

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS Fundada en 1551

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA

UNIDAD DE POSTGRADO

MODELO DE LA PRE-AIREACIÓN EN CONCENTRADOS DE ORO PIRITICO, PARA LA OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE CIANURACIÓN “Utilizando el Programa Estadístico Statgraphic Plus”

TESIS Para optar el Grado Académico de: **MAGÍSTER EN INGENIERÍA METALÚRGICA**

Mención en Metalurgia Extractiva

VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS

ASESOR: Ing. DANIEL F. LOVERA DÁVILA M.Sc.

LIMA – PERÚ 2003

..	1
AGRADECIMIENTO .	3
RESUMEN .	5
ABSTRACT .	7
NOMENCLATURA . .	9
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN . .	11
CAPÍTULO II: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA . .	13
2.1. Descripción del Problema . .	13
2.2. Justificación de la Investigación .	14
2.3. Objetivos . .	14
Objetivos Generales: . .	15
Objetivos Específicos: .	15
2.4. Hipótesis . .	15
2.5. Operacionalización de Variables .	15
Variables independientes (X_i) . .	15
Variable dependiente (Y_i) .	15
Variables intervinientes controladas . .	16
2.6. Definiciones .	16
Agentes lixiviantes: . .	16
Diseño experimental: .	17
Caracterización: . .	17
Análisis Modal: .	17
Microscopio Electrónico de Barrido (MEB): .	17
Conminución: . .	18
Chancado: .	18
Molienda: .	18
Flotación: .	18

CAPÍTULO III: MARCO TEÓRICO .	21
3.1. Antecedentes .	21
3.2. Teorías y Conceptos .	24
Comportamiento de los sulfuros de Hierro y su relación con la Pre-Aireación alcalina .	25
Acción de la cal y aire sobre una pulpa pirítica .	26
La Pirrotita es más reactiva que la Pirita. .	26
Relación del comportamiento de los sulfuros de hierro con la adición de sales de plomo. .	27
Formación de sulfatos y tiocianatos en concentrados piríticos . .	28
Principio fundamental de la Pre-Aireación .	28
CAPÍTULO IV: MARCO METODOLÓGICO .	31
4.1. Tipo de investigación .	31
4.2. Población y Muestra .	31
4.3. Técnicas de Recolección de Datos .	31
4.4. Técnicas de Análisis de Datos .	32
4.5. Caracterización del concentrado .	32
4.5.1. Resultados de la observación microscópica óptica .	32
4.5.2. Minerales Argentíferos .	33
4.5.3. Minerales de zinc . .	33
4.5.4. Minerales de cobre .	33
4.5.5. Minerales de oro .	33
4.5.6. Otros minerales .	34
4.5.7. Resultado del análisis modal .	34
4.5.8. Medición de los grados de liberación de los minerales . .	34
4.5.9. Análisis con el microscopio electrónico . .	35
4.6. Pruebas metalúrgicas de cianuración directa de concentrados. .	35
4.7. Pruebas de Pre-Aireación con cal .	37
4.7.1. Equipos . .	38
4.7.2. Procedimiento experimental . .	38

CAPÍTULO V. DISCUSIÓN DE RESULTADOS . .	41
5.1. Análisis gráfico de superficie respuesta en extracción de oro . .	46
Análisis gráfico espacial de respuesta en extracción de oro . .	46
5.3. Pruebas de cianuración con Pre-Aireación . .	47
5.3.1. Prueba de cianuración con Pre-Aireación sin intercambio de solución	47
5.3.2. Pruebas de cianuración con Pre-Aireación con intercambio de solución (ver Figura 13). . .	49
CAPÍTULO VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .	55
RECOMENDACIONES . .	56
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .	57
ANEXOS .	59
ANEXO I .	59
ANEXO II . .	67
ANEXO III .	72
ANEXO IV . .	77
ANEXO V .	77
ANEXO VI . .	81
TEXTO COMPLETO EPUB . .	83

DEDICATORIA *A la memoria de mi Padre Fernando A mi Madre Hermelinda y Hermanos
Como muestra de gratitud por la Invalorable ayuda en mi formación Profesional y logro de
mis aspiraciones. A mi esposa Olga y mis hijos Janet, Janina y Fernando por ser fuente
Inagotable de estímulo y superación.*

AGRADECIMIENTO

Por la presente dejo constancia de mi agradecimiento al M.Sc. Pablo A. Núñez Jara, Decano de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica; quien dirigió en forma acertada y brindo su invaluable apoyo en el presente trabajo de tesis de grado.

Así mismo al M.Sc. Daniel F. Lovera Dávila, profesor Asesor que contribuyo con su experiencia al desarrollo de la presente tesis. Mi reconocimiento a todos los Docentes de la Facultad por sus consejos y recomendaciones por hacer realidad esta tesis de Postgrado.

Finalmente mi agradecimiento a la Empresa Minera Aurífera Calpa S.A. por las muestras proporcionadas para el estudio.

RESUMEN

La muestra que es materia de estudio, es un concentrado fundamentalmente de pirita aurífera producto del proceso de flotación, proveniente de la Empresa Minera Aurífera Calpa S.A.

La caracterización de la muestra se realizó en el microscopio óptico polarizado de Ingeniería Geológica de la UNMSM, se observa en el concentrado la presencia de Pirita, Esfalerita, Calcopirita, Electrum, Marcasita, Pirrotita, Arsenopirita, Rutilo y Ganga. En la briqueta pulida correspondiente a la malla + 100, se ha observado la presencia de Electrum.

En el Microscopio Electrónico de barrido que tiene la Facultad, se han observado la presencia de partículas de oro incluidos en la pirita, dichas partículas presentan tamaños menores de 200 nanómetros, también se observa partículas de Teloruro de Oro y Plata entrelazada con el Electrum, cuyas partículas tienen tamaños menores de 2 micras. Estas características hacen que el concentrado sea refractario al tratamiento convencional por el proceso de cianuración, constituyendo un serio problema por el elevado consumo de cianuro de sodio y recuperaciones limitadas.

El presente trabajo de investigación esta orientado a estudiar nuevos esquemas de tratamiento como la Pre-Aireación con cal, que son procesos previos a la cianuración del concentrado.

El modelo matemático obtenido para el proceso de Pre-Aireación, utilizando el diseño hexagonal indica que las variables que tienen mayor influencia son el pH y el tiempo, y su interacción correspondiente, manteniendo constante la concentración de oxígeno, granulometría del concentrado y la dilución de la pulpa, por tener poca incidencia en el proceso. Obteniéndose una respuesta con una recuperación aceptable en el proceso de cianuración, que es bastante significativo en comparación con la cianuración directa convencional. En resumen las ventajas de la Pre-Aireación es que en la cianuración se reduce el consumo de cianuro de sodio en un 50 % y mejora la recuperación en un 11,86 %, para este tipo de concentrados.

ABSTRACT

The sample that is study matter, is fundamentally a concentrate of auriferous pyrite product from the flotation process, of the Auriferous Mining Company Calpa CORP.

The characterization of the sample was carried out in the polarized optic microscope of Geologic Engineering of the UNMSM, it is observed in the concentrate the presence of Pyre, Esfalerita, Calcopirita, Electrum, Marcasita, Pirrotita, Arsenopirita, I Twinkle and Bargain. In the refined briquette corresponding to the mesh + 100, the presence of Electrum has been observed.

In the Electronic Microscope of sweeping that has the Ability, they have been observed the presence of particles of gold included in the pyre, this particles present sizes smaller than 200 nanómetros, it is also observed particles of Teloruro of Gold and crisscross Silver with the Electrum whose particles have sizes smaller than 2 microns. These characteristics make that the concentrate is refractory to the conventional treatment for the cianuración process, constituting a serious problem for the high consumption of cyanide of sodium and limited recoveries.

The present investigation work this guided to study new outlines of pre treatment like the Pre-Aireación with lime that you/they are processes of previous treatment to the cianuración of the concentrate.

The obtained mathematical pattern of the process of Pre-Aireación, using the hexagonal design indicates that the variable that has bigger influence is the pH and the time, and its corresponding interaction, maintaining constant the oxygen concentration, grain of the concentrate and the dilution of the pulp, to have little incidence in the process. Being obtained an answer with an acceptable recovery in the cianuración process that is quite significant in comparison with the conventional direct cianuración. In summary the advantages of the Pre-Aireación are that in the cianuración he/she decreases the consumption of cyanide of sodium in 50% and it improves the recovery in 11,86%, for this type of concentrated.

NOMENCLATURA

T	Tiempo
pH	Variación de hidrógeno
nm	Nanómetros
μ	Micras
%	Porcentaje
L/S	Relación Líquido-sólidos
MEB	Microscopio electrónico de barrido
EDS	Energía dispersiva de rayos X
μm³	Micrómetros cúbicos
ppm	Partes por millón
CIP	Lixiviación con carbón en pulpa
Cal	Calorías
ΔG	Energía de libre de Gibbs
Kg	Kilogramos
TM	Toneladas métricas
Trz	Trazas
g	Gramo
G.e.	Gravedad específica
h	Hora

cm³	Centímetros cúbicos
%R	Porcentaje de recuperación
mg	Miligramos
l	Litros
Y	= %R Porcentaje de recuperación
X1	= t Variable en función del tiempo
X2	= pH Variable en función del pH
A	= t Variable que representa el tiempo
B	= pH Variable que representa el pH
F	Función de distribución de Fishers
SC	Suma de cuadrados
GL	Grados de libertad
CM	Cuadrado medio
F_{exp}	Función de distribución de Fishers experimental
g/TM	Gramos por tonelada métrica
g/m³	Gramos por metro cúbico
Kg/TM	Kilogramos por tonelada métrica
mg/l	Miligramos por litro
r	Coeficiente de correlación
α	Fracción reaccionada

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

En el Perú la Industria Minera-Metalúrgica, es fuente de riqueza de mayor importancia dentro del contexto socio-económico. Dicha actividad se desarrolla en forma acelerada, gracias a las tecnologías limpias que son cada vez más diversificadas y acondicionadas a los procesos tradicionales.

Muchos depósitos minerales sulfurados de Oro y Plata, que contienen Pirita, Pirrotita, Calcopirita, Arsenopirita, etc, considerados no económicamente factibles por las bajas recuperaciones por el proceso de cianuración convencional y por el alto consumo de cianuro de sodio. En estos momentos pueden ser económicamente rentables aplicando el Proceso de Pre-Aireación en la lixiviación de estos minerales.

A partir del siglo XVIII, se utilizó el método de Lixiviación para la recuperación de minerales de cobre, posteriormente se avanzó y se aplicó en la recuperación de oro y plata, primeramente para minerales oxidados y después para sulfurados.

Las dificultades en el tratamiento por cianuración se presentan principalmente cuando el oro esta finamente encapsulado y diseminado en los minerales sulfurados, donde se encuentra en un alto porcentaje en tamaños menores de 20 micras, inclusive se tiene la presencia de oro sub-microscópico, entonces la sola presencia de sulfuros de hierro y metales base de minerales de arsénico, antimonio, bismuto, etc., hacen difícil su tratamiento por cianuración convencional.

La Mena aurífera que contiene minerales sulfurados de hierro tales como pirita, marcasita, pirrotita., cuando son tratadas mediante la cianuración las especies de hierro

tienden a descomponerse en la solución cianurada; de la misma forma minerales como arsenopirita, rejalgar y oropimente, entregan productos de descomposición que perjudican el proceso de disolución de los metales preciosos. Entre los compuestos intermedios se ha detectado azufre coloidal, tiosulfatos, politionatos, tiocianatos, ferrocianuros, arsenitos, tioarsenitos, arseniatos, etc, comúnmente encontramos oro asociado a este tipo de compuestos y plata enlazada químicamente a ellos, y en estos casos los minerales o concentrados no responden a los tratamientos convencionales de beneficio; a estos se les denomina minerales o concentrados refractarios, donde la deficiente recuperación de oro-plata en este tipo de minerales es un crítico problema que afrontan muchas empresas mineras auríferas en el Perú. El tratamiento metalúrgico para dichos minerales o concentrados se realiza a determinadas condiciones, donde se tiende a romper enlaces que impiden la liberación de los metales preciosos.

Otra forma de atacar el problema generalmente es mediante una oxidación (química-térmica) que se realiza como un Pre-Tratamiento previo a la cianuración. Entre estos procesos de Pre-Tratamientos podemos mencionar la Pre-Aireación con cal, oxidación a presión, tostación y lixiviación bacteriana.

CAPÍTULO II: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1. Descripción del Problema

Si bien el método de extracción de oro más importante y empleado en la actualidad es la cianuración, no siempre es posible aplicarlo exitosamente en forma directa si no se tiene en cuenta las características del mineral o concentrado.

Las dificultades en el tratamiento por cianuración se presentan principalmente en minerales en que el oro está finamente diseminado en minerales sulfurados, sea que este se presente como oro libre o como oro encapsulado. La sola presencia de sulfuros de hierro y de metales base, de minerales de arsénico, antimonio, bismuto, etc. hacen difícil su tratamiento por cianuración convencional.

El problema de la cianuración de minerales sulfurados es que estos o los productos de su descomposición pueden reaccionar con el cianuro causando un excesivo consumo del citado reactivo o pueden reaccionar con el oxígeno de la solución de cianuro y desde luego reducir la velocidad de disolución de los minerales de oro.

Nagy, [18] establece que para que el oro se disuelva completamente en soluciones alcalinas de cianuro, se deben satisfacer ciertos requerimientos, tales como que:

- El oro debe estar como partículas discretas y limpias.
- Deben estar ausentes de impurezas que puedan inhibir la reacción.
- Se debe disponer de un adecuado suministro de oxígeno.
- Hasta donde concierne al segundo requerimiento, muchas minas de oro poseen constituyentes que se descomponen en soluciones de cianuro lo que ocasiona la aparición de compuestos, en solución, que pueden inhibir la reacción de disolución del oro.

Demopoulus [10], Macassi [15], Ponciano, [22] nos dice que la refractariedad de las menas o concentrados es determinada por la resistencia que ofrecen estos materiales a la extracción directa de los metales preciosos por técnicas convencionales de cianuración alcalina. Esta refractariedad puede ser causada por:

- Diseminación fina o encapsulamiento de oro fino en piritita o arsenopiritita,
- Presencia de elementos carbonáceos (que reprecipitan al oro disuelto),
- Presencia de cianicidas (consumidores de cianuro); y
- Presencia de agentes consumidores de oxígeno.

Las técnicas convencionales de extracción directa de los metales preciosos mediante soluciones alcalinas de cianuro resultan insatisfactorias, debido a la refractariedad arriba mencionada, razón por la cual se ha presentado como alternativa para solucionarla los llamados pre tratamientos. Estos han sido revisados por Nagy, [18] quién los adapta a cada familia de minerales de oro.

2.2. Justificación de la Investigación

Las empresas mineras que procesan minerales sulfurados auríferos, en la actualidad tienen problemas en la recuperación de oro por cianuración, debido a que en el medio están presentes muchos compuestos cianógenos consumidores de cianuro, dificultando la extracción del oro, por lo que se desarrolló el presente estudio a fin de dar una solución viable.

La aplicación de la Etapa de Pre-Aireación a la Cianuración es con la finalidad de optimizar el Proceso, debiendo de implementarse entre la remolienda y la cianuración del circuito de la Empresa Minera Aurífera Calpa S.A. (ver flujograma 12).

2.3. Objetivos

Dentro de los objetivos trazados para desarrollar el presente trabajo de investigación tenemos:

Objetivos Generales:

Establecer la relación que existe entre la recuperación de oro y las variables en estudio, a fin de obtener un modelo matemático que represente dicho fenómeno.

Objetivos Específicos:

- Establecer la influencia del proceso de Pre-Aireación, como etapa previa al proceso de cianuración.
- Determinar la influencia de los factores (pH y t) en el proceso de Pre-Aireación
- Incrementar la recuperación de oro aplicando un modelo matemático que represente las operaciones de Pre-Tratamiento y cianuración.

2.4. Hipótesis

La Pre-Aireación alcalina como Pre Tratamiento al proceso de cianuración de concentrados piriticos auríferos, disminuirá el consumo de cianuro y mejorará la recuperación de oro significativamente.

2.5. Operacionalización de Variables

Para el tratamiento de los datos se aplicará la técnica del Diseño Hexagonal a fin de procesar e identificar la influencia de las variables en estudio (tiempo y pH).

En el análisis de los datos se aplicará el Software Estadístico Statgraphics Plus Versión 4.1, a fin de evaluar, interpretar y optimizar las variables en estudio, Palacios [19].

A fin de desarrollar el presente trabajo de investigación se han estudiado las siguientes variables:

Variables independientes (X_i)

- Tiempo de Pre- Aireación
- pH de Pre- Aireación

Variable dependiente (Y_i)

- Porcentaje de recuperación de oro

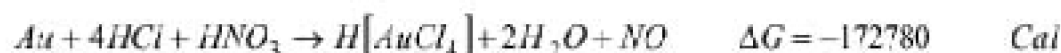
Variables intervinientes controladas

- Consumo de cianuro
- Consumo de óxido de calcio (cal)
- Oxígeno disuelto en pulpa
- Velocidad de agitación
- Relación L/S

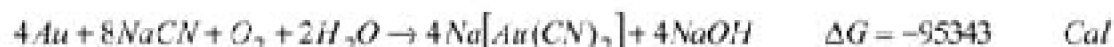
2.6. Definiciones

Agentes lixiviantes:

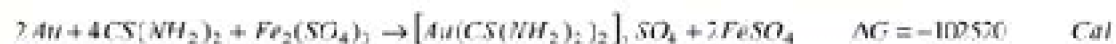
El oro se disuelve en soluciones acuosas que contengan un agente oxidante y ligando del oro. La disolución del oro en agua regia es usada en el análisis químico para la determinación volumétrica, gravimétrica o electrogravimétrica del oro disuelto. Así mismo este disolvente ha sido producido mediante la reacción de sales oxidantes con ácido sulfúrico formando agua regia *In Situ* que es un agente lixivante muy energético para disolver menas auríferas refractarias y comunes, bajo la siguiente reacción.



La disolución del oro en medio cianurado en presencia de oxígeno, ha sido la principal reacción para la recuperación del metal de sus menas Barsky [2]:



La formación de complejos con tioúrea, ha sido desarrollada como disolvente en medio acuoso para el oro en medio ácido:



Con los halógenos, el oro reacciona formando haluros solubles:



En medio tiosulfato solamente es soluble el oro finamente dividido, hasta cierto punto.

Diseño experimental:

Es una estrategia estadística que consiste en un procedimiento Sistemático y controlado para desarrollar las combinaciones correctas y condicionar las variables para que el análisis resulte confiable. En tales condiciones es necesario establecer un procedimiento aceptable para elegir las condiciones de cada uno de los ensayos experimentales, sean estos con la finalidad de evaluar u optimizar las variables.

Caracterización:

Mediante la caracterización se determina los componentes mineralógicos, textura, ensamble y asociaciones de los minerales. La caracterización se realizó en la EAP de Ingeniería Geológica de la FIGMMG – UNMSM.

Análisis Modal:

Es la determinación estadística de los integrantes mineralógicos y cuantifica las especies libres y entrelazadas.

Microscopio Electrónico de Barrido (MEB):

El Microscopio Electrónico de Barrido, esta equipado con un sistema de energía dispersiva de Rayos X (EDS), destinado a efectuar microanálisis químico aplicables en diferentes campos (mineralogía, geología, metalurgia, metal mecánica, petroquímica, etc.), Mundo Minero [17].

Para identificar los elementos químicos presentes en una muestra, esta técnica se basa en la emisión de rayos X característico de cada elemento. Para lograr esto, un haz de electrones acelerados, del orden de algunos nanómetros (nm) de diámetro, es dirigido hacia una zona particular sobre la superficie de la fase en la cual se desea determinar la composición química. Un volumen muy pequeño de materia, de solo algunos micrómetros cúbicos, emite rayos X, cuyo análisis espectral nos permitirá determinar los elementos químicos que están presentes en la fase excitada, así como sus concentraciones.

En el sistema EDS se pueden detectar todos los elementos de número atómico superior a cinco (del Boro al Uranio). El límite de detección está en función del elemento analizado. Estos varía generalmente alrededor de algunas centenas de partes por millón (ppm), con un error aproximado de uno por ciento.

Para un análisis cuantitativo es necesario efectuar una excelente preparación de la superficie a analizar. Es muy importante enfatizar que esta técnica no es destructiva ni para la muestra a analizar ni para el medio ambiente y comparativamente con otras técnicas que utilizan productos químicos, es la mejor alternativa de análisis.

Conminución:

Es la reducción de tamaño de trozos grandes a fragmentos pequeños. La conminución se lleva a cabo en dos etapas relacionados, pero separados, los cuales son chancado y molienda.

Chancado:

Es una reducción de tamaño en el rango más grueso, es decir, materiales más gruesos de malla 10. El chancado se lleva a cabo en equipos pesados, de movimiento lento, en los cuales las superficies trituradoras están prevenidas mecánicamente de entrar en contacto entre ellas. Dado que las maquinas llamadas chancadoras, tratan fragmentos de gran tamaño, entonces la magnitud de la fuerza es usualmente muy grande.

