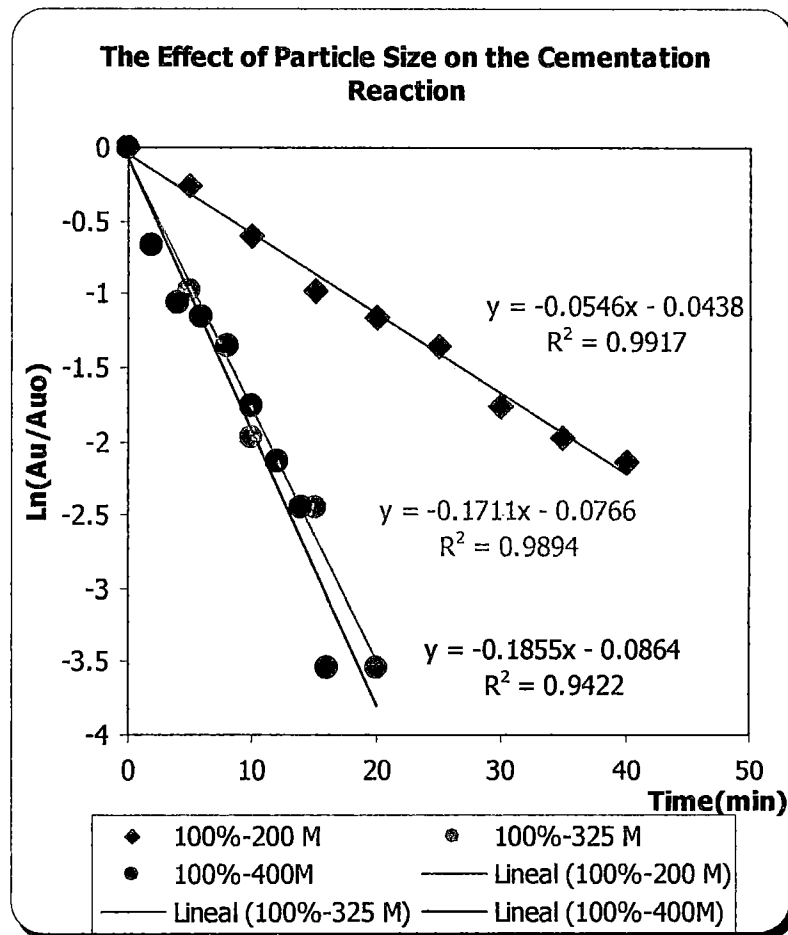
Tabla 5.10 Resultado prueba de lixiviación en columnas con tiosulfato de amonio

Pad	Días	Cabeza analizada		Residuo Analizado		Cabeza calculada		Extracción por soluciones		Extracción por cabeza ensayada		Extracción por cabeza calculada	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
		g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	%	%	%	%	%	%
Col 1	54	2.13	1.68	0.64	1.00	1.80	1.27	54.73	16.28	69.90	40.37	64.52	21.45
Col 2	54	2.44	1.49	0.77	1.00	2.11	1.25	55.30	16.77	68.59	33.03	63.78	20.03

5.2.3 Pruebas de precipitación con cobre electrolítico

En la figura 5.15 se muestra el efecto del tamaño de partícula en la precipitación de oro con cobre electrolítico.

Figura 5.15. Gráfica del efecto del tamaño de partícula en la precipitación de oro con cobre electrolítico



Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.

En la tabla 5.11 se muestra los resultados de la constante de cinética de precipitación en función a la granulometría del cobre electrolítico.

Tabla 5.11 Resultados de la constante de cinética de precipitación en función a la granulometría del cobre electrolítico

GRANULOMETRIA POLVO DE COBRE	CONSTANTE CINETICA DE PRECIPITACION (h⁻¹)
200 malla	0.0546
325 malla	0.1711
400 malla	0.1855

5.3 PRUEBAS A NIVEL PILOTO

5.3.1 Pruebas en Bateas

Condiciones de Prueba:

Peso mineral	0.1 TM aprox.
Tamaño de partícula	100%-2 pulg
Tasa de riego	5 l/h-m ₂
Ciclo de control	24 h

En la tabla 5.12 se muestran los resultados de la prueba de lixiviación en bateas.

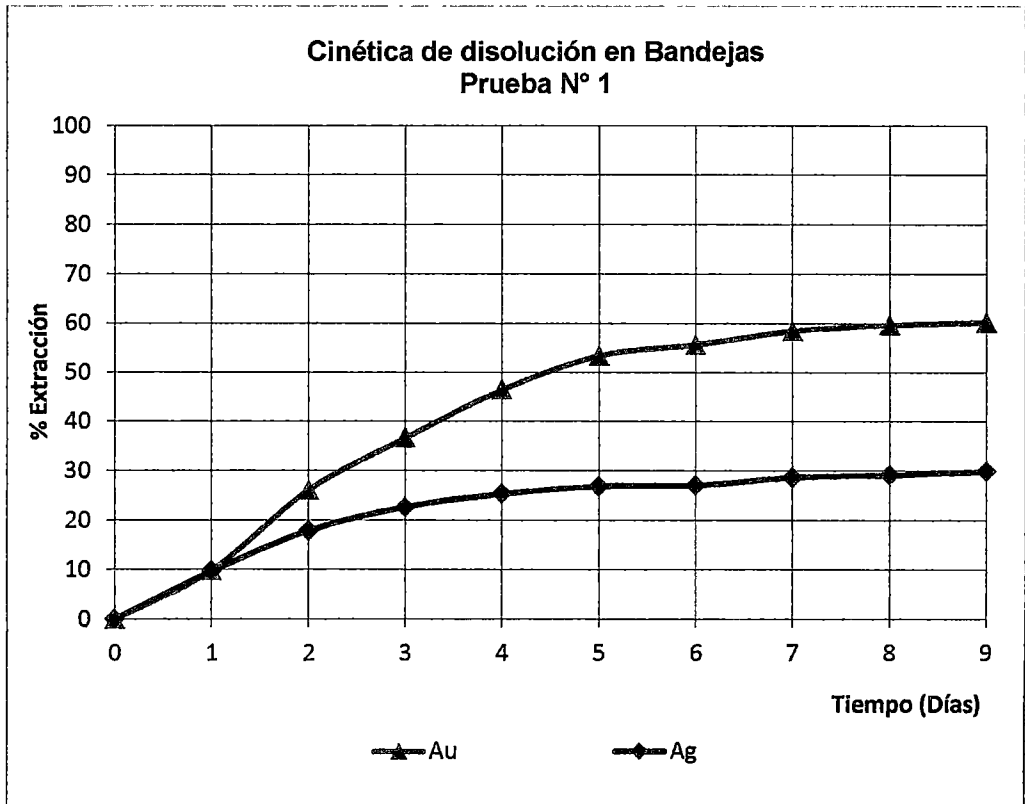
Tabla 5.12 Resultado prueba de lixiviación en bateas con tiosulfato de amonio

Prueba	Días	Cabeza analizada		Residuo analizado		Cabeza calculada		Extracción por soluciones		Extracción por Cabeza Ensayada		Extracción por cabeza Calculada	
		Au g/t	Ag g/t	Au g/t	Ag g/t	Au g/t	Ag g/t	Au %	Ag %	Au %	Ag %	Au %	Ag %
Vat 1	9	4.01	1.74	1.60	1.14	4.01	1.66	60.23	29.90	60.06	34.86	60.13	31.46
Vat 2	9	5.00	1.96	1.50	1.02	4.94	1.61	68.71	29.89	70.00	47.73	69.61	36.38

Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.

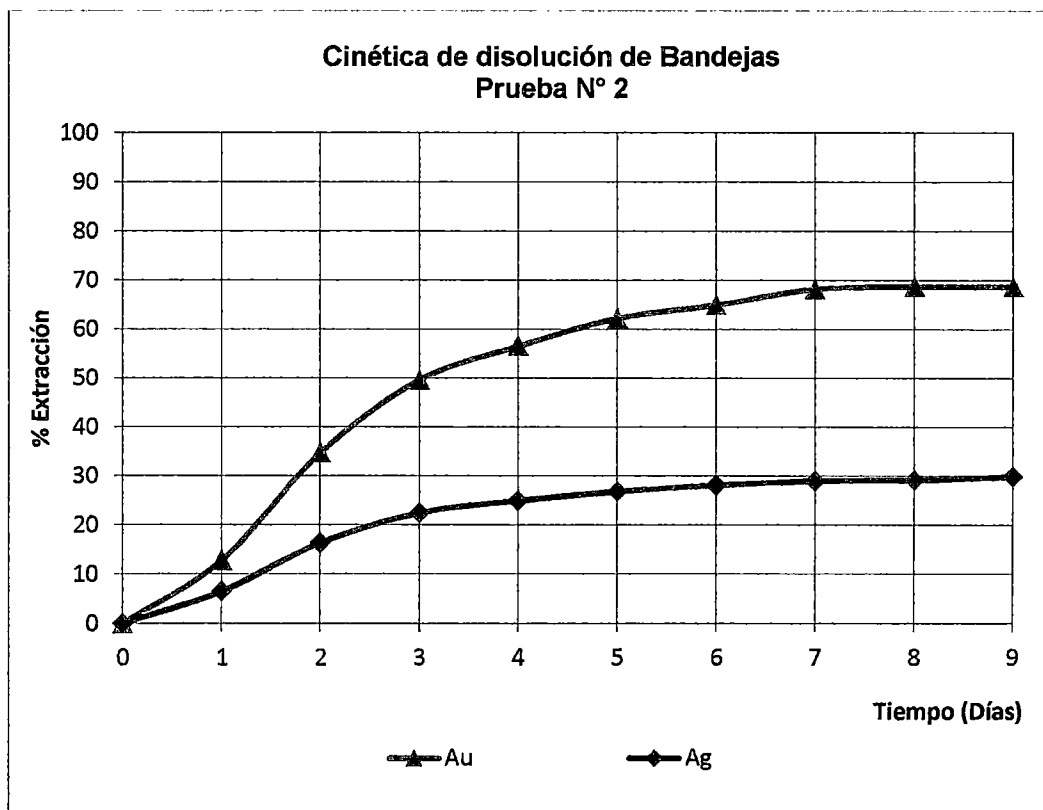
En la figura 5.10 y figura 5.11 se muestran las cinéticas de lixiviación de las pruebas N°1 y N°2 en bateas con tiosulfato de amonio.

Figura 5.16. Cinética de disolución de la prueba N° 1 con tiosulfato de amonio.



Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.

Figura 5.17. Cinética de disolución de la prueba N° 1 con tiosulfato de amonio.



Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.

5.3.2 Pruebas en Pad Piloto

Condiciones de Prueba:

Peso mineral	4.506 TM aprox.
Tamaño de partícula	100%-8 pulg
Tasa de riego	5 l/h-m ²
Concentración de tiosulfato de amonio	0.77 M
Ciclo de control	24 h

En la tabla 5.13 se muestran los resultados de la lixiviación en pad piloto.