Molienda:

Es una operación de reducción de tamaño en el rango fino, es decir, material mas fino que malla 10. En la molienda, el único objetivo que previene el contacto entre los medios de molienda es el material que se esta moliendo. En vista que en la molienda se tratan fragmentos de tamaño pequeños, la magnitud de las fuerzas aplicadas a las partículas individuales es mucho menor que las aplicadas en chancado; sin embargo, las unidades de presión involucradas en la molienda, pueden ser mayor o igual que las presiones aplicadas en el chancado.

Flotación:

Proceso metalúrgico que permite la separación de las especies valiosas contenidas en un mineral, del material estéril. Para lograr una buena separación, es necesario que estas especies valiosas sean liberadas del material estéril. Esto se logra moliendo el mineral en circuitos de molienda. La separación se realiza en agua formándose una pulpa y en donde las partículas sólidas se mantienen en suspensión por medio de unos agitadores especialmente diseñados para este caso.

A la pulpa se agrega una serie de reactivos químicos especiales que causan una condición de hidrofobicidad sobre las partículas valiosas de tal manera que, al introducir aire al sistema, se produce un conjunto de burbujas sobre las cuales se adhieren estas partículas. Las burbujas, a medida que van ascendiendo, se van enriqueciendo de estas partículas hasta que se alcanza la superficie donde son posteriormente retiradas. Mientras tanto, las partículas de material estéril no han sido afectadas por los reactivos químicos y permanecerán suspendidas dentro de la pulpa.

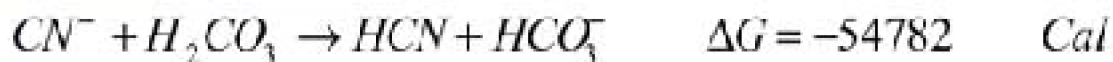
La flotación se realiza generalmente para la recuperación de metales que se encuentran en el mineral como sulfuros, aunque existen casos donde se usa para la recuperación de especies oxidadas procedimiento que permite concentrar el elemento

valioso de la pulpa de material mineralizado que viene del proceso de molienda. En las celdas de flotación se hace burbujear oxígeno desde el fondo de manera que las partículas valiosas presentes en la pulpa se adhieren a las burbujas de aire y así suben con ellas y se acumulan en una espuma. La espuma rebasa hacia canaletas que bordean las celdas y lo llevan al proceso de decantación

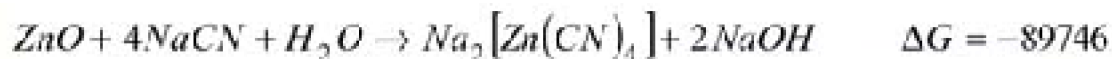
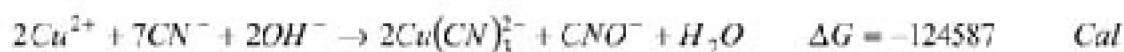
CAPÍTULO III: MARCO TEÓRICO

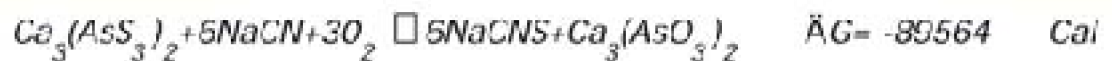
3.1. Antecedentes

Después de haber desarrollado múltiples investigaciones sobre la disolución del oro en medio cianurado, se determinó que este está controlado por la difusión del mismo. A nivel industrial los minerales, el cianuro y sustancias consumidoras de oxígeno afectan la velocidad de extracción del oro.



La Pirrotita, Cobre, Cinc, Arsénico y minerales antimonizados consumen cianuro. Algunas reacciones de cianicidas son:





Los iones metálicos comunes Cu^{2+} , Fe^{2+} , Fe^{3+} , Mn^{2+} , Ni^{2+} y Zn^{2+} forman con el cianuro complejos estables, consumiéndolo, de esta manera la actividad del cianuro es retardada.

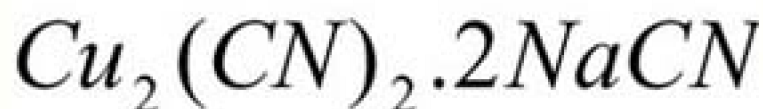
En el estado monovalente el cobre Cu (I), forma una serie de complejos solubles en el medio cianurado:



la cinética de disolución del oro no es afectada por la presencia de estos iones, siempre y cuando se mantenga un exceso de cianuro en el medio lixiviante, siendo la relación:

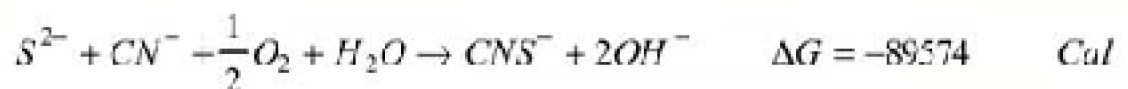
$$\frac{CN_{total} \text{ en lixiviación}}{Cu_{total} \text{ en medio}} > 4$$

Si en el mineral existen grandes cantidades de cobre que no pueden ser eliminados previo a la cianuración, se debe agregar cianuro en exceso. Cuando en el medio lixiviado existe más de 0,03% de cobre, ocurre lo siguiente :



Este compuesto debe ser precipitado. A nivel industrial, es permitido que el contenido de cobre en el medio lixiviado no sobrepase de 0,03%, impidiéndose que la disolución del oro sea óptimo. La recuperación de oro a partir de soluciones que contiene cobre, se lleva a cabo por el proceso CIP, debido a que la precipitación del oro con cinc es deficiente en presencia de altos niveles de cobre.

La presencia de minerales sulfurados, estas reaccionan con el cianuro y el oxígeno para formar tiocianatos:

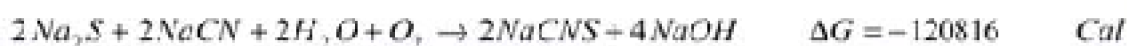
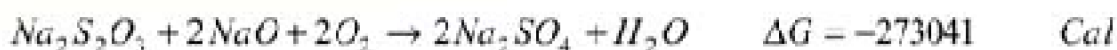
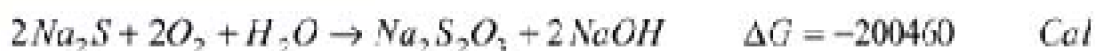


La marcasita se descompone más que la pirita y forma cianicidas, es menos estable

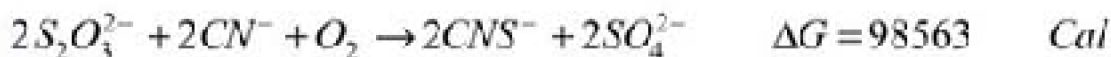
que la pirrotita. Este es un cianicida dañino en el medio cianurado, la velocidad de descomposición es mas rápida que otros minerales piríticos. La pirrotita se oxida fácilmente formando sulfatos ferrosos y férricos, además, es consumidor de oxígeno:



El ion sulfuro es veneno para el proceso de cianuración del oro. Se han reportado que cantidades menores a 0,05 ppm del ion sulfuro, disminuyen la cinética de disolución. El sulfuro alcalino debe ser oxidado en presencia de oxígeno a tiosulfato, sulfato o tiocianato:

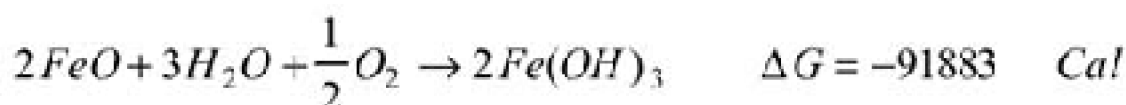
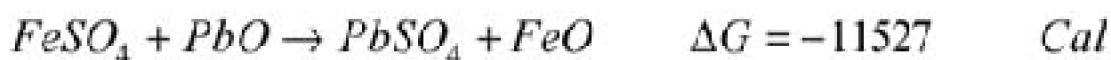
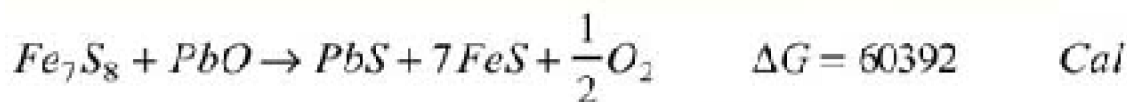


De esta manera, al descomponerse el mineral sulfurado da iones tiosulfatos y politiocianatos que consumen el cianuro y el oxígeno disuelto en el medio lixiviante:



El tiocianato se forma por la reacción del cianuro con sulfuros, oxisulfuros, iones arsénico-sulfuro y azufre elemental.

Si en el mineral existe arsenopirita, este puede causar pérdida de cianuro y oxígeno disuelto en el medio a través de su descomposición. Bajo este aspecto, la estibina resulta ser peor que la arsenopirita, en referencia al oxígeno disuelto. Cuando la pirrotita y sulfato ferroso están presentes en el mineral, algunas veces se añade litargirio en la molienda:



El litargirio conduce a la oxidación de la pirrotita sin la formación de ferrocianuro indeseables. La elevada adición de lechada de cal es perjudicial para la disolución del oro, ya que además de disminuir la concentración de cianuro, acelera la descomposición de la pirrotita y reduce el efecto de las sales de plomo [20].

3.2. Teorías y Conceptos

El proceso de lixiviación es una práctica universal para la recuperación de oro, existen diversas técnicas para ejecutar dicho proceso, mediante la adición de cianuros, tioúrea, cloruración, tiosulfato y sales oxidantes. En este caso trataremos la lixiviación con cianuro.

La concentración óptima de la solución de cianuro depende de las características de la mena y deben ser determinadas experimentalmente. Los niveles comunes de cianuro son: de 0,05 a 0,20 % de NaCN. El cianuro es añadido en el molino y en los primeros tanques de lixiviación. Se debe añadir cal para mantener el pH entre 10,5 a 11,5. El exceso de cal incrementa el consumo de cianuro. Se recomienda el uso de bajas concentraciones de cianuro, por sus ventajas económicas y técnicas.

El proceso de cianuración, esta influido por la concentración de oxígeno en el medio. La solubilidad del oxígeno en la solución cianurada depende de la presión parcial del oxígeno, la temperatura y la fuerza iónica en condiciones hidrodinámicas.



Otros factores que afectan el proceso son el pH, el potencial de reducción de la pulpa, la concentración de cianuro y la presencia de cianicidas.

El nivel de pH de la pulpa y la adición de pequeñas cantidades de nitrato de plomo, son factores importantes para desechar otras reacciones en el circuito de lixiviación. Concentraciones pequeñas de iones plomo aceleran grandemente la lixiviación del oro.

El hidróxido de calcio tiende a disminuir la lixiviación del oro en el medio de manera mas significativa que el hidróxido de sodio, pero en la práctica se usa universalmente debido a su bajo costo. Si se incrementa el nivel del pH de 10,5 a 12 se disminuye la disolución de oro en presencia de hidróxido de calcio, debiendo estar el pH aproximadamente en 10,5. La adición de cal regula adecuadamente el pH previniendo la pérdida de cianuro por hidrólisis o por reacciones secundarias con sustancias presentes en el medio como el dióxido de carbono, bicarbonatos, ácidos contaminantes del agua y la mena.

El proceso de lixiviación deberá contar con las siguientes etapas:

- Circuito de lixiviación
- Circuito de separación sólido-líquido

- Área de fusión y refinación
- Zona de acarreo de colas

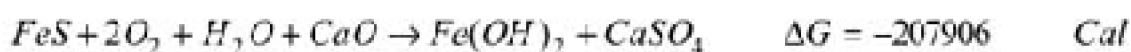
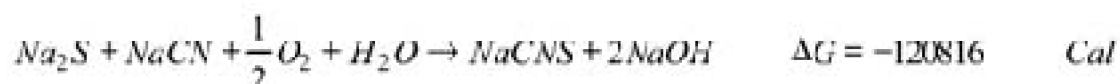
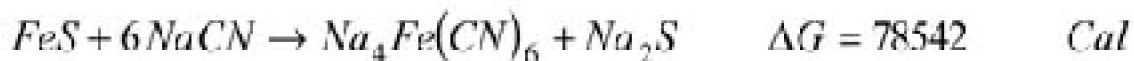
Es necesario una Pre-Aireación de la pulpa, ya que muchas menas contienen cantidades excesivas de consumidores de oxígeno. Deben trabajarse con pulpas de 44 a 48% de sólidos y aireada a un pH de 10,5 a 11 en Pachucas o tanques de agitación. La pulpa aireada es filtrada – para evitar la formación de cianicidas – el residuo formado es mezclado con la solución estéril (producto de la cementación y/o electrólisis del oro y elementos nobles que acompañan a este) [20].

Comportamiento de los sulfuros de Hierro y su relación con la Pre-Aireación alcalina

Diez Canseco [5], nos dice que el cambio que sufre la pirita es la pérdida de un átomo de azufre convirtiéndose en sulfuro de la forma FeS. El sulfuro ferroso se produce no sólo por la separación de un átomo de azufre sino también por la acción del hierro de los equipos del circuito de molienda.

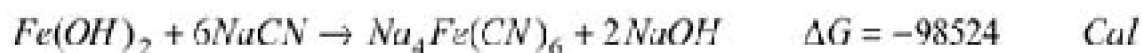


El sulfuro ferroso actúa como sigue:



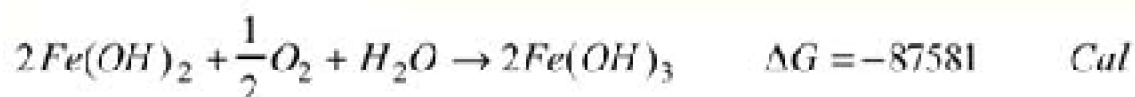
El sulfuro ferroso tiene una cinética de reacción lenta por oxidación convirtiéndose en sulfato y consumiendo oxígeno del circuito.

El hidróxido ferroso es muy rápidamente disuelto en cianuro:



Al incrementarse el poder de oxidación del medio, dicho compuesto se transforma en hidróxido férrico.

En presencia de oxígeno el hidróxido ferroso se preoxida así:



El hidróxido férrico resultante es un compuesto altamente estable, no tiene acción sobre el cianuro.

Acción de la cal y aire sobre una pulpa pirítica

Fue investigado por Ralston [23], en este proceso se formaron sulfuros solubles, tiosulfatos y una menor cantidad de azufre coloidal. El oxígeno disuelto reacciona con los sulfuros solubles para producir tiosulfato e iones sulfato. En presencia de pirita, el oxígeno disuelto oxidó el tiosulfato a ión sulfato (18). Una oxidación prolongada de pirita fina; suspendida en una solución con cal muestra que la alcalinidad de la solución decrece rápidamente al inicio del experimento y más lentamente a medida que prosigue la prueba. Además, se estableció que la máxima cantidad de los agentes reductores solubles, sulfuro de calcio y tiosulfato de calcio.

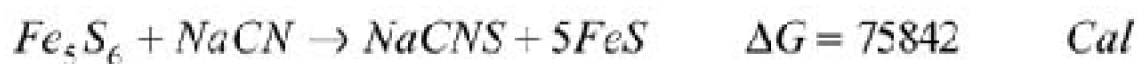
Así, la pirita es oxidada pero los iones hidroxilo son retenidos o absorbidos sobre la superficie de la pirita, inhibiendo de ese modo cualquier reacción posterior. Acondicionando adecuadamente la pirita antes de la cianuración, se logra una disminución apreciable de la cantidad de cianuro perdido.

La Pirrotita es más reactiva que la Pirita.

Fue estudiado por Gardiner [11] y Lemmon [14], teniendo en cuenta la estructura de la pirrotita. Gardiner [11] establece que la pirrotita es estable cuando está seca, pero se descompone rápidamente en presencia de agua y aire formando ácido sulfúrico, sulfato ferroso, sulfatos básicos de hierro, carbonatos e hidratos ferrosos. La velocidad de descomposición es significativamente mayor que para la pirita.

En soluciones alcalinas, precipita el hidróxido ferroso siendo subsiguientemente oxidado a hidróxido férrico. El alto consumo de oxígeno resultante de la reacción perjudica la eficiencia de la solución de cianuro para disolver oro.

De acuerdo con Lemmon [14], la pirrotita tiene un enlace suelto del átomo de azufre, que reacciona rápidamente con el cianuro para formar el ión tiocianato, según la siguiente ecuación:



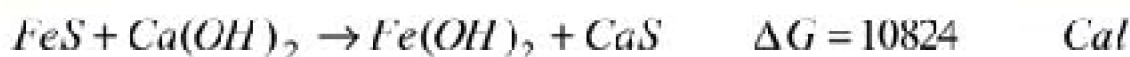
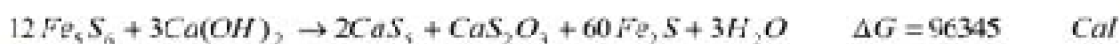
El sulfuro ferroso se oxida rápidamente a sulfato, el que a su vez reacciona con el cianuro para formar iones ferrocianuros, tal como sigue:





Con dicha reacción establecemos objetivamente que la pirrotita no solo es un cianicida, sino un alto consumidor de oxígeno del medio lixivante.

Según Gardiner[11] y Lemmon[14], una solución altamente concentrada en álcali puede atacar directamente a los sulfuros según las reacciones:



La disolución de oro a partir de una mena pirrotítica es usualmente muy dependiente del valor del pH del medio cianurado. Por lo tanto, la alcalinidad de la pulpa debe ser controlada muy de cerca y cuidadosamente.

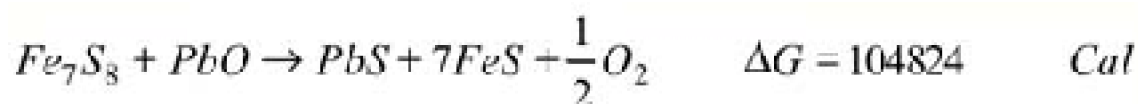
Relación del comportamiento de los sulfuros de hierro con la adición de sales de plomo.

Diez Canseco, [5] afirma que un porcentaje de un sulfuro soluble que está presente en la solución de cianuro, retarda la disolución del oro y la plata. Esto se debe en parte, a que el sulfuro consume oxígeno de la solución, y por otra parte a la formación de películas casi insolubles. La dificultad desaparece si los sulfuros son eliminados, sea por precipitación con sales de plomo o por la acción de ciertas sustancias oxidantes.

Los sulfuros solubles, Na_2S , reaccionan de acuerdo a la reacción (28). Estos sulfuros alcalinos también pueden ser eliminados por la acción de sales de plomo. La adición de las sales de plomo (nitrato de plomo, litargirio o acetato) precipitan los sulfuros solubles, el sulfuro de plomo precipitado es posteriormente oxidado a tiocianato (sulfucianuro). Se ha observado que los sulfuros solubles se oxidan fácilmente; pero que las sales de plomo ofrecen, además, la ventaja de que remueven los iones de azufre y retardan la formación de sulfucianuro y la separación de azufre libre.

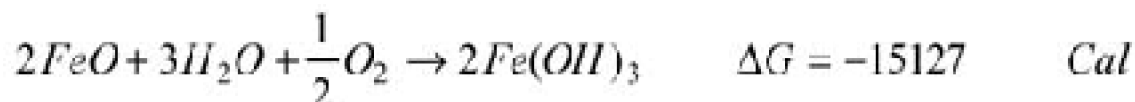
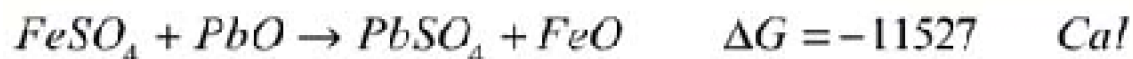
Los diversos compuestos de plomo formado como hidróxidos, cianuros, plumbitos, etc. son ligeramente solubles en soluciones alcalinas de cianuro, permitiendo adicionalmente precipitar más sulfuros, y descomponer más tioarsenitos. Las soluciones de lixiviación quedan finalmente exentas de los iones nocivos de arsénico y antimonio.

Cuando está presente la pirrotita, se suele agregar litargirio en los circuitos de molienda, el cual reacciona así:



El sulfuro ferroso se convierte en sulfato ferroso en la forma que ya se conoce, reacción (33), y si la alcalinidad es bien controlada reacciona con el litargirio en la

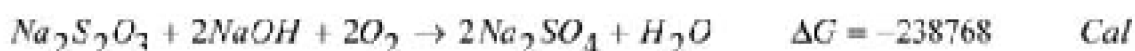
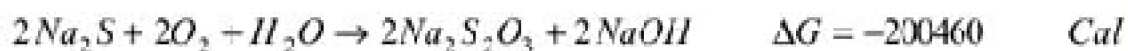
siguiente forma:



Como ya se ha visto anteriormente este hidróxido férrico tiene poca acción sobre el cianuro.

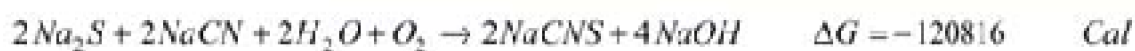
Formación de sulfatos y tiocianatos en concentrados piríticos

En el proceso de flotación de minerales piríticos auríferos se utilizan diferentes reactivos, algunos de ellos contienen sodio que reacciona fácilmente con el ión azufre, para formar tiosulfatos y estos en medio alcalino a sulfatos, como podemos observar en las siguientes reacciones:



Es importante aclarar que estos iones de azufre, se produce como consecuencia de que los concentrados de flotación, pasan a la siguiente etapa de remolienda para asegurar la liberación de las partículas de oro.

Los sulfuros de sodio en contacto con cianuro, forman los tiocianatos que reacciona de la siguiente forma:



Principio fundamental de la Pre-Aireación

La Pre-Aireación con cal como etapa previa al circuito de cianuración, consiste en oxidar la Pirita, Pirrotita y otros minerales o concentrados auríferos sulfurados. Para formar fundamentalmente Sulfatos de calcio, Sulfatos de sodio, Hidróxido férrico, Tiofulfato de sodio, Tiosulfato de calcio, Sulfato ferroso, Hidróxido ferroso, etc. como nos indican las ecuaciones químicas N° (25), (26), (29), (31), (33), (35), (36), (40) y (41). En esta etapa es necesario realizar una oxidación, manejando los parámetros principales como: tiempo de Pre-Aireación, pH de Pre-Aireación y concentración de oxígeno (Ver 4.7.2). En caso contrario tendremos formaciones de Ferrocianuros, Tiocianatos, etc, que consumen innecesariamente cianuro y también producen interferencias en la disolución del oro.

En el Perú, específicamente en Minera Aurífera Calpa, Villanueva, et al [27] en 1988

introdujeron algunos de estos Pre-Tratamientos tales como el lavado, el Pre-Aireado con cal, y la adición de sales de plomo llevando esto incluso con éxito a escala inicial. Asimismo se corrió una serie de pruebas para introducir el lavado ácido del cobre, adición de agentes aceleradores y otros tratamientos pirometalúrgicos, como el tratamiento de las calcinas, quedando esto sólo a escala de laboratorio. Esta investigación se realizó a solicitud de la gerencia de operaciones debido a que con el cambio en la zona de minado la recuperación en la planta de cianuración había bajado de 90 % a 79.25 % (Set. 1987) por la presencia de cianicidas y por el gasto excesivo de cianuro que aumentó de 6 kg/TM a 13 kg/TM de concentrado en promedio. Debido a esto se corrió una etapa de múltiples pruebas a nivel laboratorio y en la misma planta. Se logró aumentar la recuperación en el circuito de cianuración a 87 % y disminuir el consumo de cianuro de sodio a 5 kg/TM.

Tremolada, (25) presentó en Junio de 1993 un trabajo sobre la aplicación de algunas variantes hidrometalúrgicas tales como el uso de agentes oxidantes (peróxido de calcio y peróxido de hidrógeno), agentes acomplejantes (hidróxido de amonio) para el Pre-Tratamiento de concentrados sulfurados de Mina Calpa. Asimismo incluyó en este trabajo la aplicación del lavado y la Pre-Aireación alcalina, variantes que se habían introducido por Villanueva, et al (27) desde 1988 en esa misma empresa.

La mayoría de las plantas en el Perú atacan la refractariedad de los minerales sólo desde el punto de vista de la remolienda. En este aspecto han presentado trabajos Pérez, (21) y Barrios, (1). A excepción de Minera Calpa, no se conocen otras plantas en las que se estén aplicado Pre-Tratamientos hidrometalúrgicos económicos.

CAPÍTULO IV: MARCO METODOLÓGICO

4.1. Tipo de investigación

Es una investigación científica-tecnológica que correlaciona datos extraídos experimentalmente a fin de aplicarlos a nivel industrial.

4.2. Población y Muestra

La muestra que es materia de estudio, es un concentrado del proceso de flotación, esencialmente compuesto de pirita aurífera, proveniente de la Empresa Minera Aurífera Calpa S.A.

4.3. Técnicas de Recolección de Datos

Se aplicaron técnicas de muestreo, con el fin de obtener un compósito mensual de la

muestra representativa, para evaluar las variables que influyen en la etapa de Pre-Aireación, seguido de una lixiviación cianurada con los parámetros optimizados para obtener un modelo matemático.

4.4. Técnicas de Análisis de Datos

Se aplicó una estrategia estadística a fin de correlacionar los datos, y obtener un modelo que nos indique las variables a las cuales está sujeto el proceso. Para tal fin se aplicó el Diseño Hexagonal.

Para el análisis de datos se utilizó el Software estadístico Statgraphics Plus versión 4.1 a fin de analizar e interpretar:

- Los efectos e interacción de los factores,
- Análisis de varianza (ANAVA),
- Modelo matemático,
- Pendiente ascendente,
- Parámetros óptimos, y
- Análisis gráficos de los efectos e interacciones y las isolíneas que correlacionan en el plano y espacio de los factores en función de la recuperación.

4.5. Caracterización del concentrado

4.5.1. Resultados de la observación microscópica óptica

De las observaciones realizadas sobre las briquetas pulidas, se ha podido determinar que las muestras correspondientes a las mallas +100, +200, +325 y -325 se encuentran integradas por los siguientes minerales:

Tabla 1. Análisis microscópico de mineral aurífero sulfurado

Minerales	Abreviaturas	Fórmulas	Mallas			
			+100	+200	+325	-325
Esfalerita	Ef	ZnS	x	x	x	x
Calcopirita	Cp	CuFeS ₂	x	x	x	x
Electrum	El	(Au,Ag)	x	-	-	-
Pirita	Py	FeS ₂	x	x	x	x
Marcasita	Mc	FeS ₂	x	x	x	x
Pirrotita	Po	Fe _{1-x} S	x	x	x	x
Arsenopirita	apy	FeAsS	x	x	x	x
Rutilo	Rt	TiO ₂	x	x	x	x
Gangas (*)	GGs		x	x	x	x
(*) Las gangas (GGs) están conformadas mayormente por la asociación de silicatos y carbonatos						

Ver fotos del **1** al **15**(Anexo I)

Los tipos geométricos de entrelazamiento de los minerales en las diferentes mallas, se puede Ver en las tablas N° **2**(Anexo III) y (Anexo IV).

4.5.2. Minerales Argentíferos

No se han observado minerales argentíferos, pero como posible portador de iones de plata se considera al Electrum, el cual solamente ha sido observado en la malla +100. Ver foto N° 1.

4.5.3. Minerales de zinc

El mineral de zinc esta integrada por la esfalerita. Este mineral en la malla +325 ocupa el 0,11% del volumen total de la muestra; para la malla -325, ocupa el 0,17% del volumen total de la muestra.

4.5.4. Minerales de cobre

En cuanto al mineral de cobre se ha observado en esta muestra que corresponde a la calcopirita, la cual se manifiesta ya sea como partículas libres o bien como partículas entrelazadas. La cantidad de calcopirita contabilizada en el análisis modal, para la muestra de malla +100 es de 3,44% del volumen total de la muestra; para la malla +200 corresponde la cantidad de 3,26% del volumen total de la muestra; para la malla +325 es de 3,74% del volumen total de la muestra, y para la malla -325 es de 2,90% del volumen total de la muestra.

4.5.5. Minerales de oro

Como mineral de oro se halla el Electrum, se encuentra muy dispersado y de este modo llega a constituir el mineral intersticial que se puede apreciar en la muestra, el cual ha intervenido en el análisis modal realizado y arroja la cantidad de 0,23 % en volumen total con respecto al volumen total de la muestra, en este caso solamente ha sido contabilizado en la malla +100, mientras que en las otras muestras no han sido observadas. Ver foto N° 1.

4.5.6. Otros minerales

Entre otros minerales se hallan la Pirita, Marcasita, Arsenopirita, Pirrotita y Gangas; para el caso de este último mayormente se halla constituida por Silicatos y Carbonatos.

4.5.7. Resultado del análisis modal

A continuación se da una tabla resumida del volumen porcentual de los minerales que han intervenido en el análisis modal realizado, para cada una de las mallas.

Tabla 2. Análisis Modal del mineral aurífero sulfurado

Minerales	Porcentaje Volumétrico			
	+100	+200	+325	-325
Esfalerita	Trz	Trz	0,11	0,17
Calcopirita	3,44	3,26	3,74	2,90
Electrum	0,23	-	-	-
Pirita	46,88	74,79	74,06	75,13
Marcasita	Trz	Trz	Trz	Trz
Pirrotita	Trz	Trz	Trz	Trz
Arsenopirita	0,04	Trz	Trz	Trz
Rutilo	0,12	0,13	0,11	Trz
Gangas (*)	49,50	21,81	21,86	21,81

Ver tabla N° 1 (Anexo III)

4.5.8. Medición de los grados de liberación de los minerales

En las tablas N° 1 (Ver anexo III), de cada malla se aprecian, los resultados del análisis de los grados de liberación obtenidos, los cuales se manifiestan en forma porcentual, para cada uno de los minerales que han intervenido en el análisis modal; a continuación se resume mediante un cuadro dichos resultados, para cada malla analizada:

Tabla 3. Grado de liberación porcentual de cada mineral en el análisis modal

Minerales	Grado de Liberación Porcentual			
	+ 100	+ 200	+ 325	- 325
Esfalerita	-	-	100	100
Calcopirita	78,65	92,72	100	100
Electrum	0,00	-	-	-
Pirita	87,68	98,47	98,74	99,93
Marcasita	-	-	-	-
Pirrotita	-	-	100	-
Arsenopirita	0,00	-	-	-
Rutilo	0,00	0,00	0,00	99,93
Gangas (*)	64,74	80,20	87,15	97,93

4.5.9. Análisis con el microscopio electrónico

Haciendo uso del microscopio electrónico, se ha podido realizar el respectivo análisis químico, usando el microanalizador EDAX, dicho análisis se ha efectuado sobre la muestra del concentrado.

Como resultado de dicho análisis se tiene el siguiente comentario:

- Mediante el microscopio electrónico se han observado la presencia de partículas de oro incluidos en la pirita, dichas partículas presentan tamaños menores de 200 nanómetros. Ver foto ME1 y ME2 (Anexo II).
- También se han observado partículas de Teloruro de oro y plata entrelazada con el Electrum, dichas partículas tienen tamaños menores de 2 micras. Ver foto ME3 (Anexo II).
- Los respectivos análisis químicos, mediante el microanalizador EDAX, han podido determinar la presencia de los siguientes elementos: E_{Fe} , E_{Cu} , E_{Pb} (Anexo II).

4.6. Pruebas metalúrgicas de cianuración directa de concentrados.

Para el desarrollo de estas pruebas se obtuvo un compósito del concentrado de flotación de la Planta de Beneficio de la Empresa Minera Calpa S.A después de la remolienda, para establecer el proceso de cianuración sin la intervención de la Pre-Aireación. Esto con el fin de comparar si los resultados de planta reflejaban los resultados obtenidos en laboratorio.

Tabla 4. Condiciones de operación en prueba de cianuración directa

Cabeza Au (g/TM)	26,0
Peso concentrado compósito (g)	400,0
Gravedad específica (G.e.)	4,2
Granulometría del concentrado	75% -200 Mallas
Dilución (L/S)	2/1
pH cianuración	10,5
Tiempo de cianuración (h)	24, 48 y 72

Tabla 5. Resultados de condiciones de cianuración directa.

Tiempo (h)	Sol. Rica Au (g/m³)	Relave Au (g/TM)	Recuperación %	Consumo NaCN (Kg/TM)	Consumo CaO (Kg/TM)
24	9,50	7,60	70,77	2,31	8,43
48	10,00	7,40	71,54	2,46	10,43
72	10,45	7,25	72,12	2,62	10,67

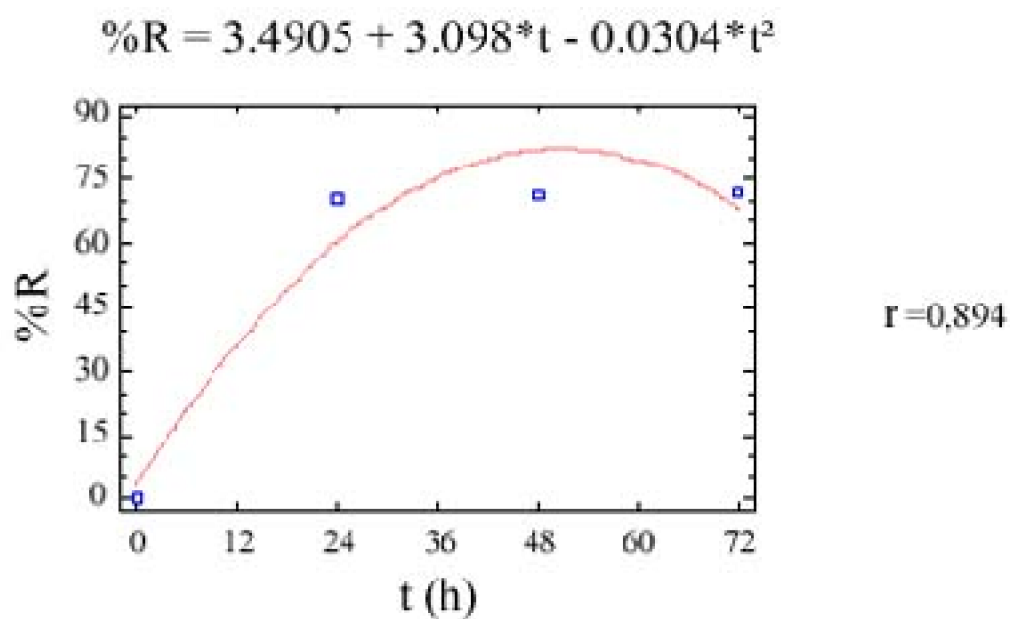


Figura 1. Representación del %R en función del tiempo de la cianuración directa

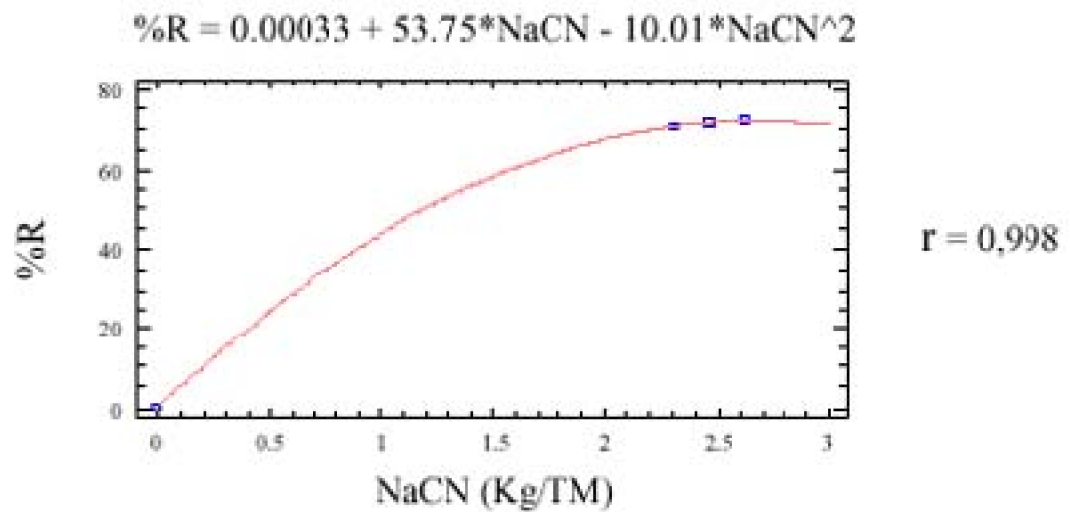


Figura 2. Consumo de cianuro en proceso de cianuración directa

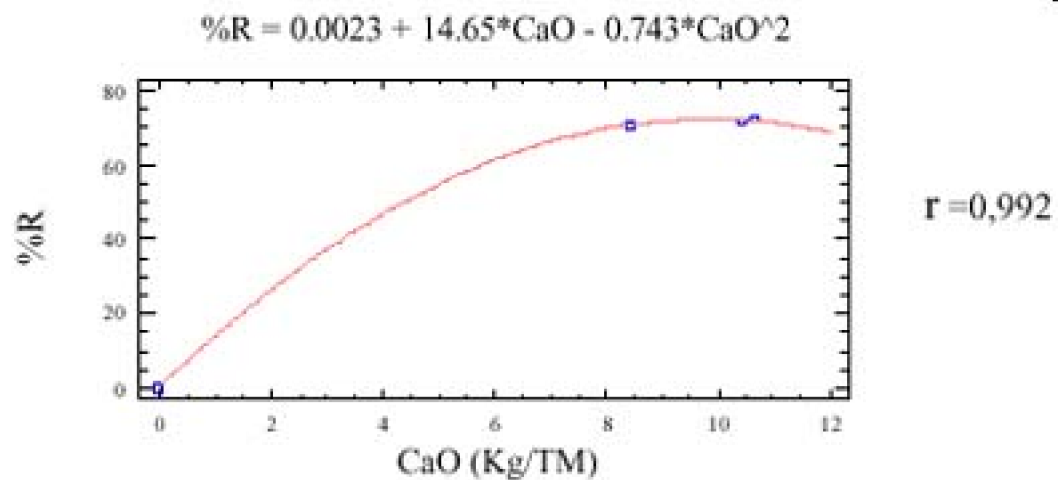


Figura 3. Consumo de óxido de cal en proceso de cianuración directa

Los resultados obtenidos nos indican, que la mayor parte de la recuperación se tiene dentro de las 24 horas de lixiviación; significa que la cinética de la reacción es rápida solamente para las partículas de oro liberadas. Después de las 24 horas la cinética ya es lenta, llegando a una recuperación de 72,12 % con 72 horas de lixiviación. Este resultado es relativamente bajo para este proceso y ratifica las características de refractariedad del concentrado. Además, los resultados obtenidos en planta ratifican los resultados de laboratorio, si comparamos con los balances mensuales a nivel de planta.

4.7. Pruebas de Pre-Aireación con cal

Las pruebas de Pre-Aireación se efectuaron, para establecer la dependencia de la disolución del oro, provenientes de los concentrados del proceso de flotación en medio

cianurado, previa oxidación química por Pre-Aireación en medio alcalino con adición de cal.

En la investigación desarrollada se utilizó concentrados de Empresa Minera Calpa S.A, que contienen fundamentalmente minerales sulfurados Piríticos cuya composición química es: (Tabla 6)

Tabla 6. Composición química del concentrado

Au (g/TM)	Ag (g/TM)	Cu (%)	Fe (%)	S (%)	Insol. (%)	Al (%)
26,0	30,0	0,50	40,0	32,0	10,0	6,8

El concentrado fue sometido a un tratamiento previo de Pre-Aireación con el fin de producir sulfatos, hidróxidos solubles; los cuales son separados para evitar el consumo de cianuro e interferencias en la siguiente etapa de cianuración.

4.7.1. Equipos

Las pruebas se corrieron en el laboratorio de Metalurgia Extractiva de la Escuela Académica Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el equipo y reactivos utilizados para las diferentes pruebas de Pre-Aireación y cianuración fueron un agitador de rodillos para realizar pruebas de agitación en botellas. Los reactivos empleados fueron: cal (CaO) Comercial con una pureza de 80 % y cianuro de sodio industrial con una pureza de 98 %.

4.7.2. Procedimiento experimental

Todas las pruebas de Pre-Aireación y cianuración fueron desarrolladas de la siguiente manera:

1. Se hizo un muestreo de un compósito mensual del concentrado de flotación, proveniente del tratamiento de planta de la Empresa Minera Aurífera Calpa S.A.
2. Las condiciones de las pruebas de la Pre-Aireación y cianuración fueron:

Tabla 7. Condiciones de operación en prueba de cianuración con Pre-Aireación

Peso concentrado (g)	400,0
Gravedad específica (G.e.)	4,2
Granulometría del Conc.	75% - 200 malla
Dilución (L/S)	2/1

1. Durante la etapa de Pre-Aireación, se realiza la oxidación manteniendo constante la concentración de oxígeno en 5 mg/l.
2. En esta etapa se han estudiado las variables de mayor influencia: tiempo y pH de

Pre-Aireación.

Una vez efectuado la oxidación, el concentrado se sometió al lavado y sin lavado de la pulpa; es decir, sin intercambio y con intercambio de solución.

En la siguiente etapa, durante el proceso de cianuración se mantuvo constante el pH 4. en 10,5. Concentración de cianuro en 0,20 % y los tiempos de lixiviación en 24, 48 y 72 horas.

CAPÍTULO V. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Con el fin de analizar la influencia de las variables (pH y t) en la etapa de Pre-Aireación y el efecto que producen estos en el proceso de cianuración en cuanto a la recuperación del oro, se aplicó el diseño Experimental Hexagonal, ya que dicho proceso es cuadrático, por lo que se justifica la aplicación de dicho arreglo experimental.