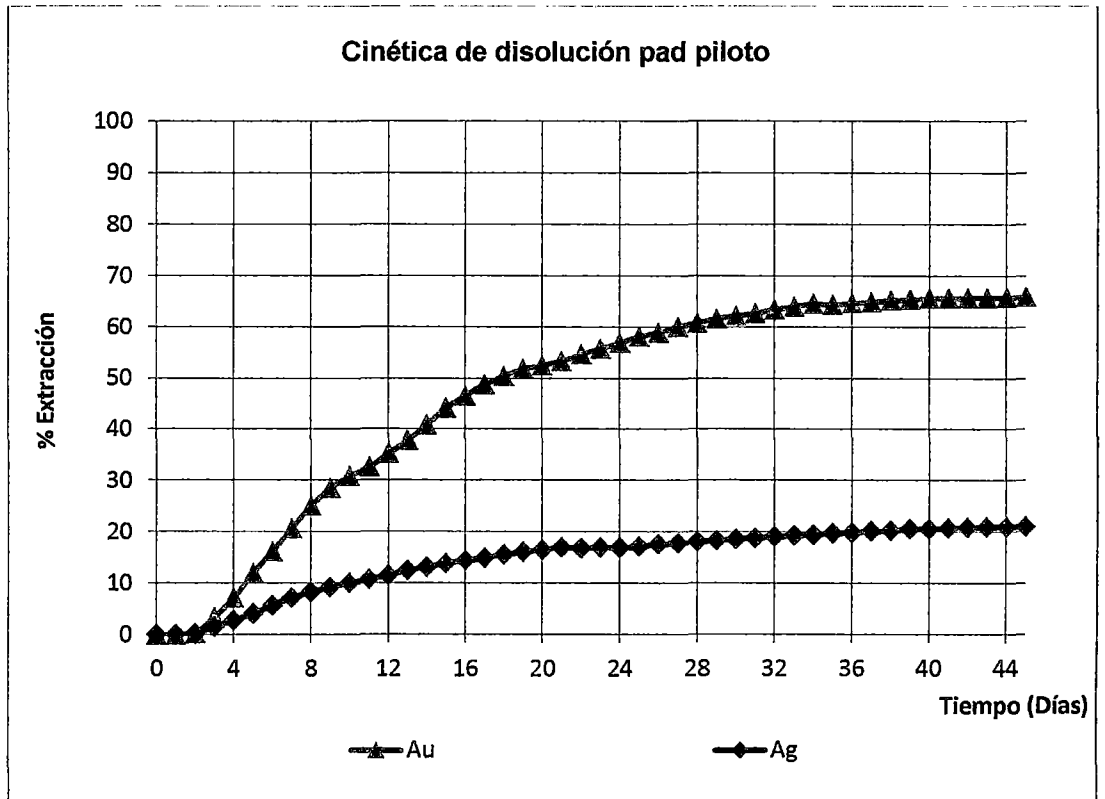
Tabla 5.13 Resultado prueba de lixiviación en pad piloto con tiosulfato de amonio

Prueba	Días	Cabeza analizada		Residuo analizado		Cabeza calculada		Extracción por soluciones		Extracción por Cabeza Ensayada		Extracción por cabeza calculada		Ratio de (NH ₄) ₂ S ₂ O ₃	Ratio de CuSO ₄	Ratio de NH ₄ SO ₄	Ratio de NaOH
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	kg/TM	kg/TM	kg/TM	kg/TM
		g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	%	%	%	%	%	%				
Piloto	45	1.91	1.56	0.59	1.28	1.84	1.61	65.91	21.09	69.27	17.80	68.20	20.42	19.410	2.494	4.058	1.547

Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.

En la figura 5.14 se muestra la cinética de lixiviación de la prueba en pad piloto.

Figura 5.18. Cinética de disolución de oro y plata: prueba piloto con tiosulfato de amonio.



Fuente: Propia - Laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas.

CAPITULO VI. DISEÑO

6.1 DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

6.1.1 Pad dinámico

El mineral contaminado es depositado en el pad dinámico, estos tipos de pad son usados actualmente tanto en la lixiviación del cobre como del oro, llamados también pad recargables debido a que una vez completado el tratamiento metalúrgico, los rípios son retirados y depositados en otro lugar, para el presente estudio se tiene como base para el diseño, el procesamiento de 17000 toneladas de mineral.

6.1.2 Lixiviación

La lixiviación será realizada mediante goteo debido al bajo flujo de riego determinado en las pruebas metalúrgicas (5 l/h.m²). Las concentraciones de los agentes lixiviantes en la solución fueron determinados en las pruebas metalúrgicas descritas en el Capítulo V.

La solución rica producto de la lixiviación en recolectada en una poza para luego ser bombeada a la planta de beneficio.

Se debe tener un balance de agua para el diseño de las pozas y la planta de beneficio.

6.1.3 Planta de beneficio

La planta de beneficio está diseñada especialmente para tratar soluciones de lixiviación con el agente tiosulfato de amonio provenientes de un proceso de lixiviación en pila dinámica.

La recuperación de los metales valiosos se realizará mediante la precipitación en tanques agitados con cobre electrolítico el cual es dosificado mediante dosificadores de tornillo sinfín con la adición determinada en las pruebas de precipitación.

El precipitado conteniendo los valores de oro serán captados mediante un filtro prensa, los cuales son destinados para fundición.

Luego de todo este proceso a la solución pobre antes de ser bombeada al riego se le adiciona los reactivos hasta llegar a la concentración de operación.

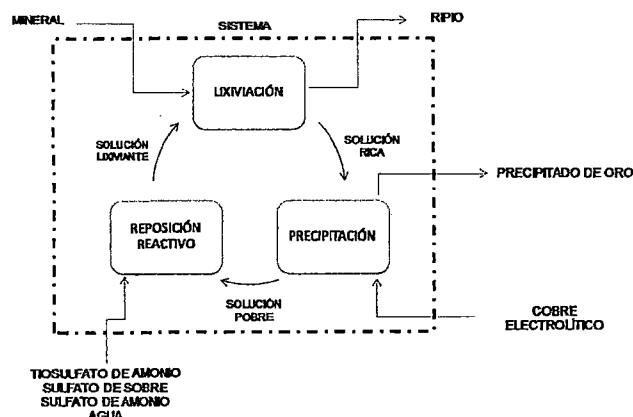
6.2 BASE DE CÁLCULO

El balance de masa tiene como base de cálculo el tratamiento de 17000 toneladas de mineral contaminado con carbón y se encuentra en función a los datos de ratios de consumo de reactivos obtenidos en las pruebas metalúrgicas.

No hay salida de soluciones del proceso debido a que este sistema está en circuito cerrado, en cuanto al manejo de aguas solamente se necesita una cantidad de agua para reponer las pérdidas ocasionadas por la evaporación.

En la Figura 6.1 se tiene un diagrama de las entradas y salidas del proceso.

Figura 6.1. Diagramas y salidas del proceso

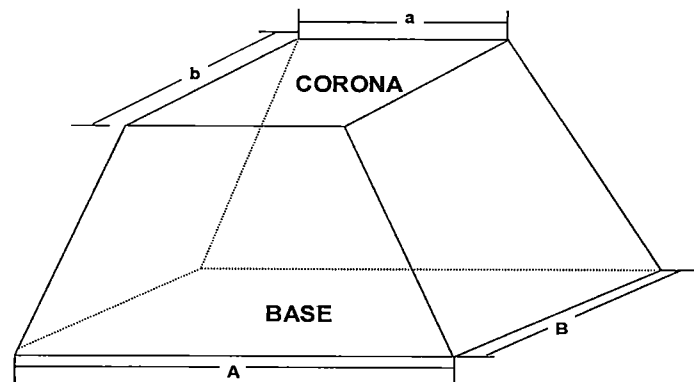


Fuente: Propia.

6.3 DISEÑO DEL PAD DE LIXIVIACIÓN

En la Figura 6.2 se muestra el modelo de pila de lixiviación sobre el cual se realizara el diseño del pad de lixiviación en base a los parámetros establecidos.

Figura 6.2 Pila unitaria y medidas para el diseño.



6.3.1 Parámetros de Diseño

Peso de Mineral	: 17000 t
Peso específico aparente	: 1.62 t/m ³
Ángulo de reposo	: 40°
Altura de la pila	: 4.5 m

6.3.2 Cálculos

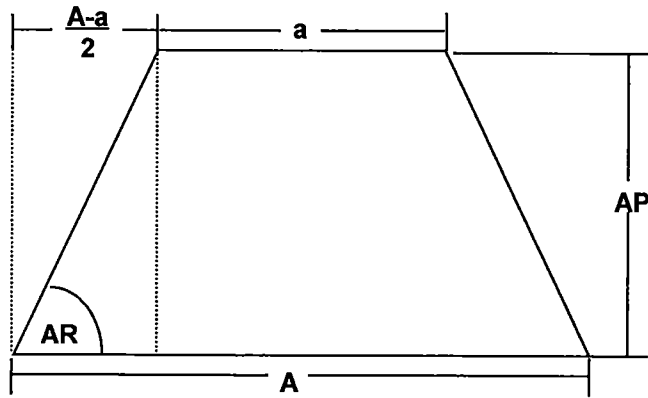
- Volumen de mineral:

Volumen	=	$\frac{AP * \{ A * B + a * B + (A * B * a * b)^{1/2} \}}{3}$
----------------	----------	--

Donde: $A * B$ = Área inferior de la pila (base)
 $a * b$ = Área superior de la pila (corona)

En la figura 6.3 se muestra el modo de cálculo del volumen de mineral.

Figura 6.2 Cálculo trigonométrico en función al ángulo de reposo



Por trigonometría tenemos la siguiente relación:

$$\text{tg AR} = \frac{AP}{\frac{A-a}{2}} = \frac{2 \cdot AP}{A-a}$$

Por lo tanto:

$$A-a = \frac{2 \cdot AP}{\text{tg AR}}$$

Considerando que el Pad tiene base cuadrada podemos considerar que $A=B$ y $a=b$, entonces tenemos lo siguiente:

$$\text{Volumen} = \frac{AP \cdot (A^2 + a^2 + A \cdot a)}{3}$$

El volumen de material a tratar en una pila está dado por la relación:

$$\text{Volumen} = \frac{T}{\text{PEA}} \text{ (m}^3\text{)}$$

Dónde: T = tonelaje
PEA = peso específico aparente

Todas las ecuaciones anteriores se pueden resumir en la siguiente:

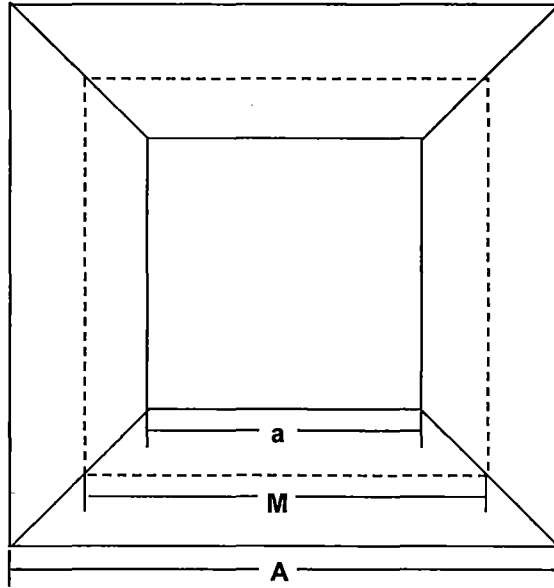
$$A = \frac{AP^2/Tg AR \pm (AP^2T/PEA - AP^4/(3*tg^2 AR))^{1/2}}{AP}$$

Resolviendo esta ecuación y reemplazando los valores se puede obtener el área de la base y la corona.