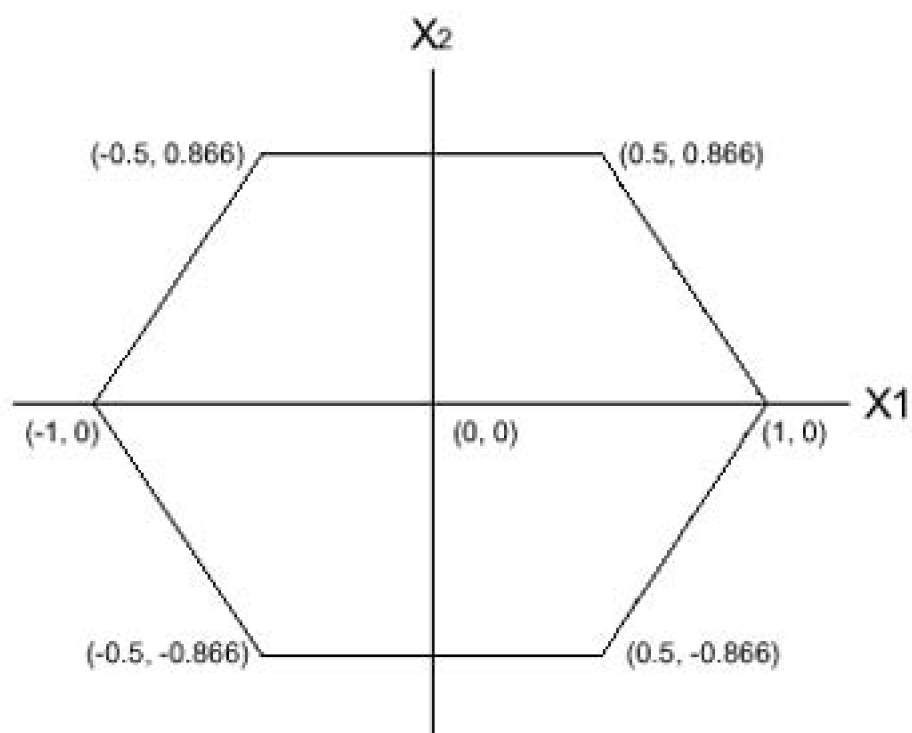


Figura 4. Estructura de diseño Hexagonal valores codificados

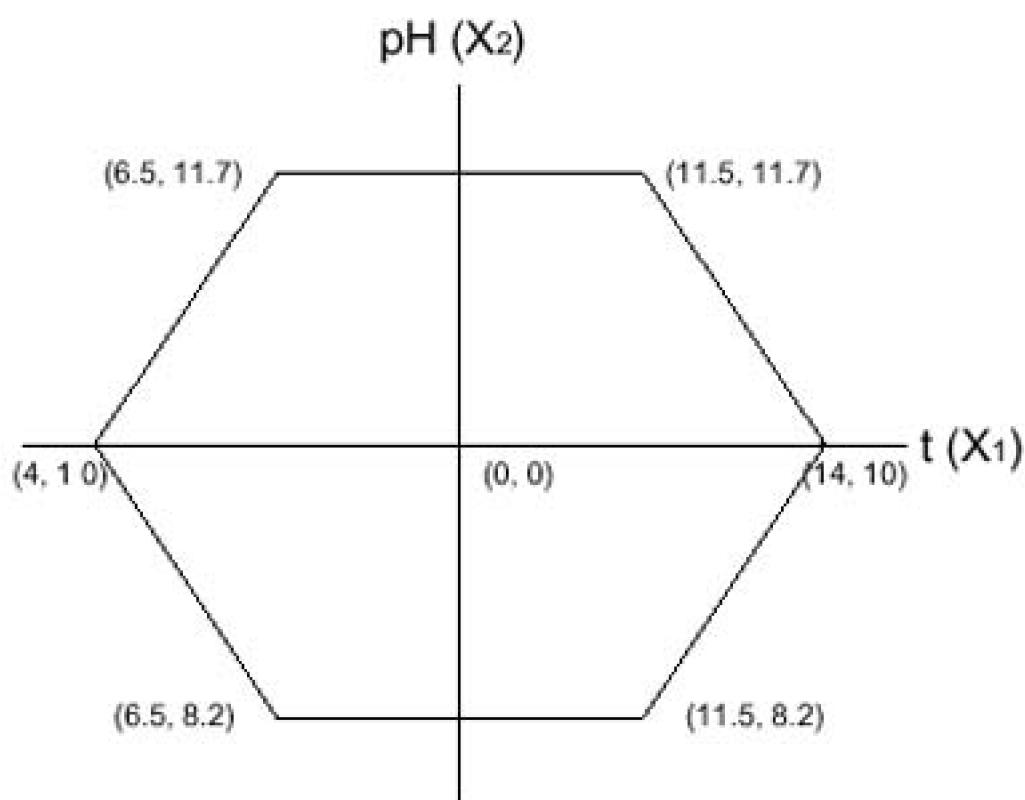


Figura 5. Estructura de diseño Hexagonal valores naturales

La tabla (8) muestra el arreglo hexagonal con el porcentaje de recuperación de oro (Y). Ver Anexo (V)

Tabla 8. Arreglo Matricial del Diseño Hexagonal

Tabla 8. Arreglo Matricial del Diseño Hexagonal				Y (%Au)
Tiempo (X ₁)		pH (X ₂)		
Codificado	Natural	Codificado	Natural	
1,0	14,0	0	10,0	83,0
0,5	11,5	0,866	11,7	80,0
-0,5	6,5	0,866	11,7	78,0
-1,0	4,0	0	10,0	75,0
-0,5	6,5	-0,866	8,2	76,0
0,5	11,5	-0,866	8,2	72,0
0	9,0	0	10,0	83,1
0	9,0	0	10,0	83,4
0	9,0	0	10,0	83,0

Analizando estadísticamente podemos establecer el efecto del tiempo y el pH, llegándose a la conclusión que ambos factores tienen efectos significativos en el proceso de Pre-Aireación (Tabla 9).

Tabla 9. Estimaciones de efectos e interacciones en proceso de cianuración con Pre-Aireación del Concentrado

Factores	Efectos
X_1 : Tiempo	+ 4,7256
X_2 : Ph	+ 4,988
X_1^2 : Tiempo ²	+ 7.071
X_1^2	- 8.333
X_2^2	- 14.519

Podemos notar que los signos de ambos factores son positivos, significa que tienen influencia directa, el que tiene mayor efecto significativo en el proceso es el pH del medio, seguido del tiempo de Pre-Aireación.

Visualizando gráficamente (Figura 6) dichos efectos podemos corroborar que el proceso es cuadrático y que el pH tiene mayor efecto significativo, seguido del tiempo.

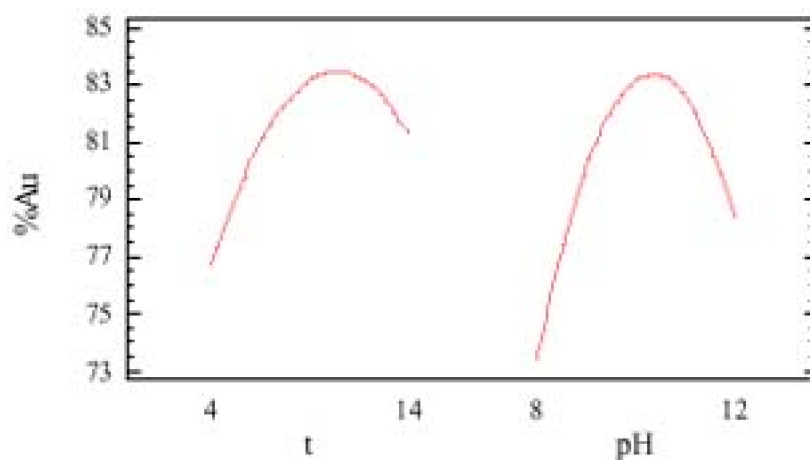


Figura 6. Estimación de Efectos Medios sobre la recuperación de Oro

De la Tabla 9, podemos establecer que entre ambos factores existe interacción, si varía el pH del medio, el tiempo de Pre-Aireación también varía y viceversa, tal como se puede visualizar en la siguiente Figura 7.

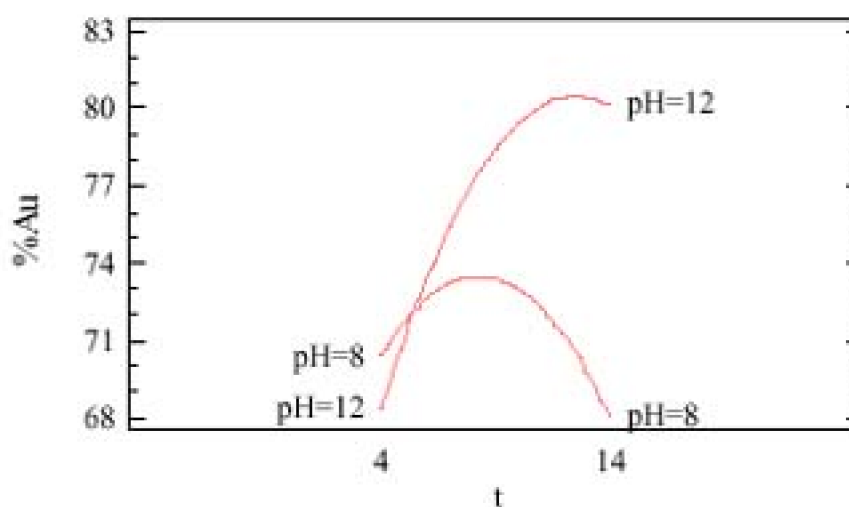


Figura 7 Interacción de factores sobre la recuperación de Oro

El análisis de varianza (ANAVA) nos confirma la interpretación desarrollada con los efectos de los factores e interacciones y la cuadratura de ambos factores (Tabla 10).

Tabla 10. Análisis de varianza del Proceso de cianuración con Pre-Aireación

Fuente	SC	GL	CM	F _{exp}	Pareto
A: t	16,74	1	16,74	3,10	0,175
B: pH	18,87	1	18,87	3,50	0,158
AA	20,83	1	20,83	3,85	0,144
AB	9,57	1	9,57	1,78	0,275
BB	65,76	1	65,76	12,20	0,039
Error	16,18	3	5,39		
Total	143,48	8			

R-Cuadrado = 88,72%

Dicho análisis de varianza tiene un coeficiente de correlación de 88,72 % de aceptación.

Como consecuencia de la variación de los factores Tiempo y pH en la Pre-Aireación y consecuentemente en la recuperación de oro, se ha establecido el siguiente MODELO MATEMÁTICO CUADRÁTICO; dicho modelo se desarrolló en base a la información obtenida en laboratorio y utilizando el PROGRAMA ESTADÍSTICO STATGRAPHIC PLUS, para el set de datos del diseño hexagonal. Como resultado de dicho análisis estadístico el modelo es válido para el siguiente nivel de los factores:

Tabla 11. Niveles de operación en el Proceso de cianuración con Pre-Aireación

Factores	Nivel Inferior	Nivel Superior
X ₁ : Tiempo	4,0	14,0
X ₂ : pH	8,0	12,0

El modelo matemático resulta:

$$Y = -96.727 + 0,0629 \cdot t + 34.36 \cdot \text{pH} - 0,166 \cdot t^2 + 0,3535 \cdot t \cdot \text{pH} - 1,82 \cdot \text{pH}^2$$

Siendo: Y = % de recuperación de Oro

Analizando dicho modelo matemático podemos llegar a las siguientes conclusiones:

Si $t = 0$ y $\text{pH} = 0$, podemos establecer que la recuperación de oro está en su valor 1. máximo, no pudiendo extraerse más del 96.727 % de oro del material piritico sulfurado.

Ambos factores cuadráticos tienen signos iguales, pero constantes diferentes por lo 2. tanto se establece que es una elipse o cáscara de huevo en el espacio.

Para maximizar la recuperación de oro, notamos que depende fundamentalmente del 3. factor pH.

Cuantitativamente la influencia de los factores: tiempo y pH en el proceso de Pre-Aireación y consecuentemente en la lixiviación del oro ha demostrado ser complejo, ya que ambos factores son influyentes en el proceso. Sin embargo, y a pesar de la evidencia clara en la variación de ambas variables en la superficie respuesta con respecto a la extracción del oro, el impacto cuantitativo en operaciones de planta es significativo.

La superficie respuesta nos muestra claramente el área de máxima extracción de oro, variando en los siguientes niveles óptimos:

Tabla 12. Niveles óptimos en Procesos de Pre-Aireación

Factores	Nivel Inferior	Nivel Superior
X ₁ : Tiempo	8,0	14,0
X ₂ : pH	9,6	11,4

Los niveles los podemos visualizar en la Figura 8.

5.1. Análisis gráfico de superficie respuesta en extracción de oro

En la Figura 8, podemos establecer que los parámetros óptimos de la Pre-Aireación, para el tiempo se encuentran en el rango de 8 a 14 horas y para el pH de 9,8 a 11,4. Lográndose una recuperación de oro por cianuración en el rango de 82,4 a 84,0 %, en comparación a 72,12 % sin Pre-Aireación.

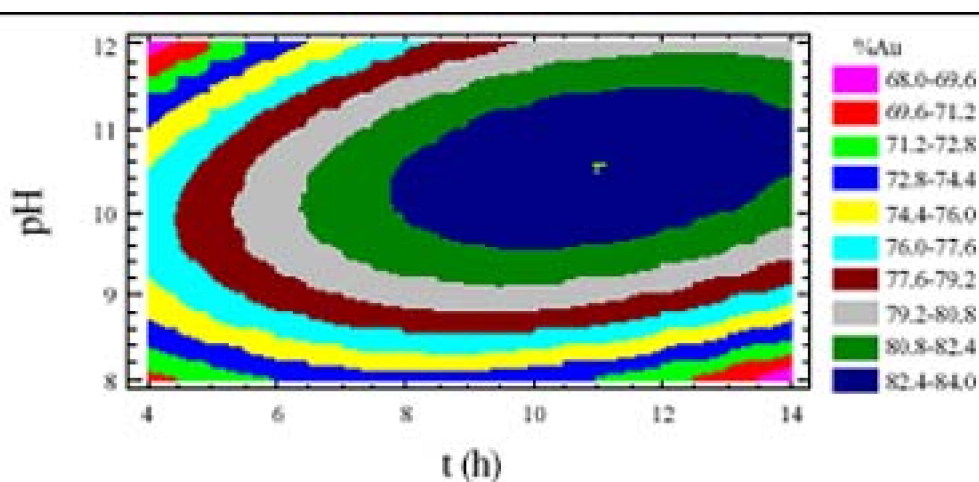


Figura 8. Contorno de Recuperación de oro en función de Factores influyentes

Análisis gráfico espacial de respuesta en extracción de oro

En la Figura 9, podemos establecer que la máxima recuperación de oro es de 83.97% (máxima pendiente), para condiciones óptimas de la Pre-Aireación de Tiempo y pH que es de 10,99 horas y 10,54 respectivamente.

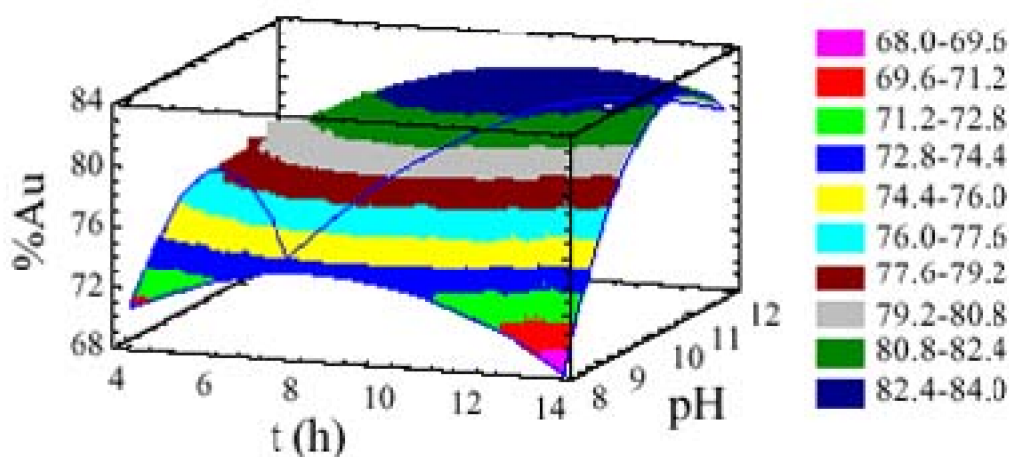


Figura 9. Superficie de Recuperación de oro en función de Factores influyentes

Las condiciones óptimas operativas del proceso en la prueba experimental de la Pre-Aireación, se llegan a establecer aplicando la técnica de máximo ascenso, los valores se encuentran tabulados en la Tabla 13.

Tabla 13. Niveles óptimos en proceso de cianuración con Pre-Aireación

Factores	Nivel Inferior	Nivel Superior	Nivel Óptimo
X_1 : Tiempo (h)	4,0	14,0	10,99
X_2 : pH	8,2	11,7	10,54

Aplicando la técnica de la pendiente ascendente descendente, llegamos a establecer el valor óptimo del proceso.

$$\% \text{Recuperación Au (Óptimo)} = 83.97 \%$$

5.3. Pruebas de cianuración con Pre-Aireación

5.3.1. Prueba de cianuración con Pre-Aireación sin intercambio de solución

Tabla 14. Condiciones operativas de cianuración con Pre-Aireación sin cambio de solución

Ley de cabeza Au (g/TM)	26,0
Peso concentrado compósito (g)	400,0
Gravedad específica (G.e.)	4,2
Granulometría del concentrado	75% - 200 malla
Dilución (L/S)	2/1
pH Pre-Aireación óptimo	10,53
Tiempo Pre-Aireación óptimo (h)	10,98
pH cianuración	10,5
Tiempo de cianuración	24, 48 y 72

Tabla 15. Resultados del proceso de cianuración con Pre-Aireación sin cambio de solución

Tiempo (h)	Sol. Rica Au (g/m³)	Relave Au (g/TM)	Recup. %	Consumo NaCN (Kg/TM)	Consumo CaO (Kg/TM)
24	11,25	6,80	73,85	1,86	9,48
48	12,35	6,50	75,00	1,94	10,40
72	12,62	6,35	75,58	2,05	10,35

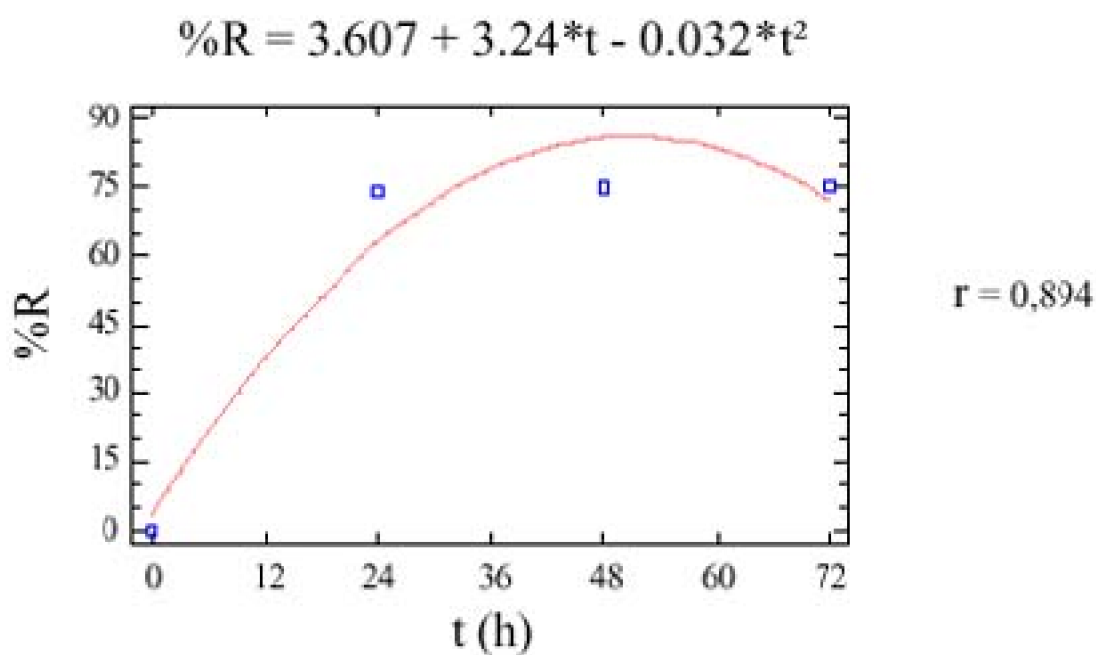


Figura 10. Representación del %R en función del tiempo de la cianuración con Pre-Aireación sin cambio de solución