Para el cálculo del área media de riego se utiliza la mediana.

En la figura 6.3 se muestra la vista de planta de una pila unitaria.

Figura 6.3 Vista de planta de la pila unitaria.



Así la mediana (M) está dada por la ecuación:

$$M = \frac{A + a}{2}$$

Y el área media de riego (S_m):

$$S_m = \frac{(A + a)^2}{4} \text{ (m}^2\text{)}$$

6.3.3 Resultados

Volumen a tratar	:	10625 m ³
Lado de la base	:	53.86 m
Lado de la corona	:	43.13 m
Superficie de la corona	:	1860.16 m ²
Superficie de la base de la pila	:	2900.41 m ²
Superficie de la base*Factor.Seguridad (1.2)	:	3480.49 m ²
Área media de riego	:	2351.52 m ²

Pozas de solución rica:

Número de pozas	:	2
Dimensiones	:	10mx8mx2.5m
Volumen	:	200 m ³
Tiempo de residencia	:	15 h

6.4 DISEÑO DE LA LIXIVIACIÓN Y PLANTA DE BENEFICIO

6.4.1 Balance de aguas para reposición.

6.4.1.A Datos:

Evaporación mensual	:	90mm
Área expuesta de pozas	:	320 m ²
Tonelaje en mineral	:	17000 t
Humedad del mineral luego del escurrimiento	:	5%
Ratio de flujo de riego	:	5 l/h.m ²
Volumen total de solución de riego por mes	:	8640m ³
Evaporación durante el riego por goteo	:	3%

6.4.1.B Cálculos:

- Evaporación de agua en las pozas:

$$VTEP = \text{Evaporación por mes} \times \text{Area expuesta} \times \text{Factor}$$

$$90(\text{mm/mes}) \times 320 (\text{m}^2) / 1000 = 28.8 \text{ m}^3/\text{mes}$$

Donde VETP= volumen total de evaporación mensual en pozas.

- Absorción de humedad por el mineral:

$$HAM = \text{Humedad de escurrimiento} \times \text{Tonelaje seco}$$

$$5 \times 17000 / 100 = 850 \text{ m}^3/\text{mes}$$

Donde HAM = Humedad absorbida por el mineral.

- Evaporación durante el riego por goteo:

$$VTER = \text{Evaporación por aspersion} \times \text{Volumen total de riego por mes}$$

$$3 \times 8640 / 100 = 259.2 \text{ m}^3/\text{mes}$$

Donde VTER = volumen total de evaporación del riego.

- Máximo volumen de agua de reposición por mes en operación:

$$\text{Reposición máxima mensual} = VTEP + VTER$$

$$28.8 \text{ m}^3/\text{mes} + 259.2 \text{ m}^3/\text{mes} = 288 \text{ m}^3/\text{mes}$$

6.4.2 Balance de agua y reactivos del proceso metalúrgico

6.4.2.A Datos:

Tonelaje de Mineral	: 17000 t
Ley Promedio de Mineral	: 2 g/t
Ratio de Flujo de riego	: 5 l/h.m ²
Área de riego	: 2350 m ²
%Recuperación de Oro	: 70%
Ratio de Tiosulfato de Amonio	: 19.41 kg/t
Ratio de Sulfato de Cobre	: 2.50 kg/t
Ratio de Sulfato de Amonio	: 4.06 kg/t
Ratio de Hidróxido de Sodio	: 1.547 kg/t
Ratio de cobre electrolítico	: 0.5 kg/m ³
Volumen de solución rica a tratar	: 273.54 m ³ /d

6.4.2.B Cálculos:

- Cantidad de oro a recuperar:

$$\text{Oro total} = \text{Ley Au} \times \text{Tonelaje seco} \times \% \text{Recuperación}$$

$$2 \text{ g/t} \times 17000 \text{ t} \times 70\% = 23800 \text{ g}$$

- Cantidad de solución a regar:

$$\text{Volúmen de riego diario} = \text{Ratio de flujo} \times \text{Area de riego} \times \text{Factor}$$

$$5 \text{ l/h.m}^2 \times (24 \text{ h/d}) \times (1 \text{ m}^3/1000 \text{ l}) \times 2350 \text{ m}^2 = 282 \text{ m}^3/\text{d}$$

- Cantidad de solución rica diaria luego de evaporación (3%):

$$\text{Volúmen solución rica diaria}$$

$$= \text{Volumen de riego diario} \times \frac{(100 - \% \text{Evap})}{100}$$

$$(282 \text{ m}^3/\text{d}) \times (100-3)/100 = 273.54 \text{ m}^3/\text{d}$$

- Ley promedio de solución rica:

$$\text{Ley Solución rica} = \frac{\text{Oro total}}{\text{Dias de riego} \times \text{Volumen solución rica diaria}}$$

$$(23800 \text{ g})/(120 \text{ d}) / 273.54 \text{ m}^3/\text{d} = 0.73 \text{ gAu/m}^3$$

- Consumo de tiosulfato de amonio:

$$\text{Consumo} = \text{Ratio de consumo} \times \text{Tonelaje seco}$$

$$17000 \text{ t} \times 19.41 \text{ kg/t} / 1000 = 329.97 \text{ t}$$

- Consumo de sulfato de cobre:

$$\text{Consumo} = \text{Ratio de consumo} \times \text{Tonelaje seco}$$

$$17000 \text{ t} \times 2.5 \text{ kg/t} / 1000 = 42.5 \text{ t}$$

- Consumo de sulfato de amonio:

$$\text{Consumo} = \text{Ratio de consumo} \times \text{Tonelaje seco}$$

$$17000 \text{ t} \times 4.06 \text{ kg/t} / 1000 = 69.02 \text{ t}$$

- Consumo de hidróxido de sodio:

$$\text{Consumo} = \text{Ratio de consumo} \times \text{Tonelaje seco}$$

$$17000 \text{ t} \times 1.547 \text{ kg/t} = 26.3 \text{ t}$$

- Consumo de cobre electrolítico:

$$\text{Consumo} = \text{Ratio de consumo} \times \text{Flujo diario solución rica} \times \text{Factor}$$

$$273.54 \text{ m}^3/\text{d} \times 0.5 \text{ kg/m}^3 \times 30 \text{ d} \times 4 \text{ meses} = 16.4 \text{ t}$$

- Ley de ripios:

$$Ley\ Ripios = Ley\ cabeza \times \frac{(100 - \%Recuperación)}{100}$$

$$2\ g/t \times 70\% = 0.6\ g/t$$

- Precipitado de oro y cobre:

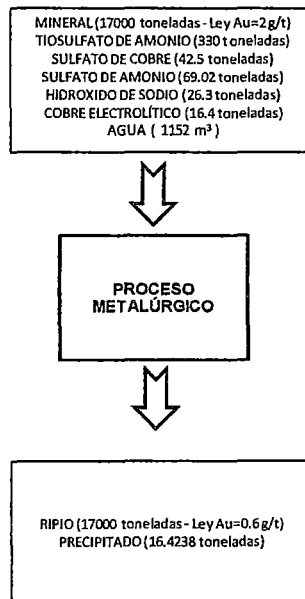
$$Precipitado\ total = Consumo\ cobre\ total + Oro\ total$$

$$16.4\ t\ (Cu) + 0.0238\ t\ (Au) = 16.4238\ t$$

6.4.2.C Resultados

Con los datos obtenidos tenemos el siguiente resumen indicado en la Figura 6.4.

Figura 6.4. Balance metalúrgico del proceso



6.4.3 Diseño de Tanques de Precipitación

6.4.3.A Parámetros de diseño

Flujo de ingreso	:	12 m ³ /h
Constante cinética de reacción	:	0.1855

6.4.3.B Cálculos

Considerando como un sistema de reactores en serie con mezcla completa, la ecuación para el diseño de los reactores es la siguiente:

$$\tau_{N\text{Reactores}} = \frac{N}{k} \left[\left(\frac{[Au]_0}{[Au]_N} \right)^{1/N} - 1 \right]$$

Donde:

τ = tiempo de residencia

N = número de reactores

K = constante cinética de la reacción

[Au]₀ = Concentración inicial de oro.

[Au]_N = concentración final de oro en la salida del reactor N

6.4.3.C Resultados:

En la Tabla 6.1 y Tabla 6.2 se muestran los resultados del cálculo para N reactores en serie a flujo de 6 m³/h y 12 m³/h.

- Flujo = 6 m³/h

Tabla 6.1 Resultado del cálculo para N reactores en serie a un flujo de 6 m³/h

Nº reactores	1	2	3	4	5	6	7
τ (minutos)	388	81	51	41	37	34	32
τ (horas)	6	1	1	1	1	1	1
Volumen	39	8	5	4	4	3	3

- Flujo = 12 m³/h

Tabla 6.2 Resultado del cálculo para N reactores en serie a un flujo de 12 m³/h

Nº reactores	1	2	3	4	5	6	7
τ (minutos)	388	81	51	41	37	34	32
τ (horas)	6	1	1	1	1	1	1
Volumen	78	16	10	8	7	7	6

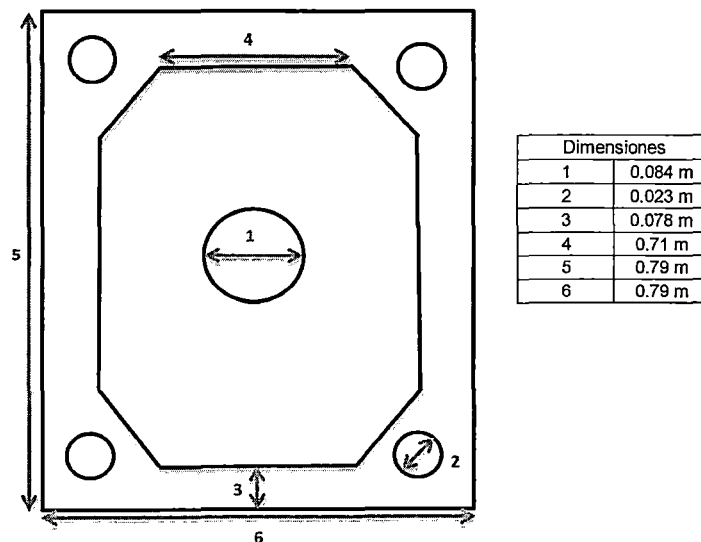
De los resultados obtenidos se optó por el arreglo de 2 líneas paralelas con 2 reactores en serie de 8 m³ cada uno.

6.4.4 Diseño de Filtro Prensa

6.4.4.A Determinación del área filtrante

En la Figura 6.4 se indican las medidas para el marco del filtro prensa.

Figura 6.4. Medidas para el marco del filtro prensa



$$\text{Área total de la tela} = \text{Cuadrado Ext.} - \text{Área}_{1\text{circunf}} - \text{Área}_{2\text{circunf}} - \text{Área}_{3\text{circunf}}$$

6.4.4.B Parámetros de operación

Presión inicial	=	180 kPa
Presión de aceite	=	80 psi
Flujo de solución	=	12 m ³ /h

6.4.4.C Rango de alimentación

Para no gastar el material del plato, la velocidad de alimentación no deberá exceder los 5 - 6 pies/s, basado en el diámetro del tubo.

6.4.4.D Presión de alimentación

La presión al iniciar el proceso debe ser baja, se subirá lentamente, aumentando 10 - 20 psi por cada 5 min.

6.4.5 Diseño de los Agitadores

6.4.5.A Datos:

Datos de la solución

Densidad Solución	: 1000 kg/m ³
Viscosidad	: 0.001236 kg/(m.s)
Temperatura de operación	: 10 – 12 °C
Rango pH	: 7-9

Datos del motor

Motor	:200kw 270hp
Frecuencia	: 60 Hz
Velocidad	: 600 rpm
Potencia	: 90 kW

Torque : 1.5 N-m

Baffles : 4 unidades

Datos de la turbina:

Nq : 1.3 (para turbina estándar de 6 palas).

Datos del tanque

Datos del liquido	
Dt	2.4 m
H	2 m

Datos del tanque	
Dt	2.4 m
Htk	2.4 m

Volumen liquido **9.05** m3

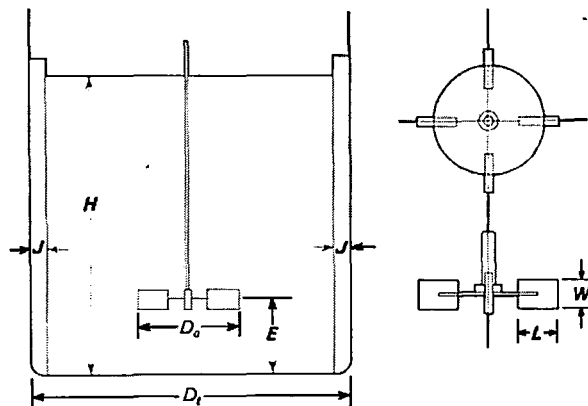
Volumen tanque **10.86** m3

Volumen libre = **17%**

6.4.5.B Parámetros de diseño:

Factores de forma:

Figura 6.5. Dimensiones estándar para el cálculo de potencia de agitación



$$\begin{aligned}
 S_1 &= \frac{D_a}{D_t} = \frac{1}{3} & S_6 &= \frac{H}{D_t} = 1 & S_5 &= \frac{J}{D_t} = \frac{1}{12} \\
 S_2 &= \frac{E}{D_a} = 1 & S_4 &= \frac{W}{D_o} = \frac{1}{5} & S_3 &= \frac{L}{D_a} = \frac{1}{4}
 \end{aligned}$$

De la figura anterior se definen los factores de forma:

$$S_1 = \frac{Da}{Dt} \quad S_2 = \frac{E}{Da} \quad S_3 = \frac{L}{Da} \quad S_4 = \frac{W}{Da} \quad S_5 = \frac{J}{Dt}$$

$$S_6 = \frac{H}{Dt}$$

Variables adimensionales:

Parametros de diseño variables adimensionales	
Da	0.8 m
E	0.8 m
H	2.4 m
W	0.16 m
j	0.2 m
L	0.2 m

Número de reynolds

$$Nre = \frac{\rho D^2 N}{\mu} \quad \text{Numero de Reynolds}$$

Número de Froude

$$Nfr = \frac{DN^2}{g} \quad \text{Numero de Froude}$$

Potencia experimental:

$$\text{Potencia} = \frac{\tau(\text{onza - pulg}) \times N(\text{rpm})}{1008400} (\text{HP})$$

6.4.5.C Resultados

Tabla 6.3. Resultados del diseño de agitador.

N(RPM)	τ (in-onz)	Pexp (HP)	Pexp (W)	Nre	Nfr	Npo(exp)
600	212.42	0.13	94.32	5177994	8.16	0.00029

6.4.6 Diseño de Dosificador de Cobre Electrolítico.

6.4.6.A Esquema del dosificador

Tolva

La tolva recibe el producto de la línea de producción ya sea por una banda transportadora, por un tornillo transportador o descargándolo manualmente. La función principal de la tolva es mantener el cobre electrolítico en su interior para ser dosificado.

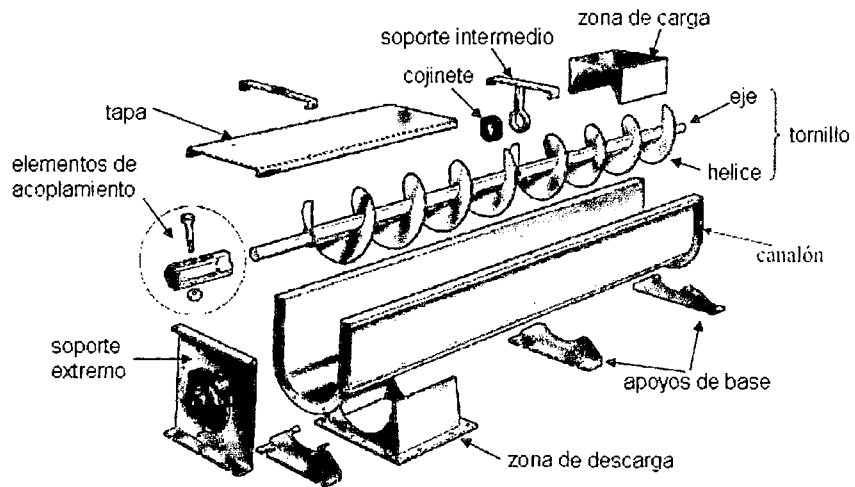
Sistema dosificador

El sistema de dosificación es la parte más importante del dosificador en conjunto. Este se encarga de determinar y medir la cantidad de producto que se va a retirar de la tolva. La medición se puede realizar de dos formas: por volumen o por peso, según las características del producto y el grado de exactitud que se requiera.

Boquilla o tubo de descarga

Las boquillas o tubos de descarga son los encargados de impedir que el producto que sale dosificado no se riegue o desperdicie, y se dirija correctamente a la bolsa o empaque. También evita riesgos al operario, que tenga un contacto directo con otras partes de la máquina y en productos altamente volátiles que el operario inhale el producto.

Figura 6.6. Tornillo sin fin



6.4.6.B Parámetros

Parámetros de diseño:

D = Diámetro del canalón (m)

λ = Coeficiente de relleno de la sección

s = Área de relleno del canalón

v = Velocidad de desplazamiento de transportador

Q = Flujo del material (t/h)

k = Inclinación del canalón

Y = Densidad del material (t/m³) (1.76)

t = Paso del tornillo (m)

n = Velocidad de giro del tornillo

PH = Potencia necesaria para el desplazamiento horizontal

PN = Potencia para el accionamiento del tornillo en vacío

PSt = Potencia requerida para un tornillo sin fin inclinado

Co = Coeficiente de resistencia del material

L = Longitud de instalación

Los datos para el coeficiente de relleno de la sección se detallan en la Tabla 6.4.

Tabla 6.4. Coeficiente de relleno según tipo de carga.

Tipo de carga	λ
Pesada y abrasiva	0.125
Pesada poco abrasiva	0.25
Ligera poco abrasiva	0.32
Ligera no abrasiva	0.4

Los datos para el coeficiente de resistencia del material se detallan en la Tabla 6.5.

Tabla 6.5. Coeficiente de de resistencia del material.

Material	Co Empírico
Harina, aserrín, productos granulosos	1.2
Turbo, sosa, polvo de carbón	1.6
Antracita, carbón, sal de roca	2.5
Yeso, arcilla seca, tierra fina, cemento, cal, arena	4

Para nuestro caso tenemos lo siguientes parámetros:

n=	100 rpm
Q=	0.006 t/h
k =	1
$\lambda =$	0.125
$\square =$	1.76
D= variable	0.1 m
L =	0.5 m
t =	Por calcular

6.4.6.C Fórmulas de diseño

Velocidad de desplazamiento $v = \frac{t.n}{60}$

$$\text{Área de relleno del canalón} \quad s = \lambda \frac{\pi D^2}{4}$$

$$\text{Flujo del material} \quad Q = 3600 \cdot \lambda \frac{\pi D^2}{4} \frac{t \cdot n}{60} \gamma \cdot k$$

Potencia de accionamiento:

$$P = P_H + P_N + P_{St}$$

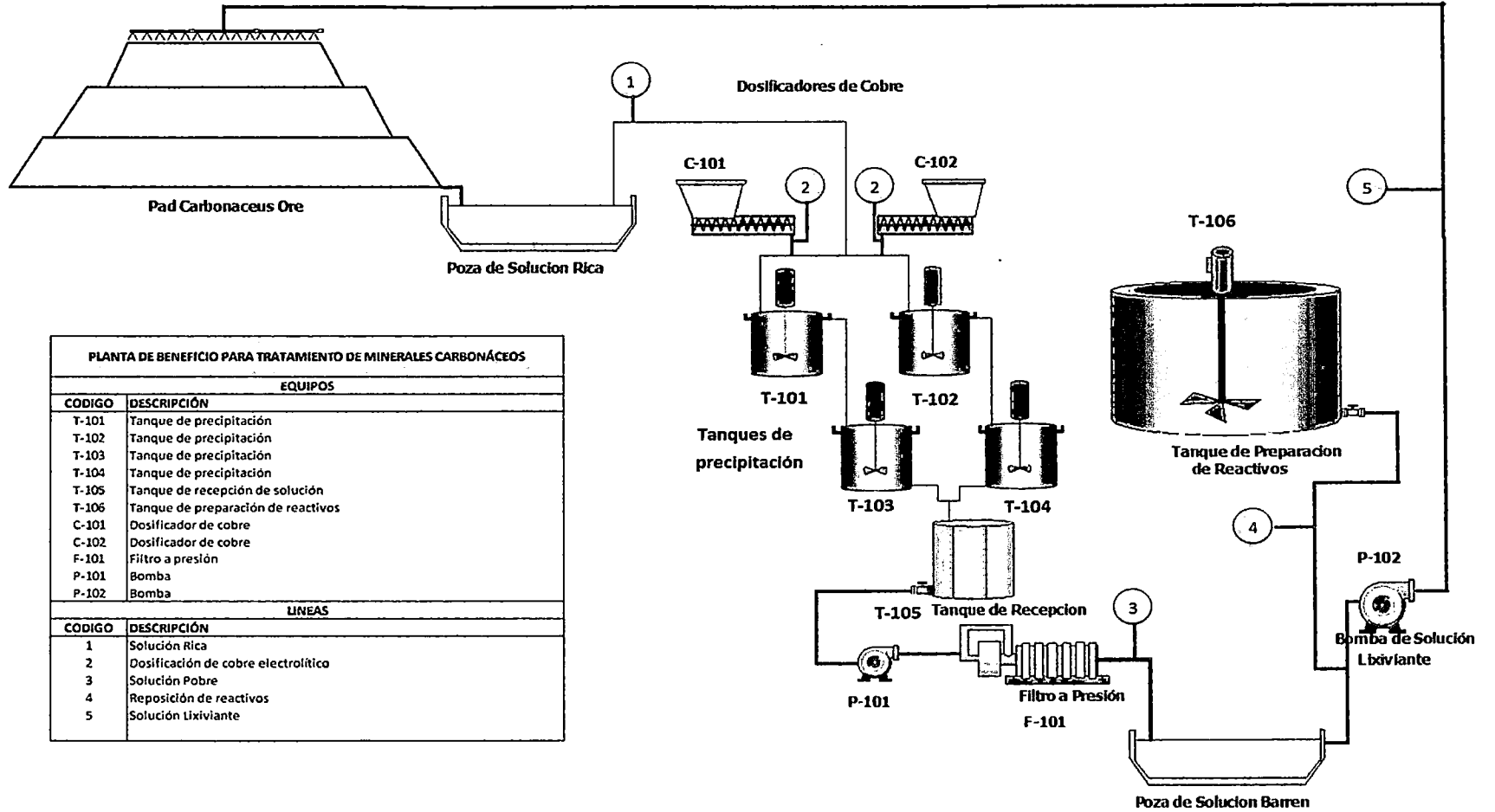
$$P_H (kW) = c_0 \frac{QLg}{3600} = c_0 \frac{QL}{367}$$