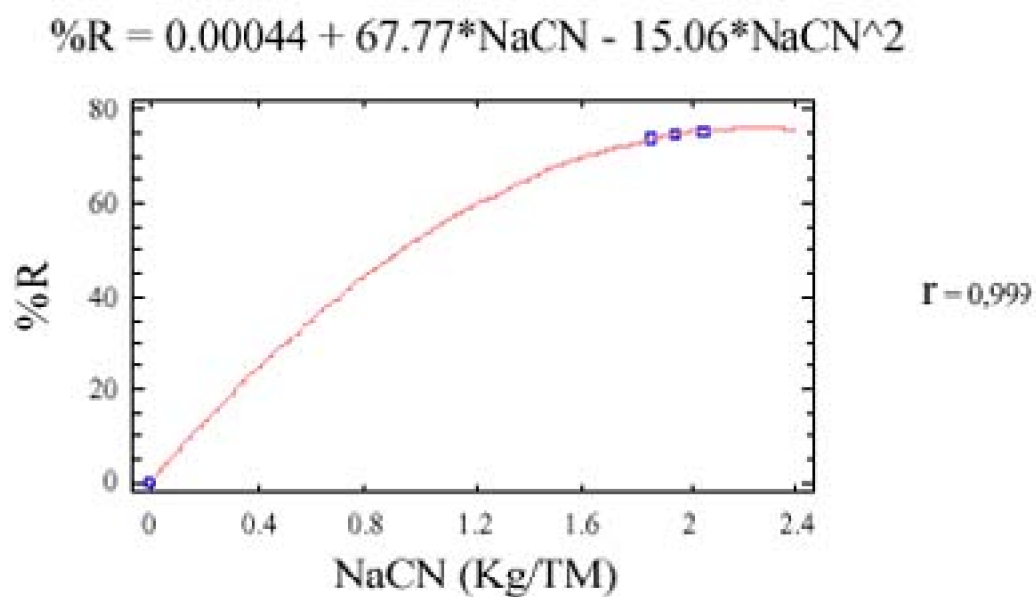


Figura 11. Consumo de Cianuro en Proceso de Cianuración con Pre-Aireación sin cambio de solución

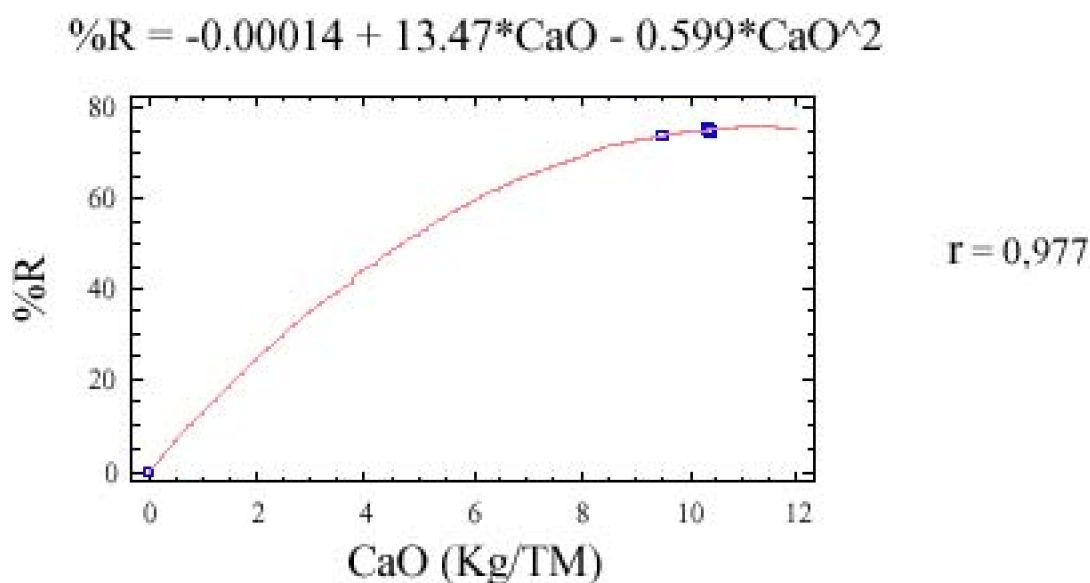


Figura 12. Consumo de Óxido de Cal en Proceso de Cianuración con Pre-Aireación sin cambio de solución

5.3.2. Pruebas de cianuración con Pre-Aireación con intercambio de solución (ver Figura 13).

Tabla 16. Condiciones operativas de cianuración con Pre-Aireación con cambio de solución

Cabeza Au (g/TM)	26,0
Peso concentrado composito (g)	400,0
Gravedad específica (G.e.)	4,2
Granulometría del concentrado	75% - 200 malla
Dilución (L/S)	2/1
pH Pre-Aireación óptimo	10,53
Tiempo Pre-Aireación óptimo (h)	10,98
pH cianuración	10,5
Tiempo de cianuración	24, 48 y 72

Tabla 17. Resultados del proceso de cianuración con Pre-Aireación con cambio de solución

Tiempo (h)	Sol. Rica Au (g/m³)	Relave Au (g/TM)	Recup. %	Consumo NaCN (Kg/TM)	Consumo CaO (Kg/TM)
24	14,24	4,90	81,15	1,03	13,05
48	15,28	5,10	80,38	1,14	13,50
72	15,80	4,50	82,69	1,18	13,24

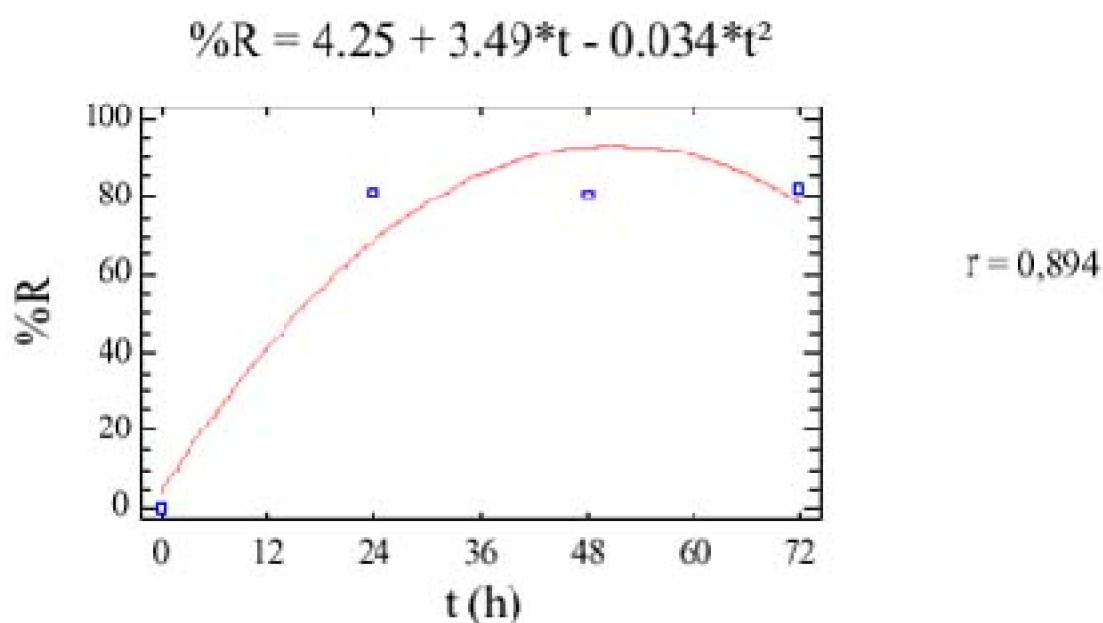


Figura 13. Representación del %R en función del tiempo de la cianuración con Pre-Aireación con cambio de solución

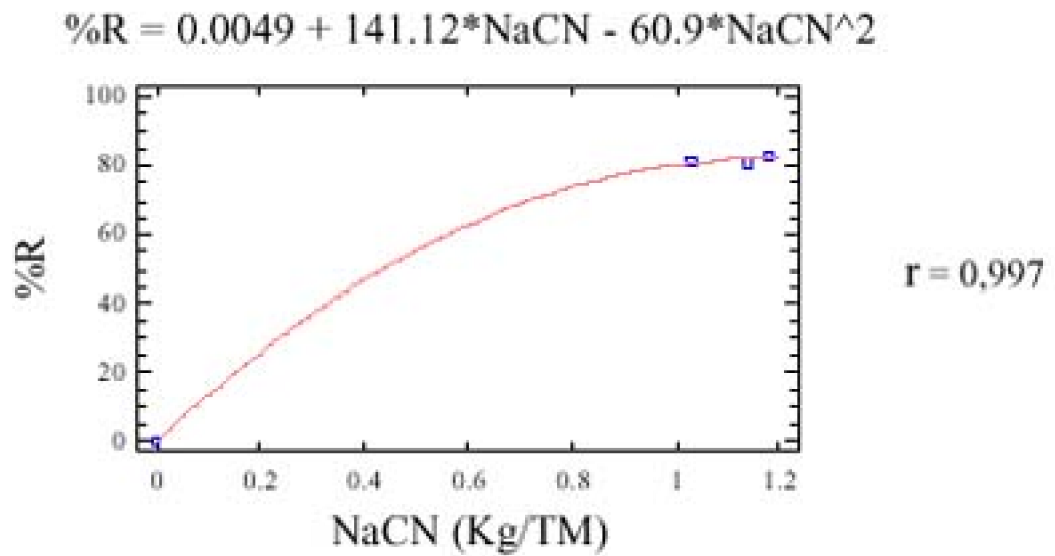


Figura 14. Consumo de Cianuro en Proceso de Cianuración con Pre-Aireación con cambio de solución

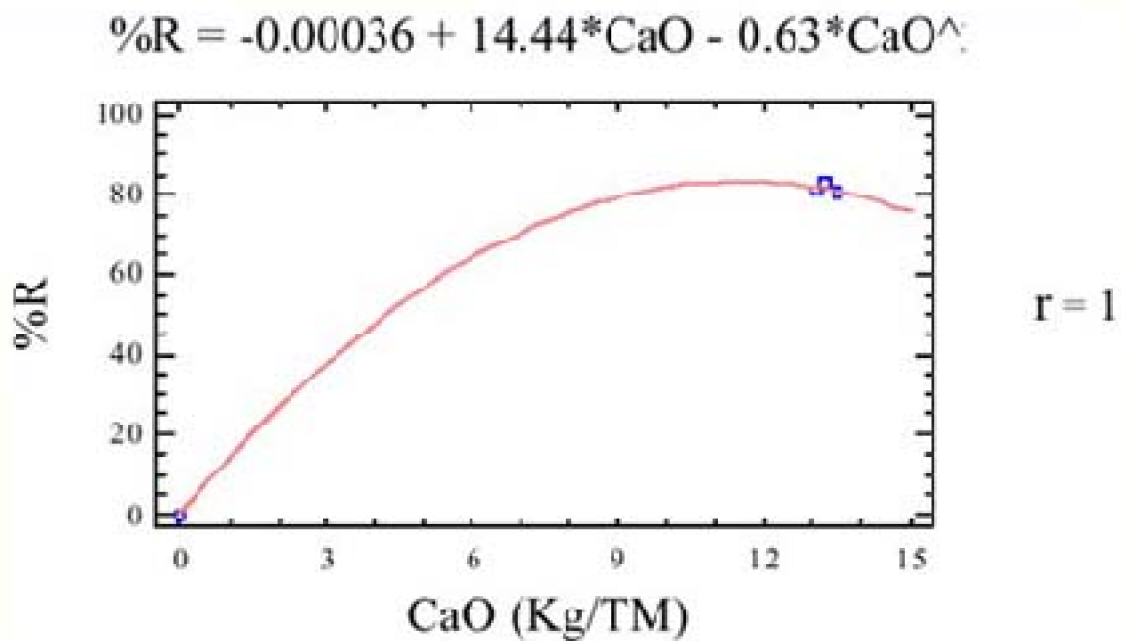


Figura 15. Consumo de Óxido de Cal en Proceso de Cianuración con Pre-Aireación con cambio de solución

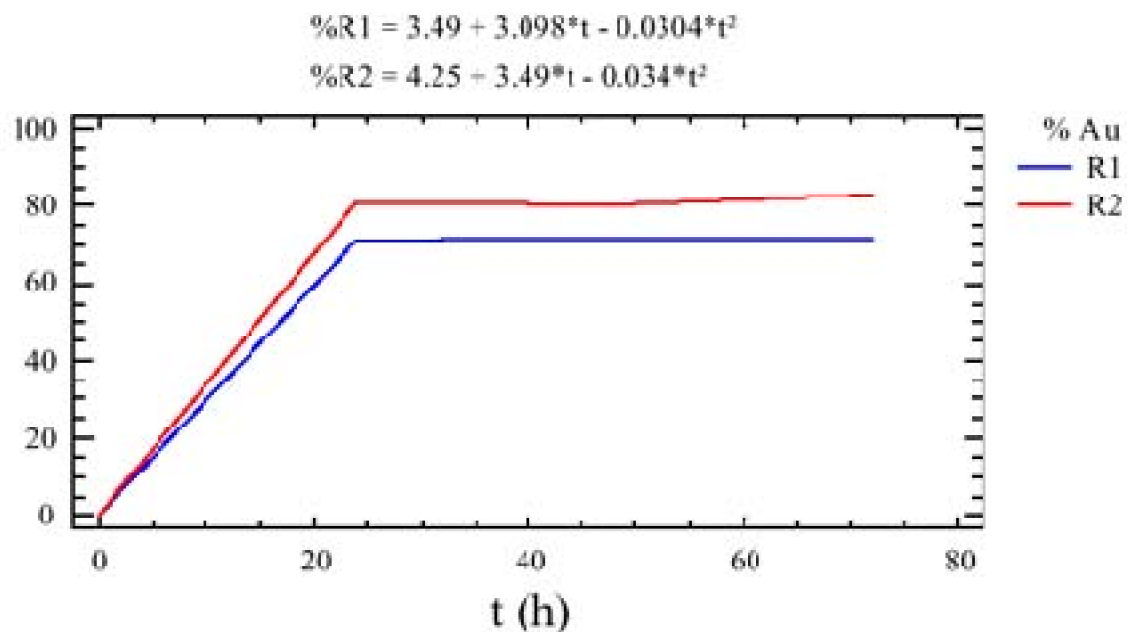


Figura 16. Grafica comparativa de Recuperación entre cianuración directa y cianuración con Pre-Aireación con intercambio de solución

Todas las plantas que desarrollan el proceso de cianuración por agitación, cianuran directamente después de la molienda, lo cual perjudica notablemente la recuperación de oro y el consumo de cianuro.

La propuesta de Pre-Aireación como etapa previa a la cianuración entre la remolienda y la cianuración, benefician directamente a la recuperación del material valioso y bajo consumo de cianuro.

En la Pre-Aireación tan solo se implementa un agitador, que esta relacionado con el tiempo de Pre- Aireación y el espesador para realizar el intercambio de solución a fin de eliminar compuestos cianógenos indeseables.

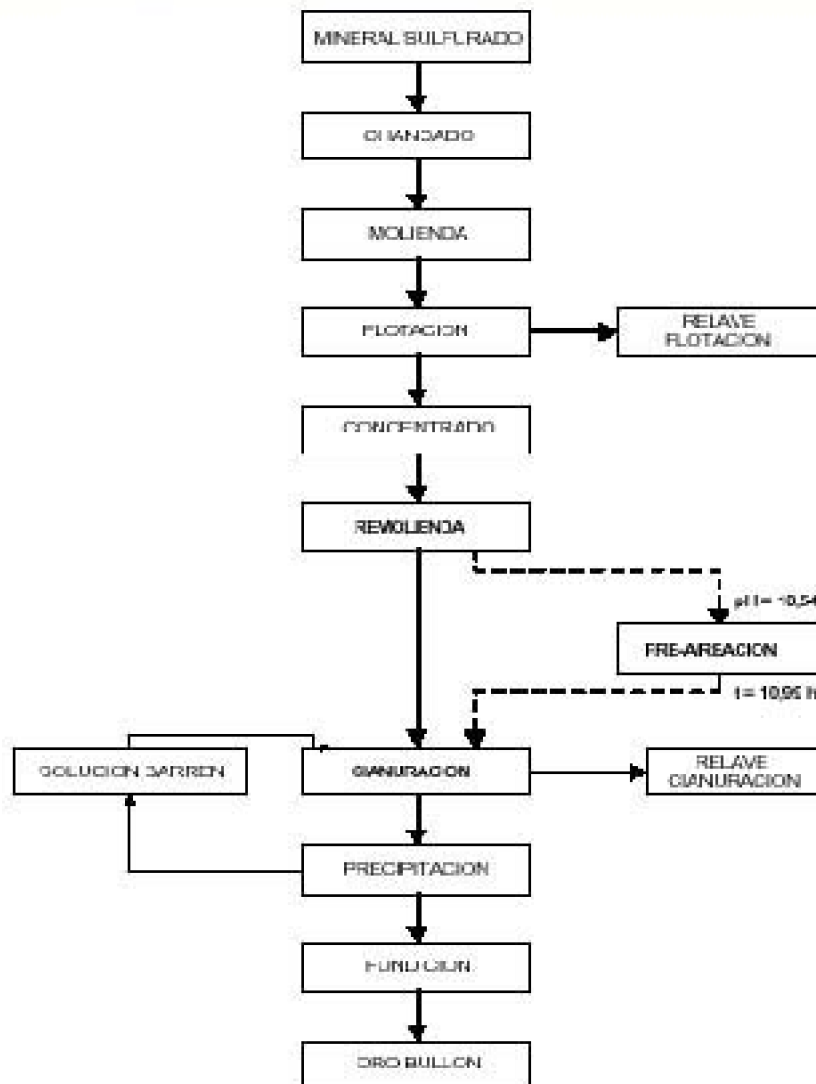


Figura 17. Flujograma Propuesto para Empresa Minera Calpa S.A. del Proceso de Pre-Aireación, para lixiviación de Concentrado Aurífero Piritico

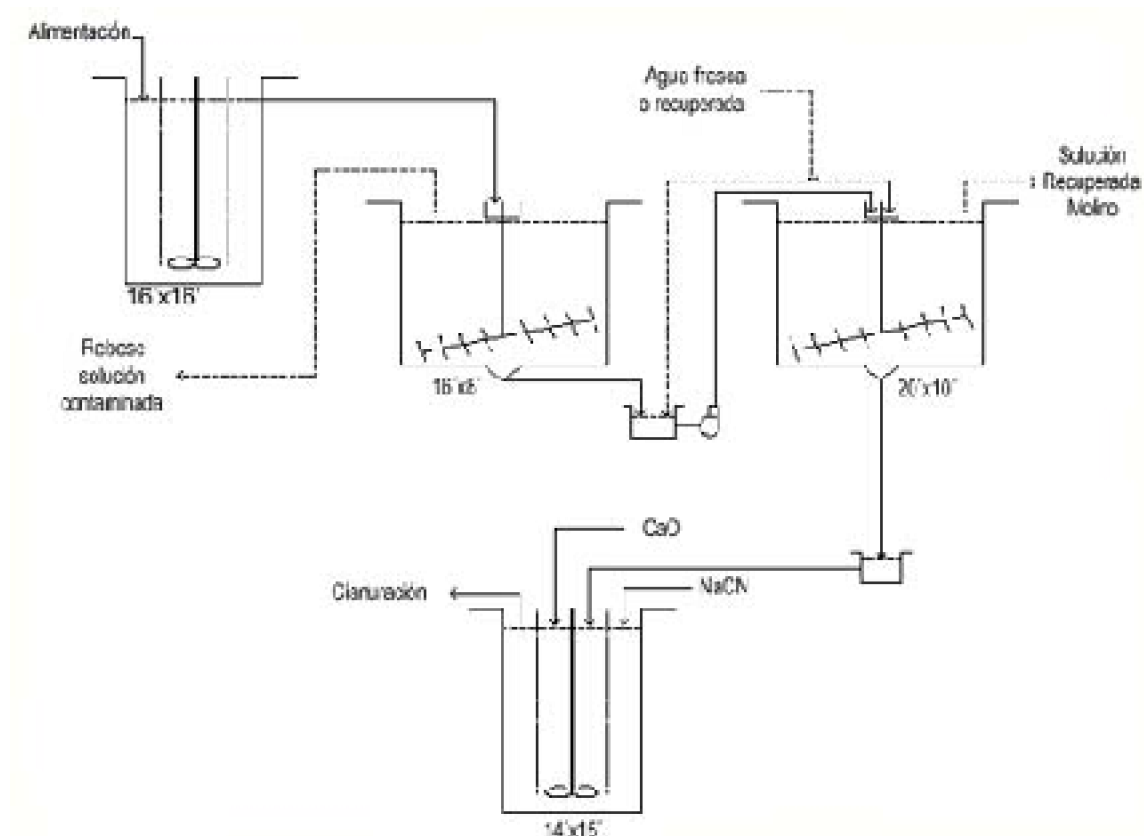


Figura 18. Flow Sheet de la Pre-Aireación Planta de Cianuración

CAPÍTULO VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Como principales conclusiones del presente trabajo de investigación, se puede indicar lo siguiente:

Técnicamente se demuestra que la Pre-Aireación como etapa previa en el proceso de cianuración, disminuye el consumo de cianuro en 55 % e incrementa la extracción de oro en 10,57 % del concentrado sulfurado.

En el Anexo VI se detalla el modelamiento del proceso de cianuración para fracciones reaccionadas, sin Pre-aireación y con Pre-aireación. Donde se concluye que la velocidad de disolución se incrementa en un 25.37%.