$$P_H (kW) = \frac{DL}{20}$$

6.4.6.D Resultados

Paso de tornillo =	0.001 m
Longitud =	0.5 m
Potencia de accionamiento =	0.01 kW
Capacidad de tolva =	0.08 m ³

6.5 DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO



PLANTA DE BENEFICIO PARA TRATAMIENTO DE MINERALES CARBÓNACEOS	
EQUIPOS	
CODIGO	DESCRIPCIÓN
T-101	Tanque de precipitación
T-102	Tanque de precipitación
T-103	Tanque de precipitación
T-104	Tanque de precipitación
T-105	Tanque de recepción de solución
T-106	Tanque de preparación de reactivos
C-101	Dosificador de cobre
C-102	Dosificador de cobre
F-101	Filtro a presión
P-101	Bomba
P-102	Bomba
LINEAS	
CODIGO	DESCRIPCIÓN
1	Solución Rica
2	Dosificación de cobre electrofítico
3	Solución Pobre
4	Reposición de reactivos
5	Solución Lixivante

CAPITULO VII. EVALUACIÓN ECONÓMICA

7.1 INVERSIONES

Equipos	Cantidad	Inversión Unitario	Mes "0"
Tanque de agitacion y precipitacion 1.8 de diametro x 2.2 m de altura espesor 1/4"	4	\$ 18,501	\$ 74,004
Tanque barren y dosificación de reactivo de 3.0 de diametro x 4.0 de altura	1	\$ 65,178	\$ 65,178
Dosificador Gravimetrico Polvo de Cobre	2	\$ 4,450	\$ 8,900
Bomba dosificadora de reactivos HP	1	\$ 3,000	\$ 3,000
Electro Bomba Horizontal Solution Barren	1	\$ 20,000	\$ 20,000
Agitador para tanque de precipitación	4	\$ 8,340	\$ 33,360
Agitador para tanque de preparación de reactivos	1	\$ 9,000	\$ 9,000
Plataformas y barandas de seguridad	2	\$ 2,333	\$ 4,667
Filtro Prensa	2	\$ 40,000	\$ 80,000
Construcción Pad	3,500	\$ 10	\$ 35,000
Otros	1	\$ 10,000	\$ 10,000
Total Inversiones			\$ 343,108

7.2 COSTOS

7.2.1 Mano de Obra

Mano de Obra Directa	Cantidad	Costo Mensual
Trabajador 1	1	\$ 400.00
Trabajador 2	1	\$ 400.00
Total MO directa		\$ 800.00
Mano de Obra Indirecta	Cantidad	Costo Mensual
Personal-1	1	\$ 400.00
Personal-2	1	\$ 400.00
Total MO indirecta		\$ 800.00
Total Mano de Obra		\$ 1,600.00

7.2.2 Materiales Directos

Costo Material Directo	Unidad medida	Cantidad	Costo unitario	Total
Thiosulfato de amonio	tonelada	330	\$ 650.00	\$ 214,500.00
Sulfato de Cobre	tonelada	43	\$ 2,200.00	\$ 93,500.00
Sulfato de Amonio	tonelada	69	\$ 358.00	\$ 24,709.16
NaOH	tonelada	26	\$ 610.74	\$ 16,062.46
Cobre electrolitico	tonelada	16.40	\$ 20,000.00	\$ 328,000.00
Sistema de riego por Goteo	metro	125	\$ 0.21	\$ 26.38
Total Costo Materiales				\$ 676,798.00

7.2.3 Equipos

Costo Equipos	Unidad medida	Cantidad	Costo unitario	Costo por unidad
Volquetes	Hrs	72.00	\$ 44.00	\$ 3,168.00
Carguio	Hrs	6.00	\$ 99.00	\$ 594.00
Empuje	Hrs	2.50	\$ 74.60	\$ 186.50
Moto	Hrs	2.50	\$ 70.00	\$ 175.00
Total Costo Equipos				\$ 4,123.50

7.3 INGRESO-BENEFICIO

Quincena	1	2	3	4
TM Mineral	4,250	4,250	4,250	4,250
Ley	2.00	2.00	2.00	2.00
% Recuperación	70%	70%	70%	70%
Oz Au	191	191	191	191
Precio Au US\$/oz	1700	1700	1700	1700
Ingreso	325,205	325,205	325,205	325,205
Mano de Obra	800	800	800	800
Materiales	169,199	169,199	169,199	169,199
Equipos	1,031	1,031	1,031	1,031
Imprevistos	17,103	17,103	17,103	17,103
Total Costos	188,133	188,133	188,133	188,133

7.4 FLUJO DE CAJA

Partidas	Quincena				
	0	1	2	3	4
Ingresos/Beneficios		325,205	325,205	325,205	325,205
Venta activo					
Costos y Gastos		-188,133	-188,133	-188,133	-188,133
Depreciación		-2,859	-2,859	-2,859	-2,859
Valor libro					
Utilidad		134,212	134,212	134,212	134,212
Impuesto (30%)		-40,264	-40,264	-40,264	-40,264
Utilidad neta		93,948	93,948	93,948	93,948
Depreciación		2,859	2,859	2,859	2,859
Valor libro					
Inversión	-343,108				
Reposición					
Inv.capital trabajo					
V.Desecho					
Flujo de Caja	\$ -343,108	\$ 96,808	\$ 96,808	\$ 96,808	\$ 96,808

7.5 INDICADORES

VNA (flujo 1-4)	382,438
Inversión	-343,108
VAN	39,330
TIR	5.02%
PayBack (meses)	1.8

CAPÍTULO VIII. CONCLUSIONES

8.1 CONCLUSIONES

- El proceso de lixiviación con tiosulfato de amonio como agente alternativo al uso del cianuro de sodio no es afectado por el efecto Preg-Robbing ante la presencia de materiales carbonáceos en el mineral.
- Se logró un porcentaje de recuperación de oro de alrededor del 70% con presencia de materiales carbonáceos en el mineral (3%).
- La caracterización mineralógica (Microscopía de muestras y difracción de rayos X) indica que el oro se encuentra dentro de los óxidos y no en el material carbonoso, el cual es solamente un contaminante del mineral.
- Al ser el tiosulfato de amonio un reactivo amigable con el medio ambiente, su uso no presenta los riesgos que implica el uso del cianuro de sodio.
- La evaluación económica indica una tasa interna de retorno (TIR) de 5.02%, este valor es bajo para una evaluación económica, pero si tenemos en cuenta que la inversión se recupera en 1.8 meses podríamos concluir que en un horizonte mayor este valor debe incrementarse manteniendo los valores mineral tratado, de recuperación de oro y costo de procesamiento.

8.2 OBSERVACIONES

- El ratio de consumo del tiosulfato de amonio es elevado, por su precio representa uno de los costos mayores de materiales directos, una futura investigación debería estar orientada a la disminución de este consumo.
- El ratio de cobre para la recuperación del oro mediante precipitación es muy elevado, no se realizaron mayores pruebas ni se investigaron mayores métodos para la recuperación del oro de soluciones que contienen el complejo oro-tiosulfato.

- No se hizo mayor hincapié en la recuperación de plata, ni se incluyó en la evaluación económica en vista de que el precio del oro supera en 52 veces al precio de la plata, por lo tanto al no existir valores significativos en la cabeza de mineral en comparación con el aporte económico del oro su recuperación fue tomada como un subproducto del proceso metalúrgico.
- En el presente trabajo no se evaluó ni detalló los efectos generados por el tipo de mineral, en nuestro caso es un mineral fino que puede ser considerado arcilloso que en aplicación industrial puede generar problemas operativos debido a la baja conductividad hidráulica.
- No se evaluó comparativamente la adición de diferentes tipos de reactivos para disminuir la tasa de degradación de cianuro.

CAPÍTULO IX. BIBLIOGRAFÍA

- Impacto económico de la actividad mineral en el Perú, SNMPE Julio-2008, Lima Perú.
- Aporte Económico y Social de la minería en el Perú, IIMP Año 2007, Marzo 2009, Lima-Perú.
- Víctor Gabitz Colchado, La cadena de valor en la industria minera, Artículo – El Ingeniero de Minas N°61.
- Octave Levenspiel, Ingeniería de las Reacciones Químicas, pp 138-173. Editorial Repla S.A. 1987.
- C. Abbruzzese, P. Fornari, R. Massidda, F. Vegliò, S. Ubaldini (1995), Thiosulphate leaching for gold hydrometallurgy, Hydrometallurgy 39-1995, pp. 265-276.
- M.G. Aylmore y D.M. Muir (2001a), Thermodynamic analysis of gold leaching by ammoniacal thiosulfate using Eh/pH and speciation diagrams, SME Annual Meeting, Denver, Colorado.
- P.G. West-Sells, J. Ji, R.P. Hackl, A process for counteracting the detrimental effect of tetrathionate on resin gold adsorption from thiosulfate leachates, Hydrometallurgy 2003. pp 246-255
- Pragna Bhakta-Newmont Mining Corporation, Ammonium Thiosulfate heap leaching, Hydrometallurgy 2003. pp 259 – 266.
- Jaeheon Lee and J. Brent Hiskey , 2003 Alloy formation during the cementation of gold on Copper from ammoniacal thiosulfate solutions.

Department of Materials Science and Engineering College of Engineering and Mines The University of Arizona, Tucson. Pp 1167-1177.

- Jaeheon Lee, J. Brent hiskey, Alloy formation during the cementation of gold on copper from ammoniacal thiosulfate solutions, Hydrometallurgy 2003. pp 1167-1174.
- T. Bronw, A. Fischmann, L. Spiccia, D.C. McPhail, Alternative copper (II) catalysts for gold leaching: Use of multidentate ligands to control thiosulfate oxidation. Hydrometallurgy 2003. pp 213-225
- Gamini Senanayake, The role of ligands and oxidants in thiosulfate leaching of gold. A.J. Parker Cooperative research Centre for Hydrometallurgy, Murdoch University Australia 2005. pp 170-177
- P. Navarro, A. Villarroel, F Alguacil. Lixiviación de oro con tiosulfato de amonio catalizado con ion cúprico desde un concentrado polimetálico. Jornadas San CONAMET 2001. pp 17-24
- Ariel E. Perez, Hector D. Galaviz, United States Patent N°4654078 : Method for recovery of precious metals from difficult ores with cooper-ammonium thiosulfate. Julio 1985.
- A. Marchbank, K. Thomas, D. Dreisinger, C. Fleming-Barrick Gold Corporation. Patent United States Patent N° 5536297. Gold Recovery from refractory carbonaceous ores by pressure oxidation and thiosulfate leaching. Año 1996.

- P.L. Breuer, M.I. Jeffrey. A review of the chemistry, electrochemistry and kinetics of the gold thiosulfate leaching process. *Hydrometallurgy* 2003. pp 139-151.
- P.L. Breuer and M.I. Jeffrey (2000), Thiosulfate leaching kinetics of gold in the presence of copper and ammonia, *Minerals Engineering*, Vol. 13, No. 10-11, pp. 1071-1081.
- P.L. Breuer and M.I. Jeffrey (2002), An electrochemical study of gold leaching in thiosulfate solutions containing copper and ammonia, *Hydrometallurgy* 65, pp. 145-157.
- C. Duque Araki. Lixiviação de Minério Oxidado de Ouro-Cobre com Tiosulfato de Amônio, Tesis de maestria – Universidad Federal de Minas Gerais Brasil, 2004.
- W. Staunton, G. Wardell-Johnson, K. Barbetti. "Alternative Lixiviants to cyanide", Conference of Metallurgists 2005 Canada. pp 1-33
- C. Changlin, H. Jiexue, G. Qian (1992), Leaching gold by low concentration thiosulfate solution, *Randol*, Vancouver.
- C.K. Chu, P.L. Breuer, M.I. Jeffrey (2003), The impact of thiosulfate oxidation products on the oxidation of gold in ammonia thiosulfate solutions, *Minerals Engineering* 16, pp. 265-271.
- X. Dai, C.K. Chu, M. Jeffrey, P. Breuer (2003), A comparison of cyanide and thiosulfate leaching for the recovery of gold from a copper containing ore, *Hydrometallurgy 2003 – 5th International Conference in Honor of Professor Ian Ritchie*, Vol. 1, Vancouver.

- M.I. Jeffrey (2001), Kinetic aspects of gold and silver leaching in ammonia-thiosulfate solutions, *Hydrometallurgy* 60, pp. 7-16.
- W.T. Yen, G. Deschenes, M. Aylmore (2001), Thiosulfate leaching as an alternative to cyanidation: A review of the latest developments, *CIM*, Paper 24.
- G.P. O'Malley (2002), Recovery of gold from thiosulfate solutions and pulps with anion-exchange resins, PhD thesis, Murdoch University, Perth, Western Australia.

ANEXOS

10.1 PROCEDIMIENTOS

10.1.1 Procedimiento para determinación de tiosulfato de amonio.

- **Tratamiento de la muestra**

Pipetear 3.00 ml y llevarlo a un erlenmeyer de 250 ml.

Adicionar 5 ml de solución de formaldehído a 37%.

Adicionar 2 a 3 gotas del indicador de fenolftaleína.

Si la solución es Rosado, titular con ácido sulfúrico 1.0 N hasta incolora.

Si la solución es incolora, titular con hidróxido de sodio 1.0 N hasta quedar ligeramente rosado.

Dejar la solución reposar por dos minutos.

Adicionar 10 ml de ácido acético 2.0 N.

Adicionar 5 ml de sulfato de zinc 50 g/L.

- **Titulación**

Adicionar el indicador de almidón a la muestra

Titular con Iodo estándar a 0.1N hasta obtener la coloración azul o negra.

- **Cálculos:**

Tiosulfato de amonio g/L:

$$\text{(NH}_4\text{)}_2\text{S}_2\text{O}_3 \text{ g/L} = \frac{(\text{Gasto de Iodo})(\text{Conc. Iodo})[\text{Eq-g (NH}_4\text{)}_2\text{(S}_2\text{O}_3\text{)}]}{(\text{Muestra ml})}$$

$$\text{(NH}_4\text{)}_2\text{S}_2\text{O}_3 \text{ g/L} = \frac{(\text{Gasto de Iodo})(0.1\text{N})(148.21)}{(3.00)} = \dots A$$

ión Tiosulfato de amonio g/L:

$$\text{S}_2\text{O}_3^{=} \text{ g/L} = A * 0.76$$

10.1.2 Procedimiento de preparación de tiosulfato de amonio

Materiales:

1. Fiola del volumen deseado.
2. Thiosulfato de amonio al 60%.
3. Metabisulfito.
4. Sulfato de Cobre.
5. Hidróxido de sodio en escamas.

Cantidad de reactivos:

Tiosulfato de amonio g/l	Sulfato de Cobre g/l	Metabisulfito de sodio g/l
1	0.25	7.5
2.5	0.625	7.5
5	1.25	7.5
10	2.5	7.5
25	6.25	7.5
75	18.75	7.5
100	25	7.5
200	50	7.5

Preparación:

1. En la fiola llenar una pequeña cantidad de agua y disolver el sulfato de cobre completamente.
2. Adicionar todo el volumen de Tiosulfato de Amonio.
3. Adicionar el metabisulfito y agitar hasta disolver.
4. Acondicionar el pH de ser necesario con hidróxido de sodio en escamas hasta alcanzar un pH entre 9 y 10.
5. Aforar con agua y agitar, a concentraciones altas de Tiosulfato la solución puede tener una coloración Naranja.

10.1.3 Procedimiento de prueba de lixiviación en botella:

- Preparación mecánica de mineral, reducción de tamaño en la chancadora de quijada a $-m2''$.
- Las muestra son homogenizadas y cuarteadas hasta obtener porciones para las pruebas en botellas, determinación de humedad y análisis químico.
- Análisis químico, de una de las muestras obtenidas se tomará 25 a 30 kg de mineral la cual será preparada en la chancadora de rodillos a 100% $-m10$. Luego será homogenizada y cuarteada en Riffler hasta obtener dos muestras de 0.15 kg – 0.2 kg, una muestra se enviará a laboratorio químico y una quedará en LIM como contra muestra.
- Determinación de la humedad, se tomara 0.5 kg de muestra y se coloca en una bandeja (anotar su peso) llevar al horno (100 -120°C) por 24 horas, retirar la bandeja del horno (anotar su peso), con estos datos se puede determinar humedad.
- La prueba de lixiviación en botella se lleva a cabo en el rodillo agitador mecánico.
- Prueba en botella, de una de las porciones de muestra obtenida se toma 2000 g, y se procede a cargar en una botella de 2.5 L de capacidad con un volumen de 4 L de agua se agita previamente la botella y se mide el pH natural inicial (anotar). Posteriormente se adiciona cal hasta elevar el pH las condiciones de la prueba (anotar el peso de cal) luego se agita para ver el consumo de cal en el tiempo, se hace un muestreo cada dos horas durante 24 horas ajustando la cal. Cuando el pH se mantiene constante adicionar el agente lixivante a las concentraciones deseadas.
- Se realiza un muestreo de soluciones de la botella cada 1, 2, 4, 8, 12, 24, 48 y 72 horas.
- La muestra que se extrae es de 50ml, 25ml para análisis químico por Au y Ag y 25ml para análisis de agente lixivante, pH en el laboratorio. Se realiza luego el reajuste del reactivo lixivante, cal y agua a las condiciones iniciales.

- Al cabo de 72 horas finaliza la prueba de lixiviación, apagar el rodillo agitador mecánico y retirar la botella, seguidamente se procede al lavado con agua el mineral en la botella 03 veces.
- El ripio de lixiviación se coloca en una bandeja y se lleva al horno para el secado, luego se reducirá se tamaño hasta obtener un producto de tamaño 100% - 10m, (realizar este trabajo en la chancadora de rodillos), se homogeniza y cuartea hasta obtener una muestra de 2 kg y mediante cuarteo sucesivo se tiene muestras de 0.15 – 0.2kg para análisis químico.

10.1.4 Procedimiento de lixiviación en columna

Preparación mecánica del mineral

- En esta etapa las muestras son cuarteadas y tamizadas separando por tamaños y embolsándose en sacos previamente codificados según el tamaño máximo de partícula que se requiera para cada diámetro de columna siguiendo una relación de 6 a 1

Diámetro de columna (pulgadas)	Tamaño de fragmento máximo (malla)
8"	< -m 2"
7"	<-m 1½"
6"	<-m 1"

- Cada fracción mayor de 2", 1½", 1" serán trituradas en la chancadora de quijadas de 3" x 4" y chancadora de rodillos hasta obtener un producto de 100% -10m, luego será homogenizada y cuarteada hasta obtener 5 porciones de 55, 115, 120 kg de mineral húmedo para las columnas de 6",7",8" de diámetro respectivamente, las cuales serán embolsadas y codificadas respectivamente.

Prueba de acidez del mineral

- De una de las bolsas del mineral previamente codificado se toma 2000 g de mineral y se procede a cargar en una botella de 25 L de capacidad con un volumen de 4 L de agua se agita previamente la muestra y se mide el pH natural inicial (anotar). Posteriormente se adiciona la cal necesaria para elevar el pH a 10.5 (anotar el peso de cal), luego se agita para ver el consumo de cal con el tiempo y se hace un muestreo cada dos horas hasta 24 horas, reajustando la cal consumida en cada intervalo de tiempo, luego la cal que se va a añadir a la columna será la suma de la cal consumida en este tiempo.

Análisis de cabeza

- De la bolsa usada para la acidez se tomará 25 a 30 kg la cual será preparada en la chancadora de rodillos a 100% -m10, luego esta será homogenizada y cuarteada en el Riffler hasta obtener 4 muestras representativas de 200 a 300 g de las cuales dos se enviarán para el Laboratorio Químico y dos se quedarán como contra muestra para el LIM.

Determinación de humedad

- Se hará al momento de cargar las columnas de la siguiente manera:
- Se tomará 0.5 kg de cada bolsa, luego se coloca en una bandeja (anotar su peso) llevar al horno (100°C-120°C) por 24 horas, retirar la bandeja del horno (anotar su peso), con estos datos se puede determinar la humedad.