La aplicación de la Pre-Aireación en el ámbito industrial beneficiaría en la reducción de costos y en disminuir la contaminación ambiental, ya que la aireación oxida un buen porcentaje del concentrado sulfurado pirítico, generando materiales solubles que son fácilmente evacuados, que significa un alto consumo innecesario del cianuro.

El Modelo Matemático obtenido es:

4.

$$Y = -96,727 + 0,0629*t + 34,36*pH - 0,166*t^2 + 0,3535*t*pH - 1,82*pH^2$$

Donde se observa que el parámetro principal de la Pre-Aireación es el pH (X_1), seguido del Tiempo (X_2) y también se tiene la interacción entre ambas variables.

Las variables influentes del proceso de Pre-Aireación son el pH y tiempo, los cuales 1. influyen posteriormente en la reducción del consumo de cianuro y en la mejora de la recuperación del oro.

Los parámetros optimizados en el presente estudio del concentrado de oro pirítico de 2. la Empresa Minera Calpa S.A, es una base sólida para el inicio de otras operaciones que tengan una mineralización similar.

La recuperación de oro en 83,97% según el Modelo Matemático, por el proceso de 3. cianuración, se ha logrado bajo las siguientes condiciones operacionales.

Tiempo de Pre-Aireación (h)	10,98
pH de Pre-Aireación	10,53
Consumo de NaCN (Kg/TM)	1,18
Granulometría del concentrado	75% - 200 malla
Consumo de cal (Kg/TM)	13,24
Concentrado de oxígeno (mg/l)	5,0

La Pre-Aireación es un proceso hidrometalúrgico simple y económico, que se puede 1. introducir en el mismo circuito de cianuración, después de la remolienda. Dependiendo de las características de cada planta.

RECOMENDACIONES

1. En las posteriores investigaciones se recomienda, utilizar agentes oxidantes en el 1. proceso de Pre-Aireación como: peróxido de hidrógeno, peróxido de calcio e Hidróxido de amonio.
2. Desarrollar pruebas con otro tipo de concentrados, en base a los resultados 2. obtenidos en el presente estudio.
3. El presente trabajo también puede ser aplicado a minerales sulfurados, los cuales 3. tienen que ser estudiados en función de la influencia de las variables en estudio de la presente tesis.
4. Se recomienda realizar el estudio de la solución evacuada producto de la 4. Pre-Aireación y el tratamiento respectivo, a fin de retornar la solución al circuito.

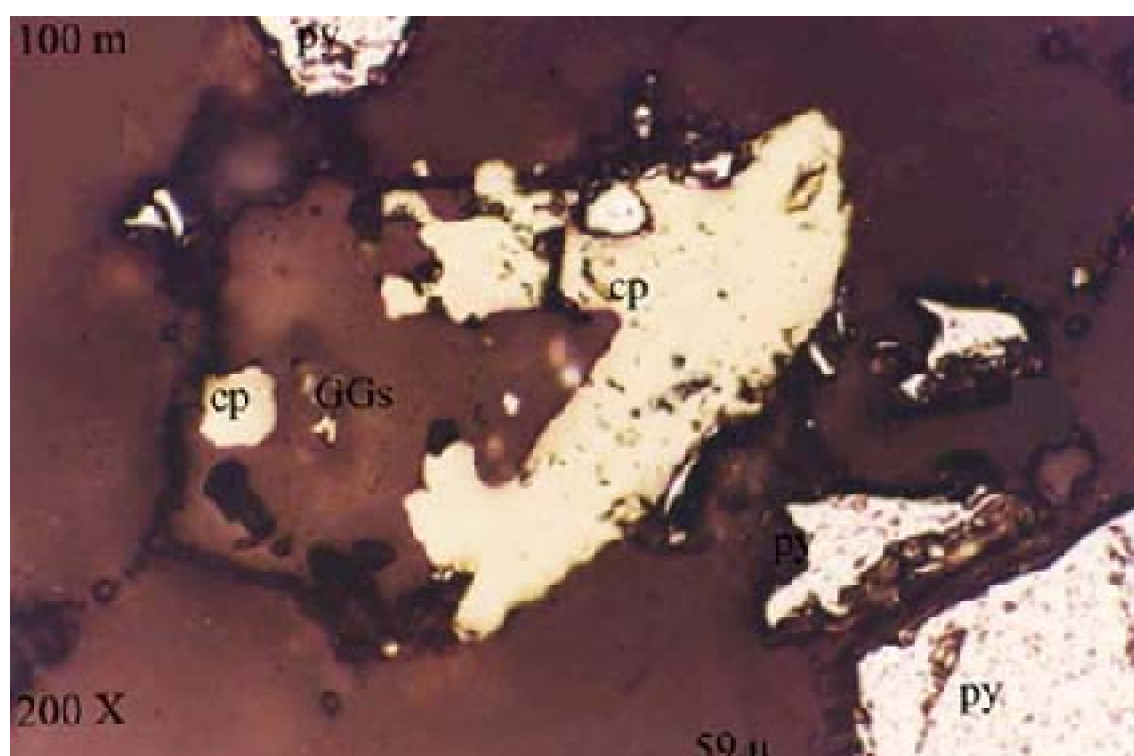
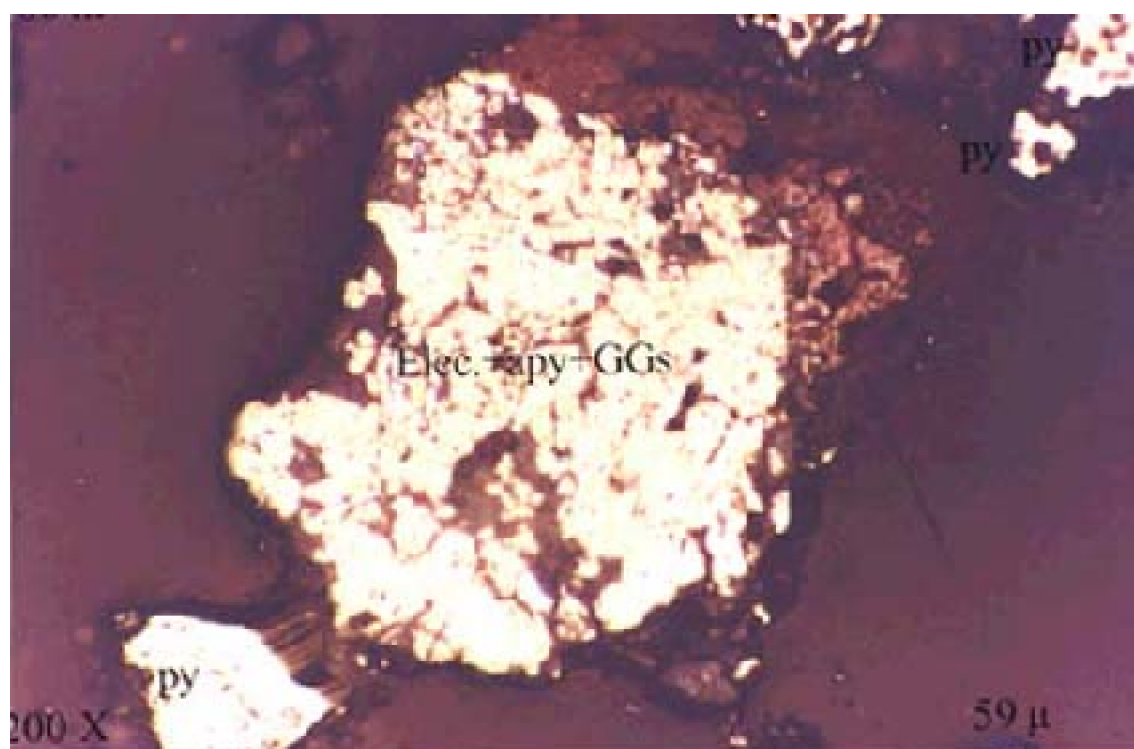
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

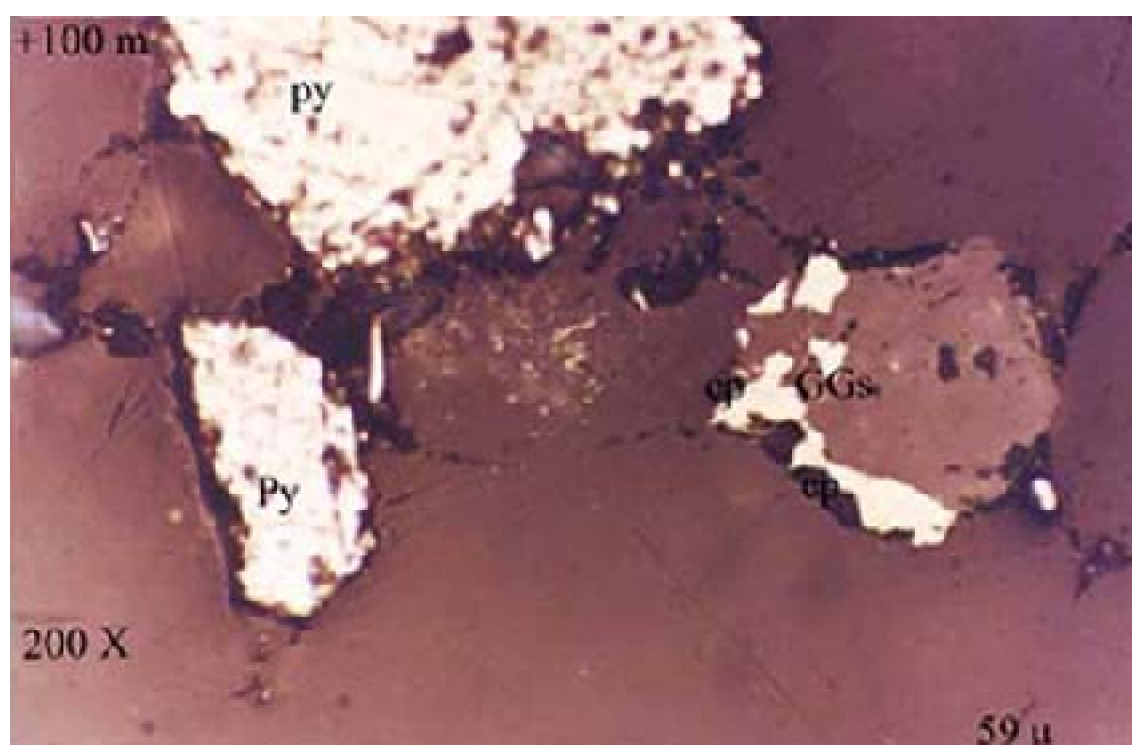
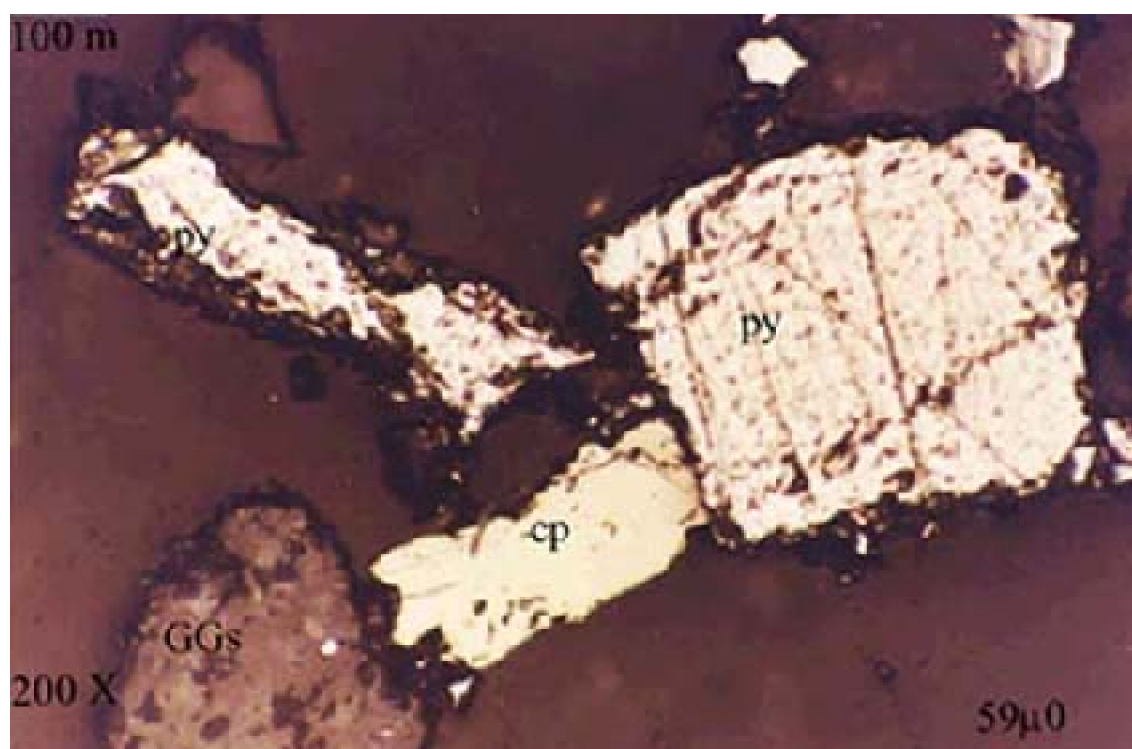
- Barrios G., Importancia del Control de Molienda en Minerales Auríferos. Taller de Metalurgia Extractiva. Tepsup. Lima, 1992.
- Barsky, G; Swaison, S.J. y Easley, N. "Dissolution of gold and silver in cyanide solutions". Tras. Am. Inst. Min.- Metal. Engrs. 112: 660 – 667, 1935.
- Canchaya S. y Cardoso M., III Congreso Nacional de Geología, Lima, 1978
- Canepa C., La mineralogía del oro y su significación en Metalurgia. Taller de Metalurgia Extractiva de minerales Auríferos. Tepsup. Lima, 1992.
- Canseco D.E., Metalurgia del oro y la plata. Editorial UNI, Lima – Perú, 1978. pp 44 – 147
- CESGA, Servicios Geológicos – Ambientales, 2002.
- Comité Aurífero – Sociedad Nacional de Minería y Petróleo. Curso: Metalurgia y Cianuración, Lima – Perú.
- Curso Internacional del Oro. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima – Perú , 2000.
- Dorr, J.V.N, and Bosqui F.L., Cyanidation and concentration of Gold and Silver Ores, 1950.
- Demopoulus G.P. Mineralogical and Technological Aspects of Gold Extraction from Refractory Ores, Proc 2o Colloquia sur l'Or, CRM, 1987, p 273-326
- Gardiner R.L., 1933. Trans. Am. Inst. Min. Engrs, 42 :251

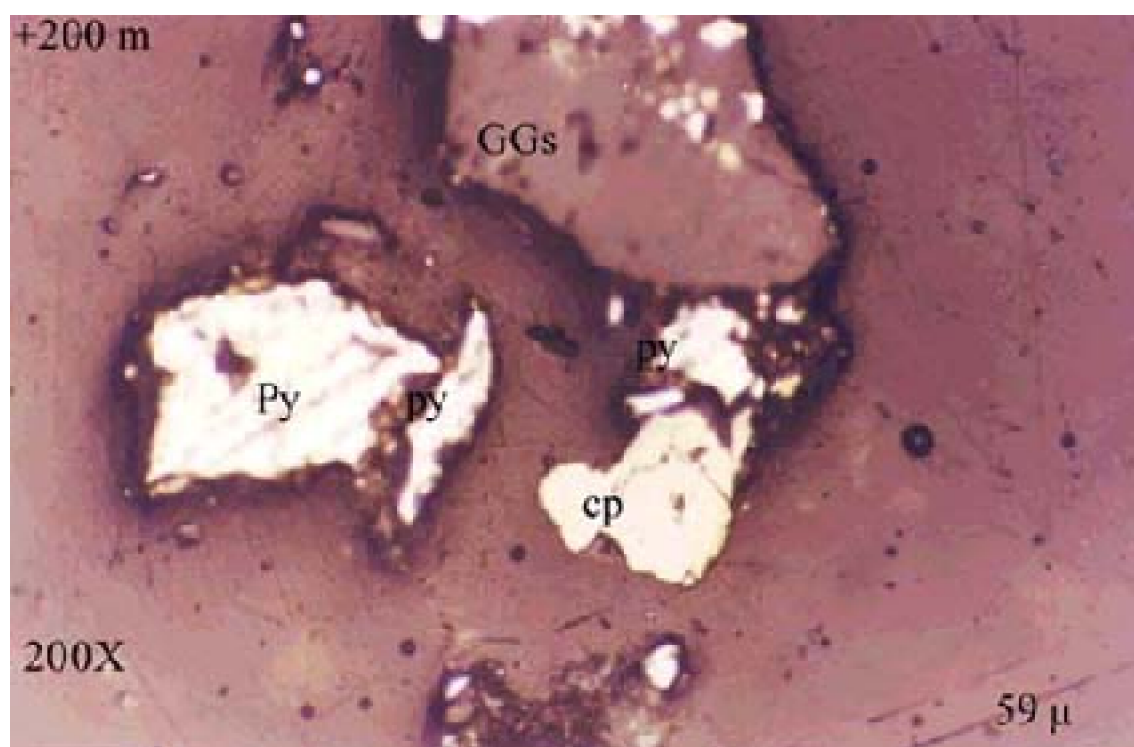
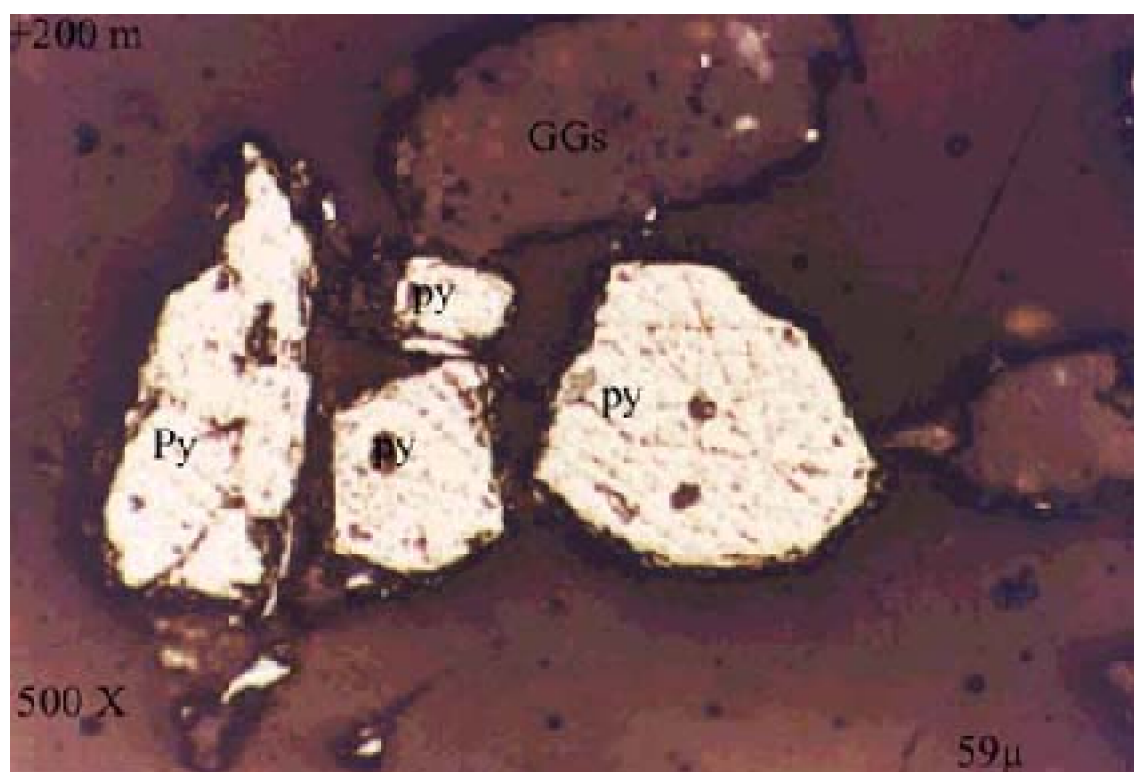
- II Symposium Nacional de Ingeniería Metalúrgica. Trabajos Técnicos. Centro Cívico. Lima – Perú , 1983.
- JHA, M.C. Recovery of Gold and Silver from Cyanide Solutions: a Comparaty Study of Various Processes. First International Sym Sium of precious Metal Recovery. Reno – Nevada , 1984.
- Lemmon, R.J. 1933. Discussion by French , J.H. and Jones, H. Reduction Works practice at Morro Velho, Brazil. Trans. Inst. Min. Met, 42 :247 – 251.
- Macassi, J. Y Rivas, E. Nueva técnica hidrometalúrgica,, para mejorar la extracción de oro en materiales piríticos. I Simposio Internacional de Metalurgia. Tepsup- Lima, 1989.
- Misari CH, F. Metalurgia del oro, Vol. II, centros de estudios y promoción en ciencias de la tierra. CEPECT, Lima- Perú, 1994.
- Mundo Minero, La Microscopia Electrónica en la Busqueda de Minerales Portadores de Oro, 2002, Edición 211-15 Julio, pag. 38-39.
- Nagy, I, Mrkusic, P. y Mcculloch, H.W. “Chemical Treatment of Refractory Gold Ores”. National Institute for Metallurgy, Ran burg – South Africa . 124,1966.
- Palacios C.S., Diseño Experimental (Análisis e Interpretación), Editorial Educación y Cultura, Cochabamba – Bolivia, 1998.
- Palacios C.S., Workshop Práctico del Oro, Editorial Educación y Cultura, Cochabamba – Bolivia, 1999.
- Pérez, L., Molienda Factor Decisivo en la Recuperación de Oro, V Convención Regional de Ingenieros de Minas, 1995.
- Ponciano, F.J., Tratamiento de materiales refractarios conteniendo metales preciosos por métodos convencionales y no convencionales. I Symposium Internacional de Metalurgia. Tepsup. Lima, 1989.
- Ralston, O.C. et al, Reducing and oxing agents and lime consumption inflation pulp. Trans , Am .Inst. Min. 1930, Engrs,87 : 369 – 383.
- Sobral S., L. G. Curso: Tecnología actual de los procesos de recuperación de oro y plata, U.I.S. Colombia, Septiembre 1994.
- Tremolada, J. Optimización del Proceso de Recuperación de Oro por Cianuración Mediante Variantes Hidrometalúrgicas en el Tratamiento de Concentrados Piritosos Refractarios. II Symposium de Geología ,Minas y Metalurgia del oro. Lima – Perú, 1993.
- V Symposium Nacional de Minería Aurífera. Trabajos Técnicos. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima – Perú, 1999.
- Villanueva, R.; Alvarado, H. y Vitteri, J., Informes de los Estudios Realizados en la Planta de Cianuración Mina Calpa, 1988.