Cargado de columnas

Para el cargado de columnas es necesario realizar los siguientes pasos:

- Medir la altura de la columna y anotar en la hoja de control
- Colocar en la parte interna de la base de la columna un sistema de filtración (cama), que estará conformado por una especie de almohadilla hecha de geotextil que tendrá como relleno rocas de ½" (material sin ley).

- Antes de el llenado se mezcla la cal calculada en kg/TMS con el mineral y se homogeniza.
- Para el llenado es necesario contar con un tubo de PVC de 4" de diámetro y 1 m de altura el cual se lleva hasta el fondo de la columna y se descarga el mineral girando el tubo a ambos costados para que haya una distribución uniforme.

Preparar soluciones de lixiviación a las concentraciones deseadas.

- La preparación de la solución se debe hacer adicionando pequeños volúmenes de cal para incrementar el pH de la solución a las condiciones deseadas de la prueba. La adición del reactivo lixivante debe hacerse después que se ha alcanzado el pH deseado.
- Instalar el equipo de bombeo de la solución lixivante y regular el flujo de entrada de acuerdo al diámetro de la columna (ratio de riego = 5 L/ h.m²).
- Iniciar el proceso de regado midiendo el volumen de la solución lixivante, anotar en la hoja de control.
- Medir la solución drenada o pregnant y anotar en la hoja de control, tomar 50 ml de solución, de los cuales 25 ml son para enviar al Laboratorio Químico para su respectivo análisis por Au y Ag, y con los otros 25 ml se hará el análisis del reactivo lixivante remanente.
- Una vez terminada la etapa anterior se debe descartar la solución rica o pregnant y reponer la solución lixivante previamente preparada continuando con el ciclo de regado.
- Este proceso continuará hasta que la concentración de reactivo lixivante en la solución rica sea igual a la concentración inicial. Al término de este proceso se debe verificar que las leyes de los elementos metálicos estén por debajo del límite de detección.
- Iniciar el proceso de lavado de la columna para remover algún elemento disuelto que haya quedado impregnado en el mineral, también para eliminar el tiosulfato remanente.

- Anotar previamente los volúmenes de agua usados para completar el ciclo de lavado y analizar las leyes de Au en solución, pH y reactivo lixivante. Luego dejar escurrir la columna por dos días y medir el volumen de la solución de escurrimiento además también analizar por pH, reactivo lixivante, y mandar la muestra al Laboratorio Químico para su respectivo análisis.
- Finalizada esta etapa, se procede a descargar la columna se hace un homogenizado para obtener una muestra representativa de 1 o 2 kg que se coloca en una bandeja previamente tarada y se lleva al horno (100°C-120°C) hasta que seque por un día, luego se retira y se pesa para hallar la humedad de los ripios, luego se deja orear en una manta por un día hasta que seque y se hace un cuarteo y tamizado, cada fracción mayor de $\frac{3}{4}$ " se tritura en la chancadora hasta obtener una granulometría de 100 % -m10, nuevamente se hace una homogenización y cuarteo hasta obtener una muestra de 2 kg aproximadamente. Estas muestras son chancadas y cuarteadas hasta obtener 0.2 a 0.3 kg, de ahí se envían dos muestras al Laboratorio Químico.

10.1.5 Procedimiento de lectura de soluciones mediante equipo de adsorción atómica.

Leer solo por absorbancia el std cianurado de 1 ppm. Absorbancia aproximada = 0.055.

Leer solo por absorbancia la muestra X con matriz de Tiosulfato. Ej: Absorbancia = 0.032.

Calcular el valor por regla de tres simple.

$$\text{Ley muestra X (ppm)} = (0.032 \cdot 1) / 0.055 = 0.58 \text{ ppm}$$

Si la absorbancia de la muestra excede de 0.055, leer estándar cianurado de mayor concentración. Ej: 5 ppm, absorbancia aproximada = 0.25-0.27 y con esa absorbancia calcular las muestras de mayor absorbancia a la de 1 ppm. Proceder de la misma manera si la absorbancia pasara a la de 5 ppm.

No hacemos curva de calibración con estándares de matriz de tiosulfato porque se satura el quemador (precipitan sólidos) y la llama se apaga.

Nota: Las muestras se leen inmediatamente después de tomarlas, porque se pueden degradar con la luz y son pocas, tres o cuatro, no se deben leer mas porque se satura muy rápido el quemador. Después de cada lectura se enjuaga con bastante agua.

Para verificar los resultados se puede enviar junto con las muestras una muestra de valor conocida preparada con la matriz de tiosulfato. Prepararla en el momento que se va a enviar siempre.

10.2 DATA DEL CONTROL DE PRUEBAS METALÚRGICAS

10.2.1 Prueba en Botella con parámetros óptimos

PROYECTO MINERAL FINO SEDUCTORA

FECHA	
HORA INICIO	

REPORTE DE LABORATORIO METALURGICO

MUESTRA No.	PRUEBA No.	1		DESCRIPCION		Botella 01																																																																																																											
LIXIVIACION CON TIOSULFATO DE AMONIO EN BOTELLA - MINERAL FINO SEDUCTORA 100% - 10m																																																																																																																	
PRODUCTO	FESO			ENSAYES g/t			EXTRACCION %																																																																																																										
	kg	Au	Ag	mg Au		Au	Ag																																																																																																										
CABEZA ENSAYADA	1.500	2.11	1.18	3.17																																																																																																													
RESIDUO ENSAYADO		0.56	0.65			73.5	44.6																																																																																																										
* CABEZA CALCULADA		2.28	1.15																																																																																																														
RESIDUO ENSAYA		0.56	0.65			75.5	43.2																																																																																																										
DETALLES EXPERIMENTALES																																																																																																																	
PRUEBA	CONDICIONES INICIALES								CONDICIONES FINALES																																																																																																								
	FESO Kg	VOL L	L/S	Thio g	CuSO4 g	Sulf. A g	Metabi g	pH inicial	pH Final	Thio Reman	CONSUMO Kg/t																																																																																																						
Condiciones de Prueba	1.500	2.250	1.50	244.55	59.85	49.55	71.25	9.70	9.75	150.06	70.40	17.23	14.26	20.51																																																																																																			
CONTROL DE LA PRUEBA																																																																																																																	
PROCEDIMIENTO	Tiempo Horas	pH	Iodo ml	Tiosulfato		CuSO4 g	Sulf. A g	Metabi g	Ensayos Matriz Tiosulfato		Ensayos Matriz Cianurado		Extraccion %																																																																																																				
				Rema g	Agre g				Au ppm	Ag ppm	Au ppm	Ag ppm	Au	Ag																																																																																																			
	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Rema g</th> <th>Agre g</th> <th>Agre g</th> <th>Agre g</th> <th>Agre g</th> <th>Au ppm</th> <th>Ag ppm</th> <th>Au ppm</th> <th>Ag ppm</th> <th>Au</th> <th>Ag</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0.00</td> <td>244.55</td> <td>59.85</td> <td>49.55</td> <td>71.25</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>0.00</td> <td>0.00</td> </tr> <tr> <td>145.62</td> <td>1.85</td> <td>0.45</td> <td>0.38</td> <td>0.54</td> <td>0.65</td> <td>0.23</td> <td></td> <td></td> <td>46.14</td> <td>16.21</td> </tr> <tr> <td>145.62</td> <td>1.85</td> <td>0.45</td> <td>0.38</td> <td>0.54</td> <td>0.76</td> <td>0.25</td> <td></td> <td></td> <td>53.74</td> <td>17.77</td> </tr> <tr> <td>145.62</td> <td>1.85</td> <td>0.45</td> <td>0.38</td> <td>0.54</td> <td>0.90</td> <td>0.29</td> <td></td> <td></td> <td>63.98</td> <td>20.26</td> </tr> <tr> <td>145.62</td> <td>1.85</td> <td>0.45</td> <td>0.38</td> <td>0.54</td> <td>1.10</td> <td>0.31</td> <td></td> <td></td> <td>78.20</td> <td>21.75</td> </tr> <tr> <td>145.62</td> <td>1.85</td> <td>0.45</td> <td>0.38</td> <td>0.54</td> <td>1.15</td> <td>0.32</td> <td></td> <td></td> <td>81.61</td> <td>22.75</td> </tr> <tr> <td>145.62</td> <td>1.85</td> <td>0.45</td> <td>0.38</td> <td>0.54</td> <td>1.15</td> <td>0.32</td> <td></td> <td></td> <td>81.75</td> <td>22.75</td> </tr> <tr> <td>150.06</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>1.15</td> <td>0.33</td> <td></td> <td></td> <td>81.75</td> <td>23.46</td> </tr> </tbody> </table>															Rema g	Agre g	Agre g	Agre g	Agre g	Au ppm	Ag ppm	Au ppm	Ag ppm	Au	Ag	0.00	244.55	59.85	49.55	71.25					0.00	0.00	145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	0.65	0.23			46.14	16.21	145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	0.76	0.25			53.74	17.77	145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	0.90	0.29			63.98	20.26	145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	1.10	0.31			78.20	21.75	145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	1.15	0.32			81.61	22.75	145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	1.15	0.32			81.75	22.75	150.06					1.15	0.33			81.75
Rema g	Agre g	Agre g	Agre g	Agre g	Au ppm	Ag ppm	Au ppm	Ag ppm	Au	Ag																																																																																																							
0.00	244.55	59.85	49.55	71.25					0.00	0.00																																																																																																							
145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	0.65	0.23			46.14	16.21																																																																																																							
145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	0.76	0.25			53.74	17.77																																																																																																							
145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	0.90	0.29			63.98	20.26																																																																																																							
145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	1.10	0.31			78.20	21.75																																																																																																							
145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	1.15	0.32			81.61	22.75																																																																																																							
145.62	1.85	0.45	0.38	0.54	1.15	0.32			81.75	22.75																																																																																																							
150.06					1.15	0.33			81.75	23.46																																																																																																							
Condiciones finales de Prueba				255.66 62.57 51.80 74.49																																																																																																													
COMENTARIOS																																																																																																																	
<p style="text-align: center;">CINETICA DE EXTRACCION DE Au</p> <p style="text-align: center;">—●— Au —■— Ag</p>																																																																																																																	

10.2.3 Prueba de lixiviación en batea

BADEJA N° 2 (MINERAL SECO)