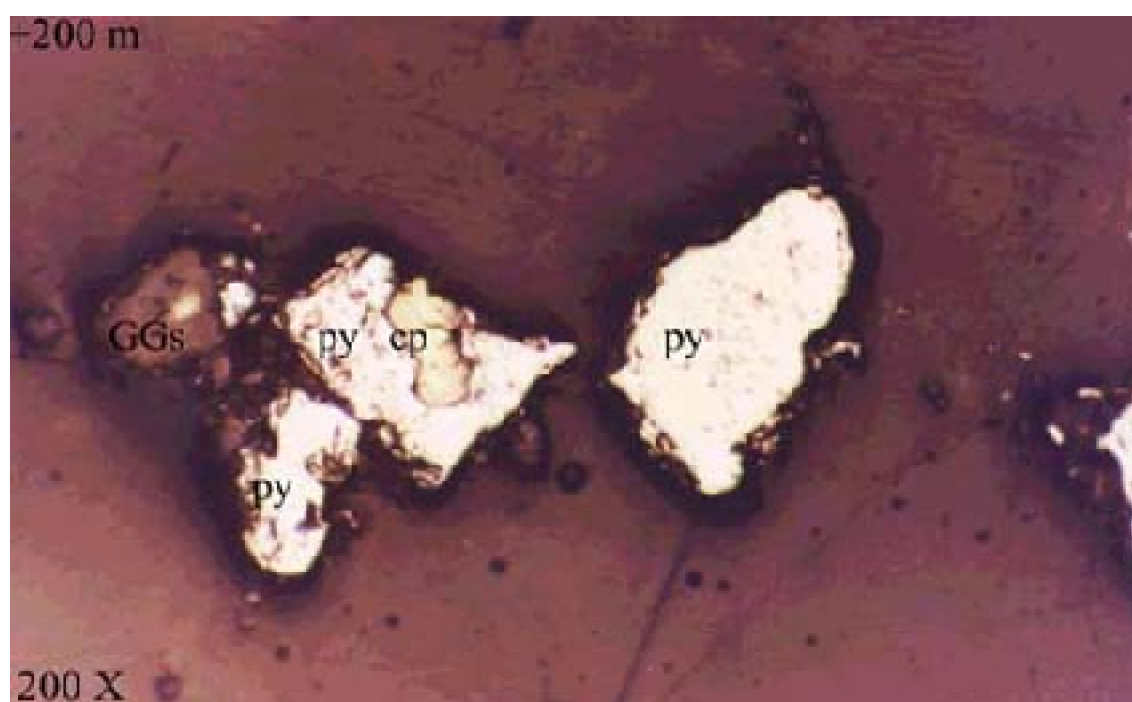
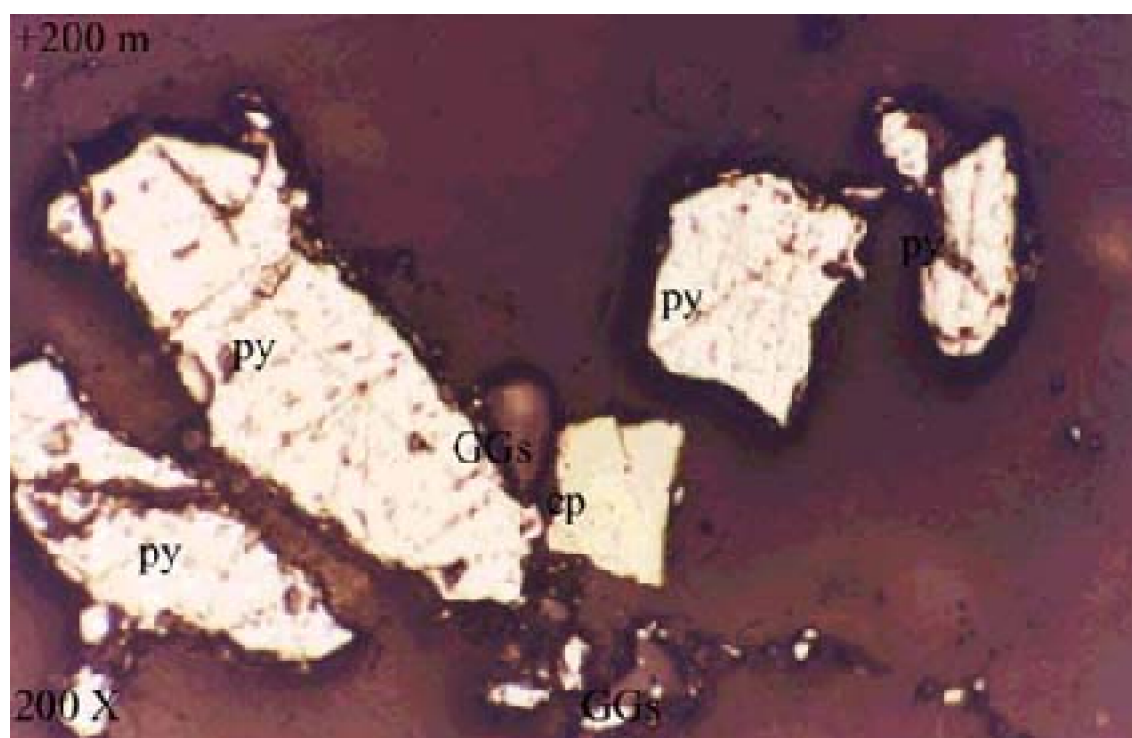
ANEXOS

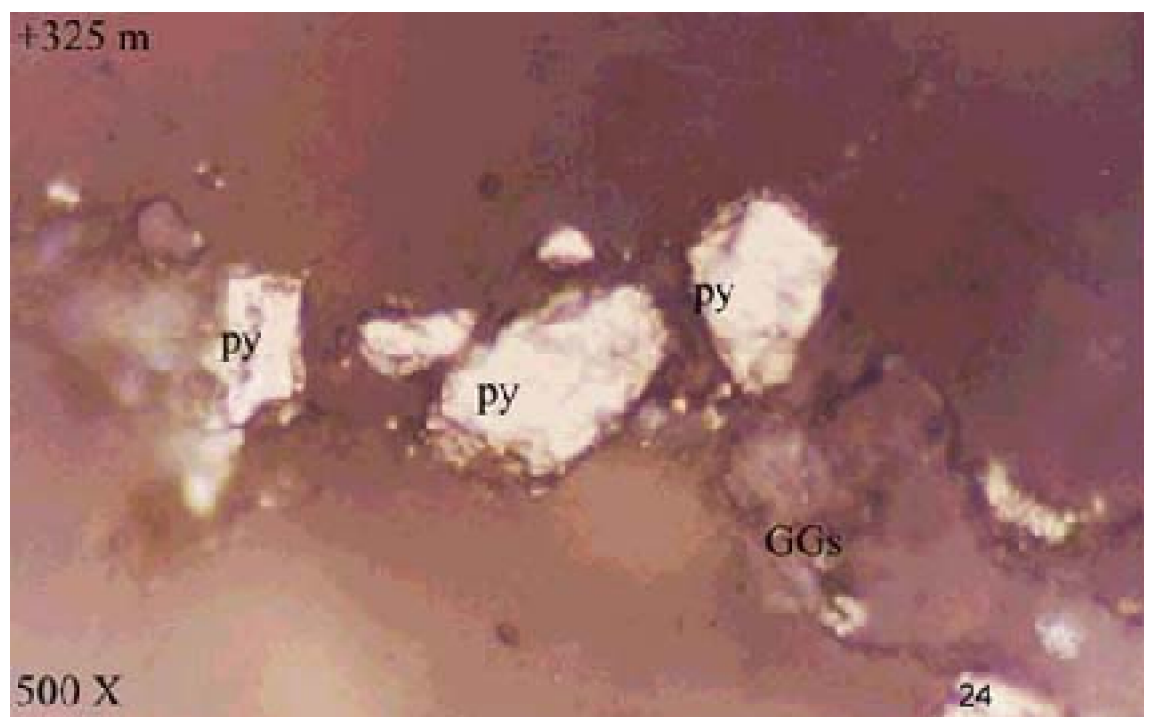
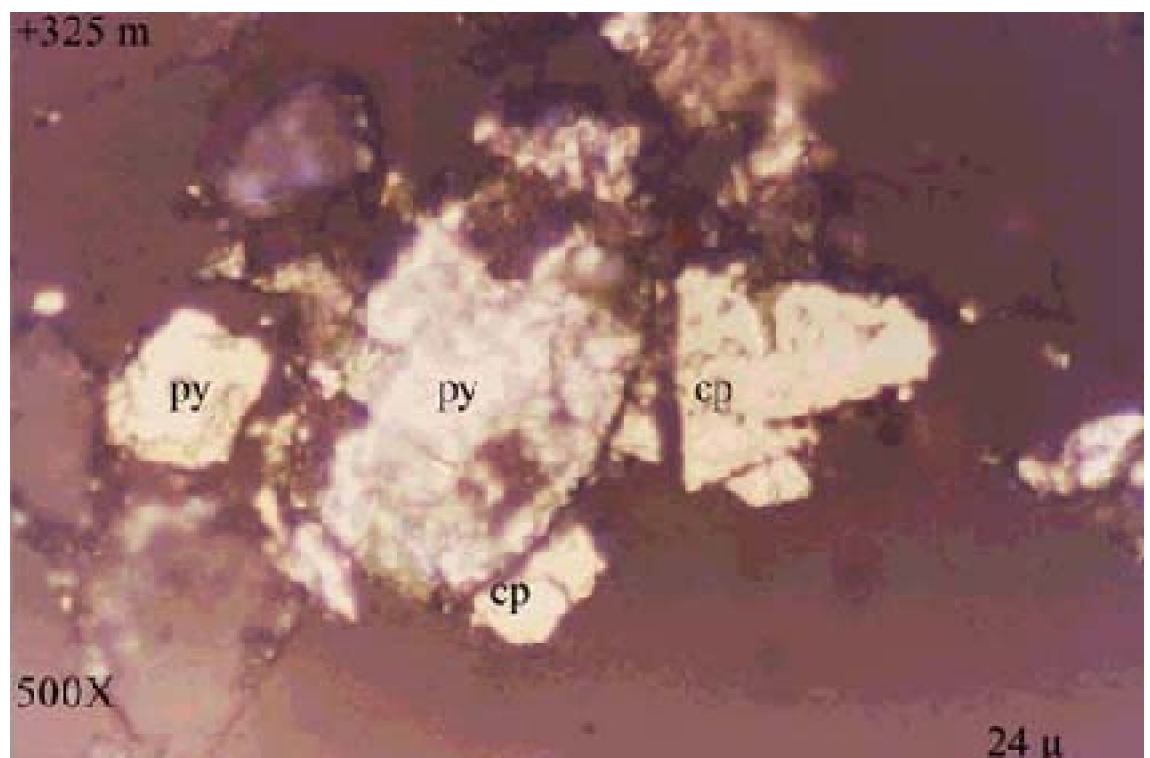
ANEXO I

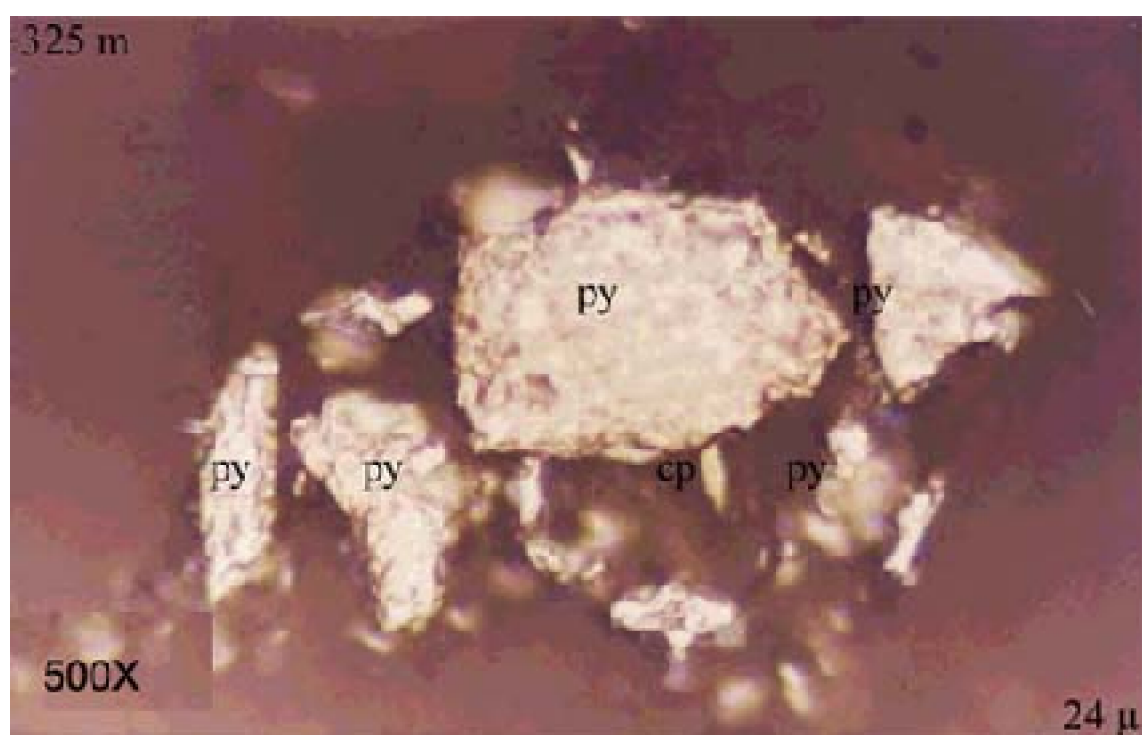
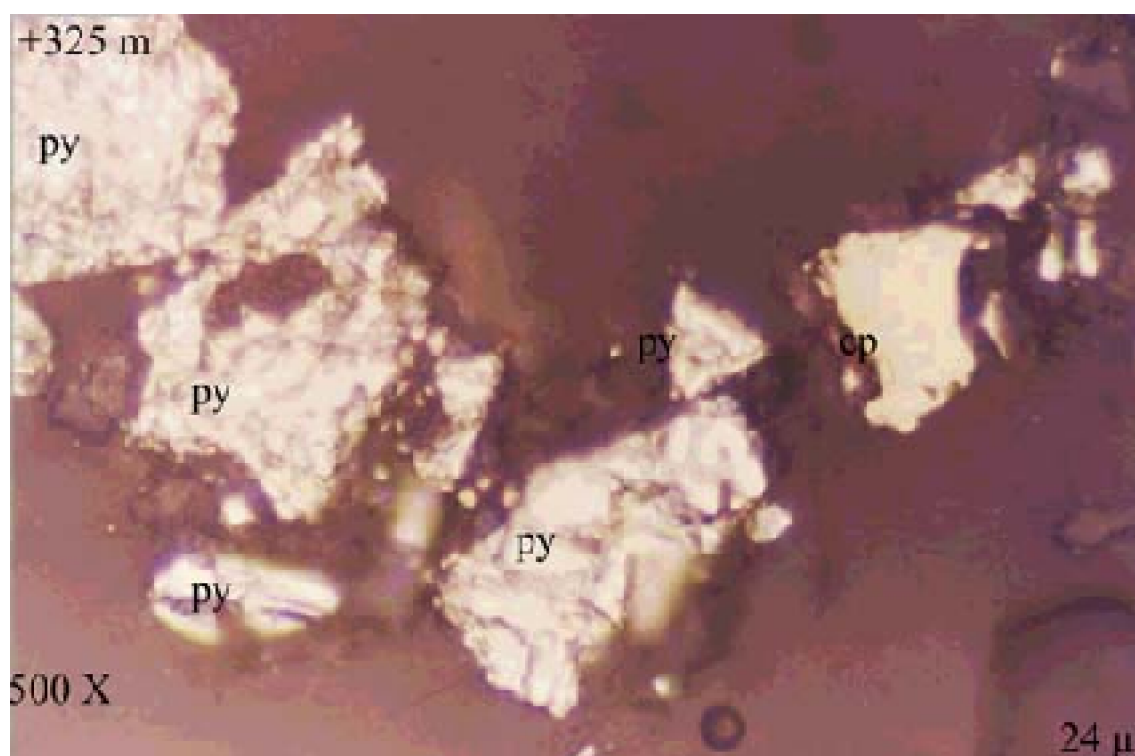


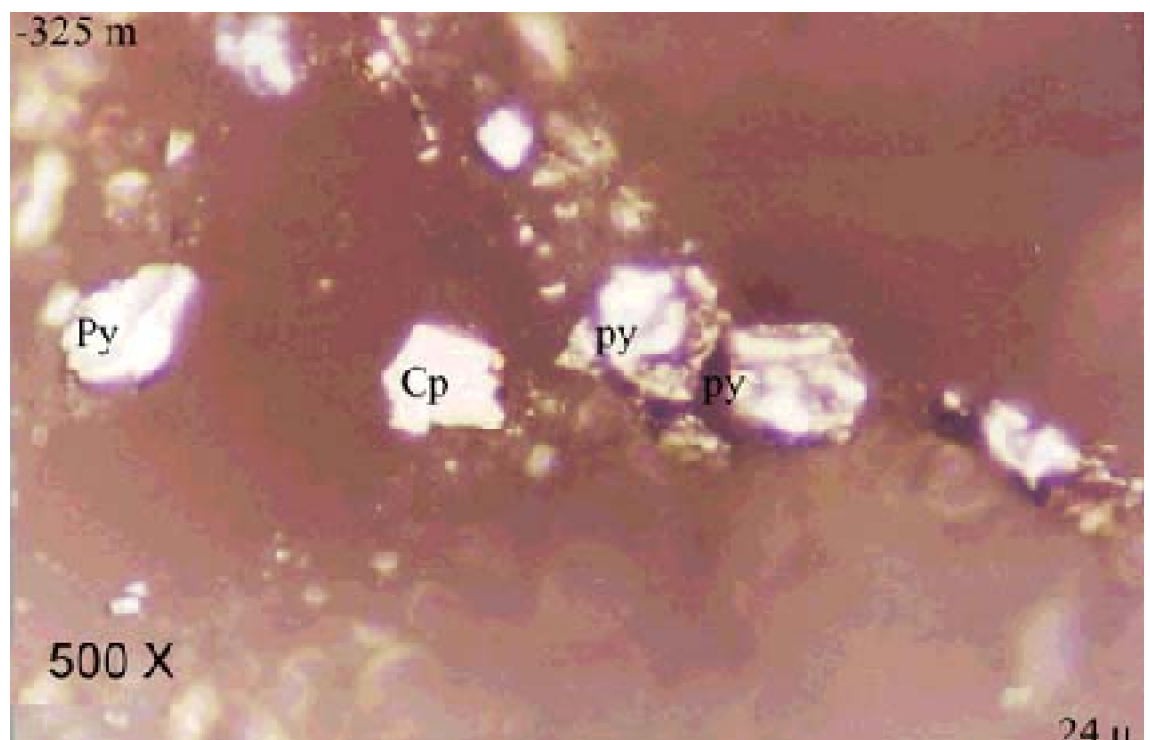
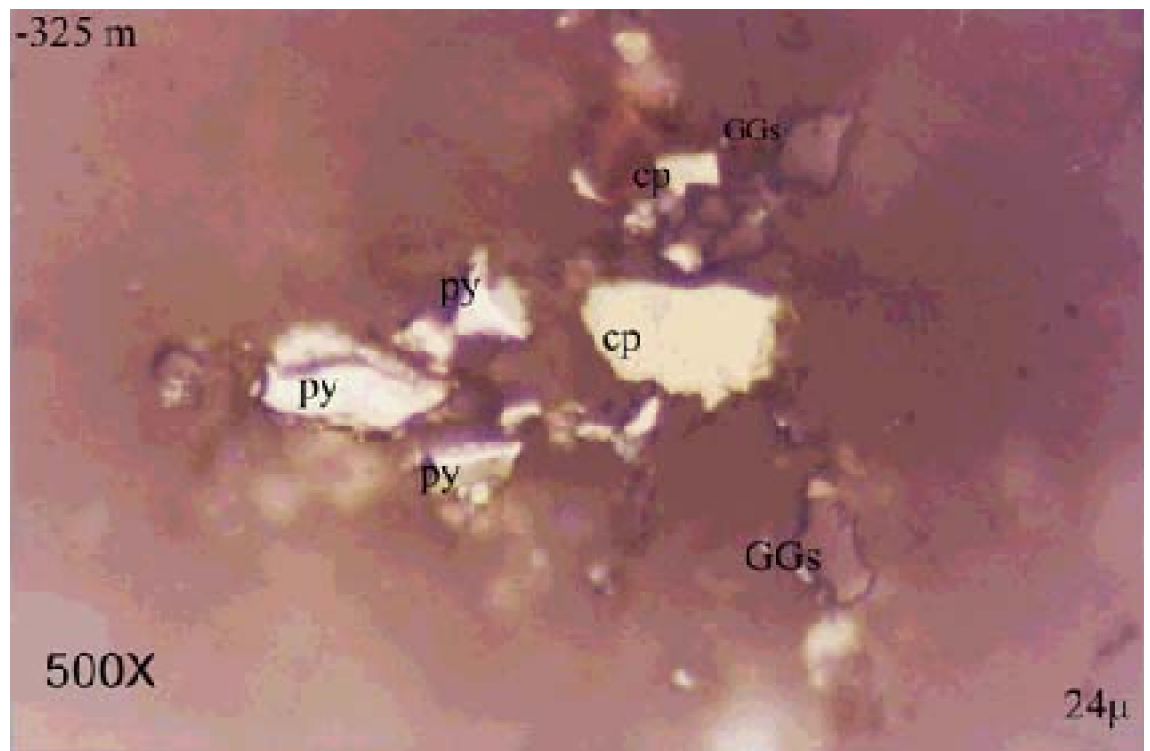