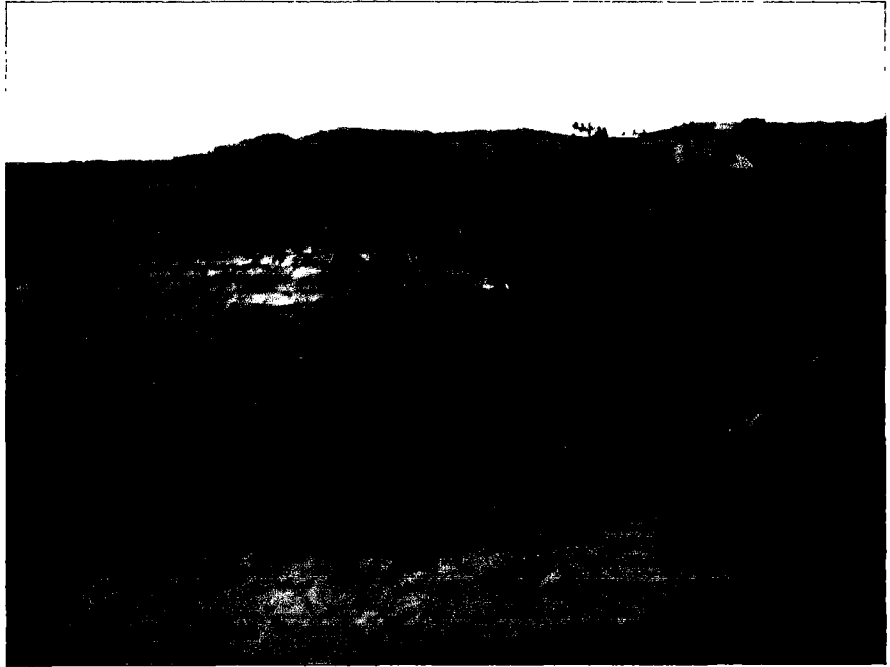
<p>Mineral</p> <p>Wet Weight 60.00 kg Humedad 0.00% Peso Seco 60.00 kg Densidad de pulpa 68.5 kg/m³ Au 3.75 Ag 1.85</p>	<p>Ripio</p> <p>Wet Weight Humedad Peso Seco Densidad de pulpa 0.0 Au Ag</p>	<p>Densidad de riego 6.0 l/hr-m2 Flujo de riego 6.0 ml/min Diámetro de columna pulg Altura de carga m Ratio de Cel 1.50 kg/tn</p>	<p>Date: _____</p> <p style="text-align: center;">g/lt mg</p> <table border="1" style="margin-left: auto; margin-right: auto;"> <tr><td>Au</td><td>5.00</td><td>300.00</td></tr> <tr><td>Ag</td><td>1.96</td><td>117.42</td></tr> </table>	Au	5.00	300.00	Ag	1.96	117.42
Au	5.00	300.00							
Ag	1.96	117.42							

Fecha	SOLUCION DE RIEGO												SOLUCION PERCOLADA																		
	Días de Lixiviación	Volumen L	pH	NaOH gramos	Solución Titulante de amonio	Solución Titulante de amonio	Titulante de amonio acumulado Kg	Sulfato de cobre CuSO4 gramos	Sulfato de cobre acumulado	Metabisulfito de sodio Na2S2O5 gramos	Metabisulfito de sodio acumulado	Sulfato de amonio (NH4)2SO4 gramos	Sulfato de amonio acumulado	Volumen L	pH	Gasto en total l/h	(NH4)2S2O8			Solución Percolada				miligramos acumulados		% Extracción Acumulada					
					(NH4)2S2O3 al 60%	(NH4)2S2O3 al 60%											Remanente Kg	Consumo Kg	Ratio Kg/ln	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag				
					g/lt	g/lt																									
31-jul-08	0	58.78	8.00	15.00	15.03	15.03	0.02	908.47	908.47	0.00	760.47	760.47													0.00	0.00	0.00	0.00			
01-ago-08	1	58.78	8.07	15.00	7.15	22.18	13.29	429.74	1336.21	0.00	1108.48	80.00	8.02	30.60	18.14	-2.85			1.20	0.24						38.40	7.68	12.80	6.54		
02-ago-08	2	58.78	8.12	10.00	0.00	22.18	13.29	0.00	1336.21	0.00	0.00	1191.81	51.00	8.85	28.80	13.52	0.89	0.14	1.10	0.18						104.16	19.20	34.72	16.35		
03-ago-08	3	58.80	8.08	10.00	1.71	23.87	14.32	103.15	1439.34	0.00	85.33	1191.81	51.00	9.85	30.00	16.61	0.35	0.05	1.40	0.23						145.89	28.34	49.63	22.43		
04-ago-08	4	58.78	8.09	10.00	0.00	23.87	14.32	0.00	1439.34	0.00	0.00	1191.81	51.00	8.60	30.00	15.61	0.36	0.05	1.69	0.28						169.54	29.29	56.51	24.94		
05-ago-08	5	58.78	8.08	10.00	0.00	23.87	14.32	0.00	1439.34	0.00	0.00	1191.81	51.00	9.57	29.80	15.04	0.30	0.04	1.85	0.34						185.69	31.51	62.23	26.84		
06-ago-08	6	58.78	8.09	10.00	0.00	23.87	14.32	0.00	1439.34	0.00	0.00	1191.81	50.00	8.27	30.10	13.28	0.16	0.03	1.94	0.39						194.89	33.01	64.96	28.12		
07-ago-08	7	58.78	8.09	10.00	0.00	23.87	14.32	0.00	1439.34	0.00	0.00	1191.81	51.00	8.08	32.60	14.67	0.19	0.02	204.69	34.03						204.69	34.03	68.23	28.59		
08-ago-08	8	58.78	8.09	10.00	0.00	23.87	14.32	0.00	1439.34	0.00	0.00	1191.81	53.00	8.28	28.80	12.44	0.03	0.01	205.12	34.30						205.12	34.30	68.71	29.21		
09-ago-08	9	58.78	8.09	10.00	0.00	23.87	14.32	0.00	1439.34	0.00	0.00	1191.81	53.00	8.05	24.80	11.64	0.00	0.02	205.12	35.09						205.12	35.09	68.71	29.89		
10-ago-08	10																														

COLUMNA 100-L	Peso	Cabeza calculada		Cabeza ensayada ppm		Residuo ensayado ppm		Carbon (mg)		Soluciones (mg)		Promedio Au y Ag soluciones + carbon (mg)		Extracción por cabeza calculada		Extracción por cabeza analizada		Extracción por Soluciones		
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
		Kg	Kg																	
	100%-B ²	60.00	4.64	1.61	5.00	1.88	1.50	1.02	208.12	35.08	208.12	35.08	208.12	35.08	88.81	38.38	70.00	47.73	88.71	28.89

10.3 FOTOGRAFÍAS

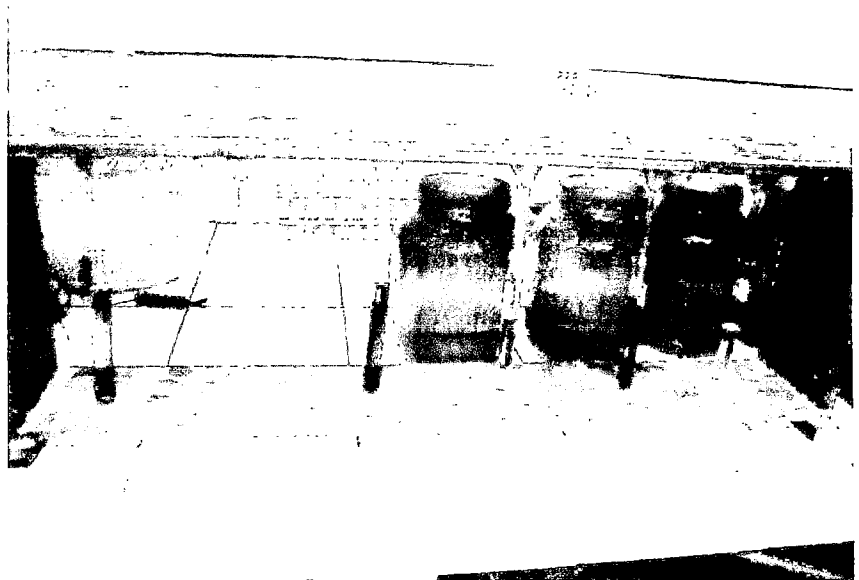
10.3.1 Contactos de carbón en el tajo



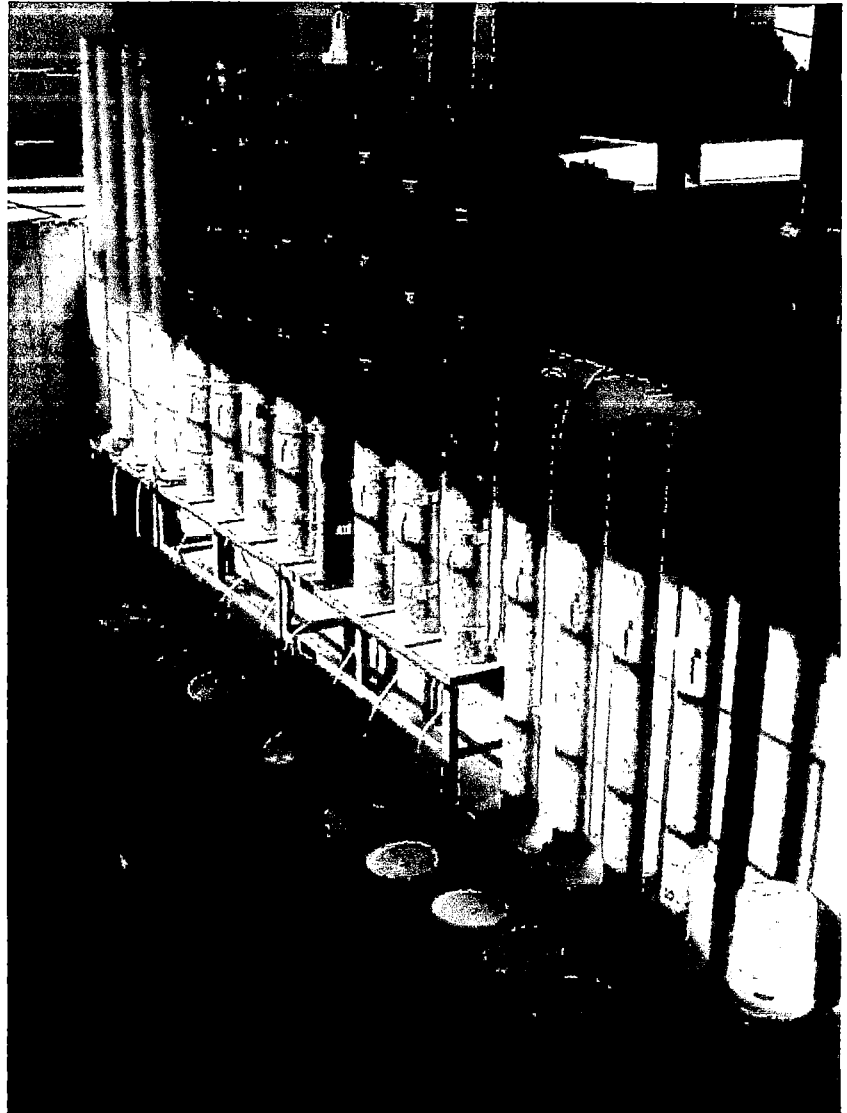
10.3.2 Apilamiento de mineral contaminado con carbón.



10.3.3 Prueba de lixiviación en botella



10.3.4 Pruebas en columnas



10.3.5 Prueba de lixiviación en pad piloto