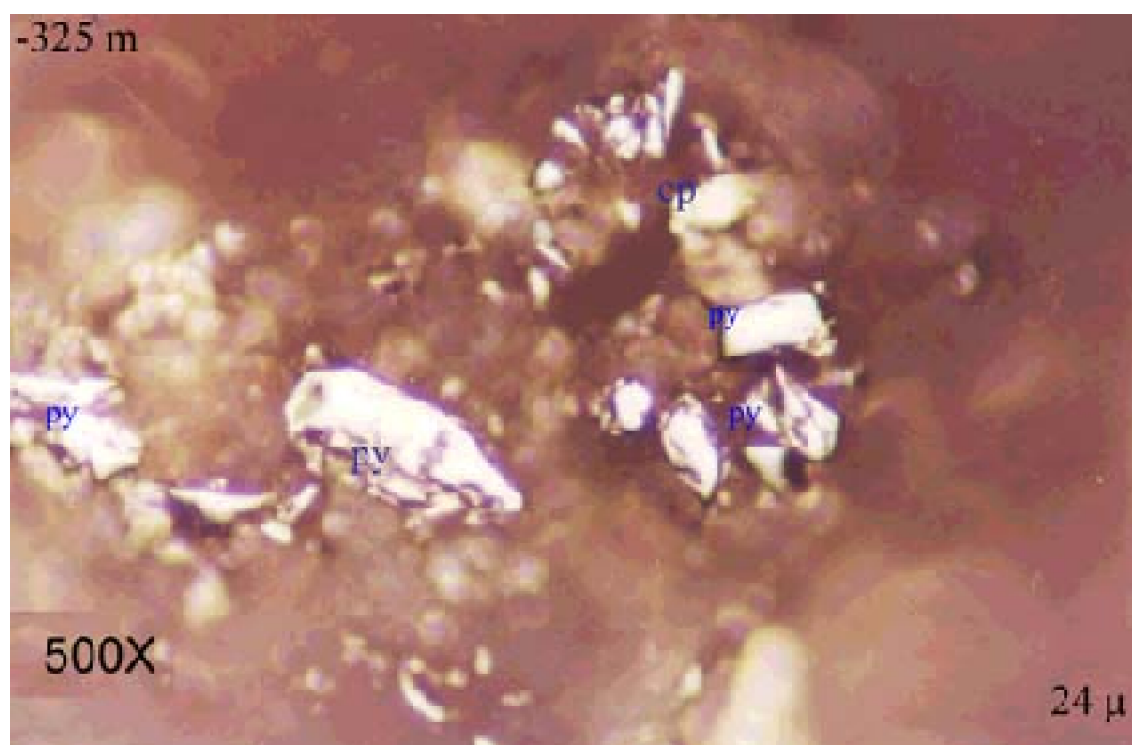




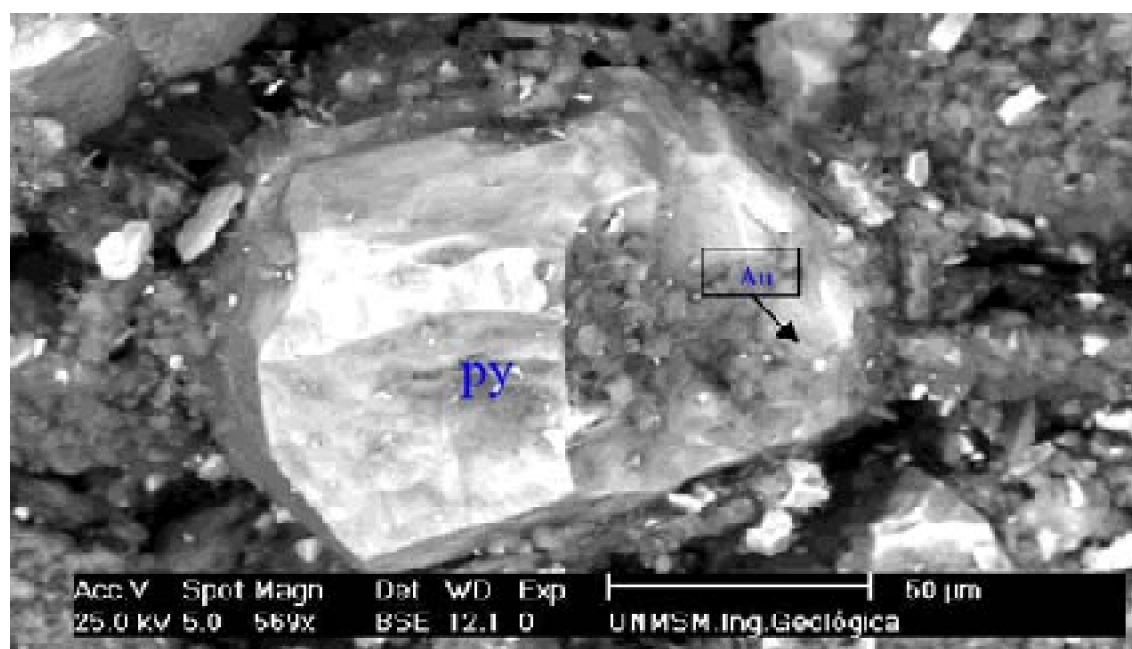


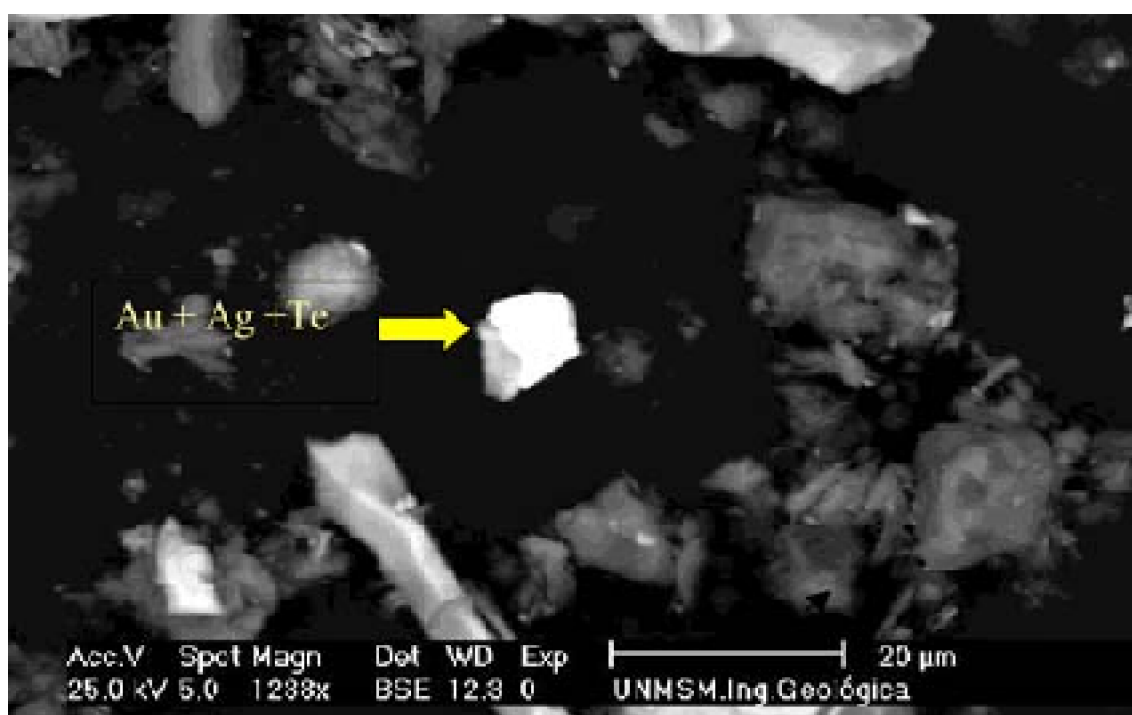
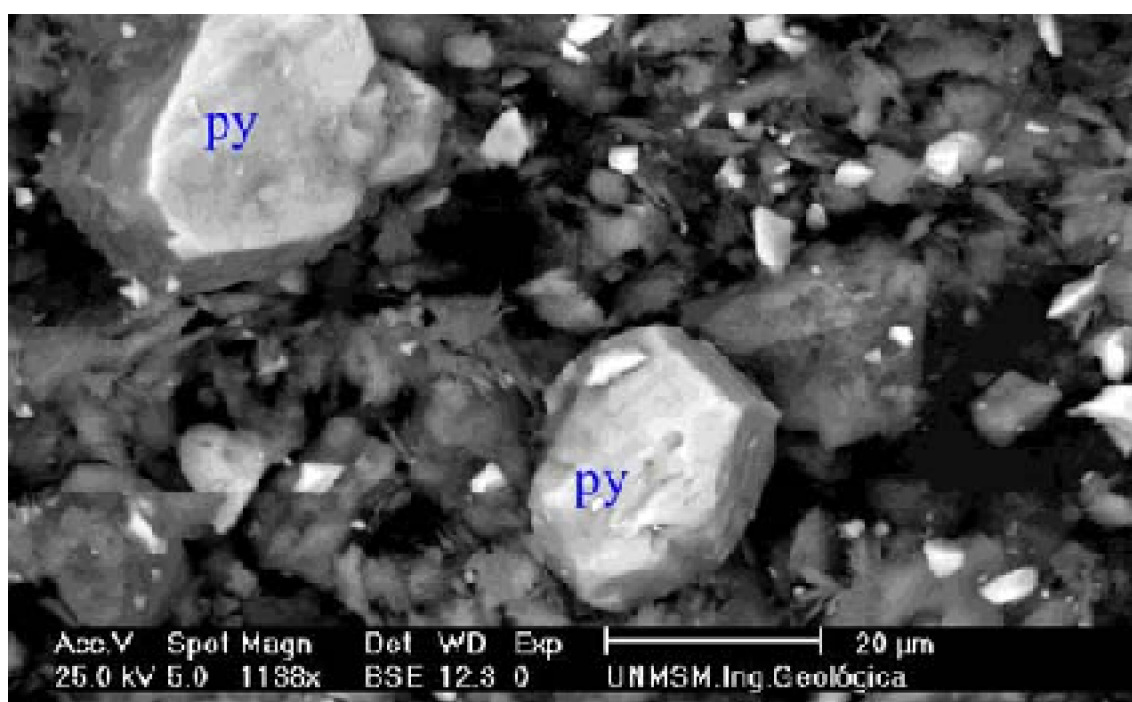


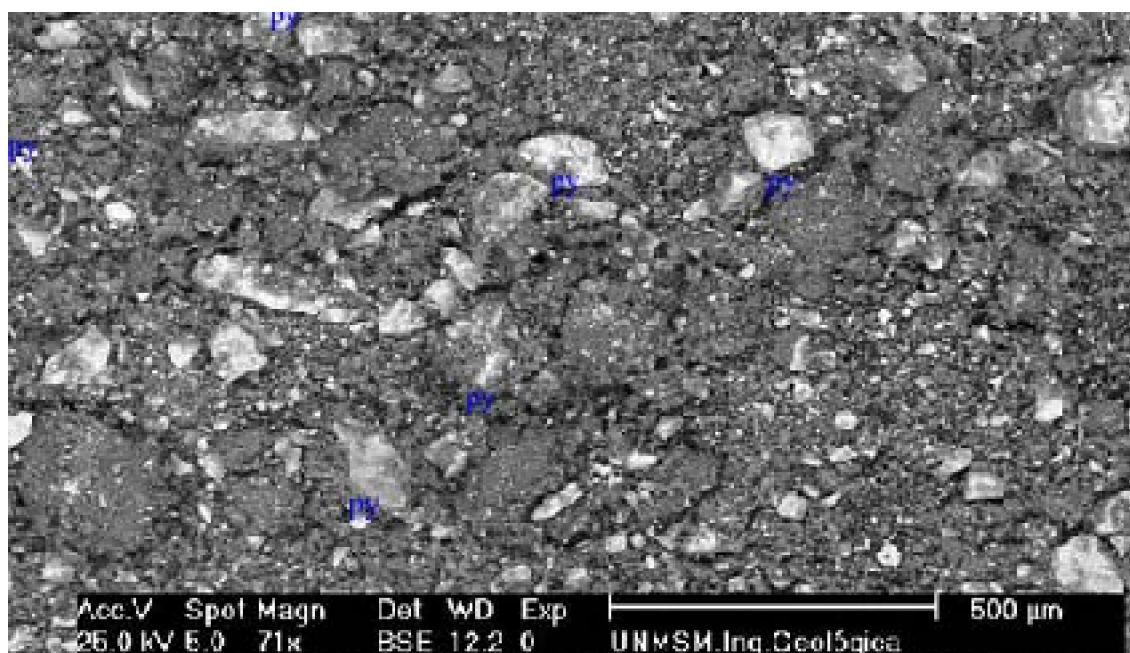


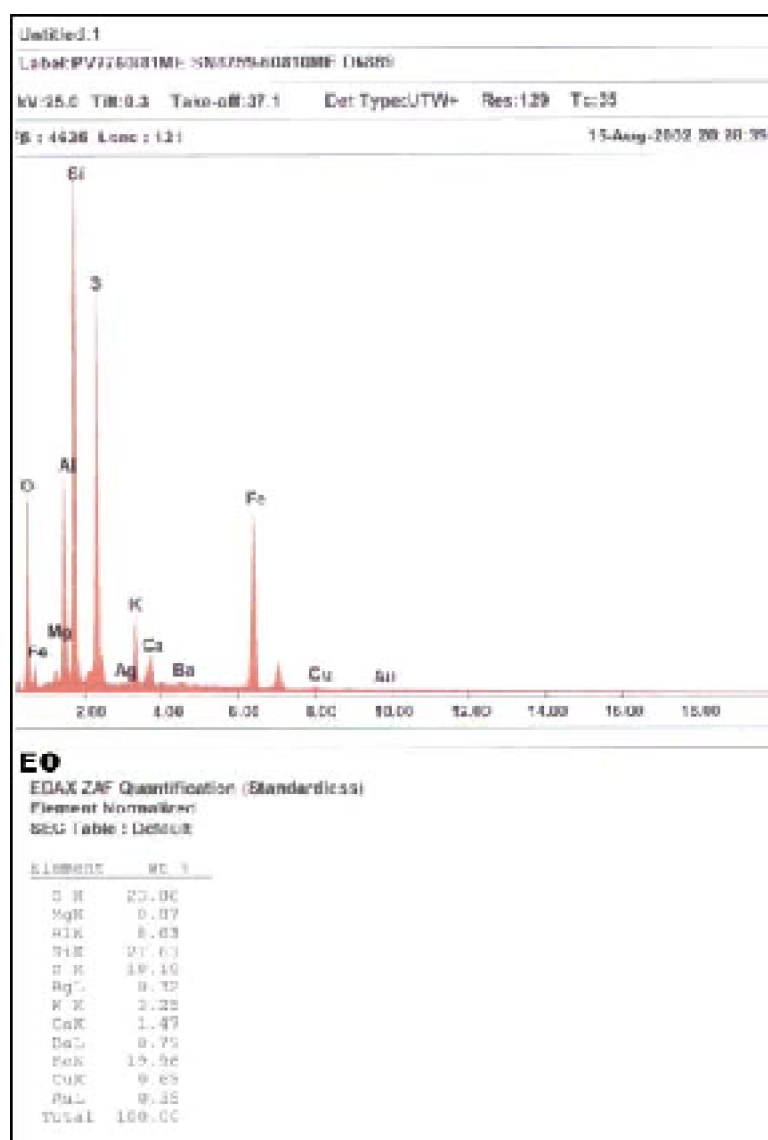


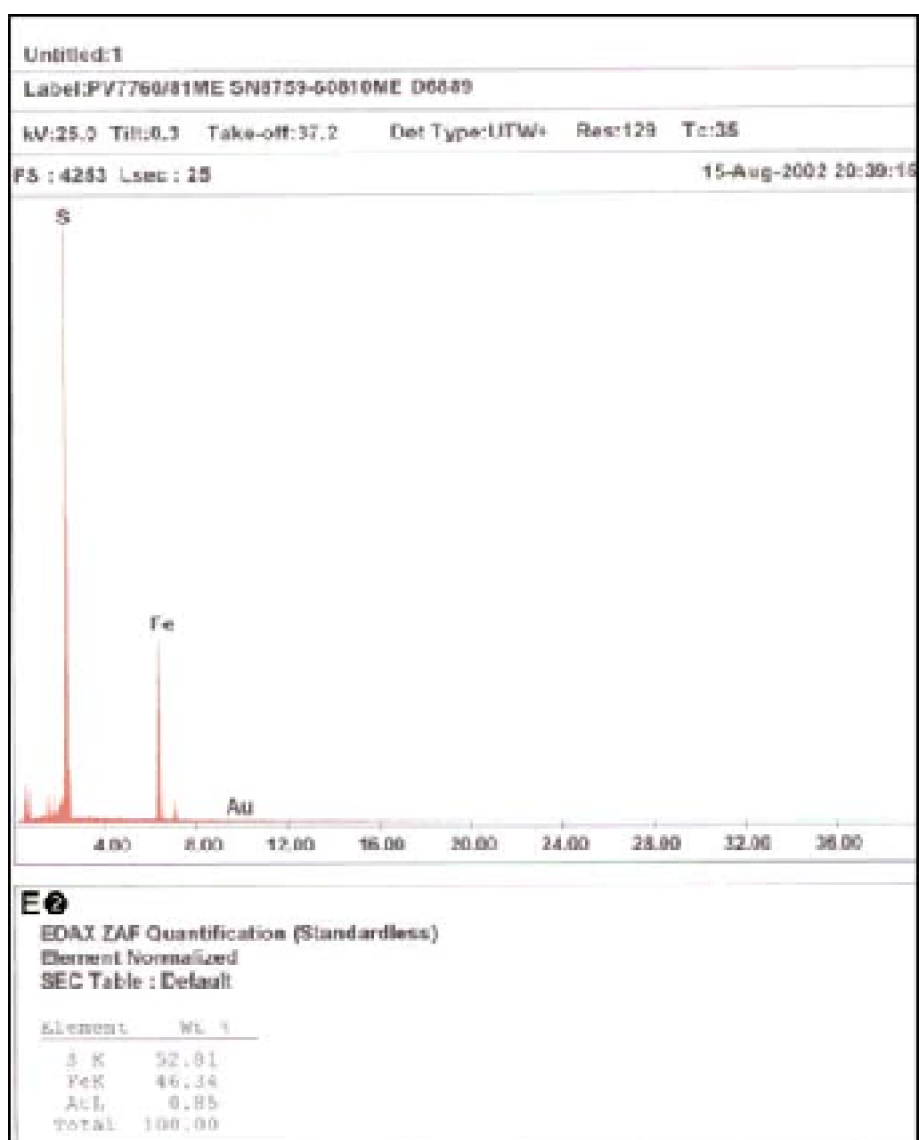
ANEXO II

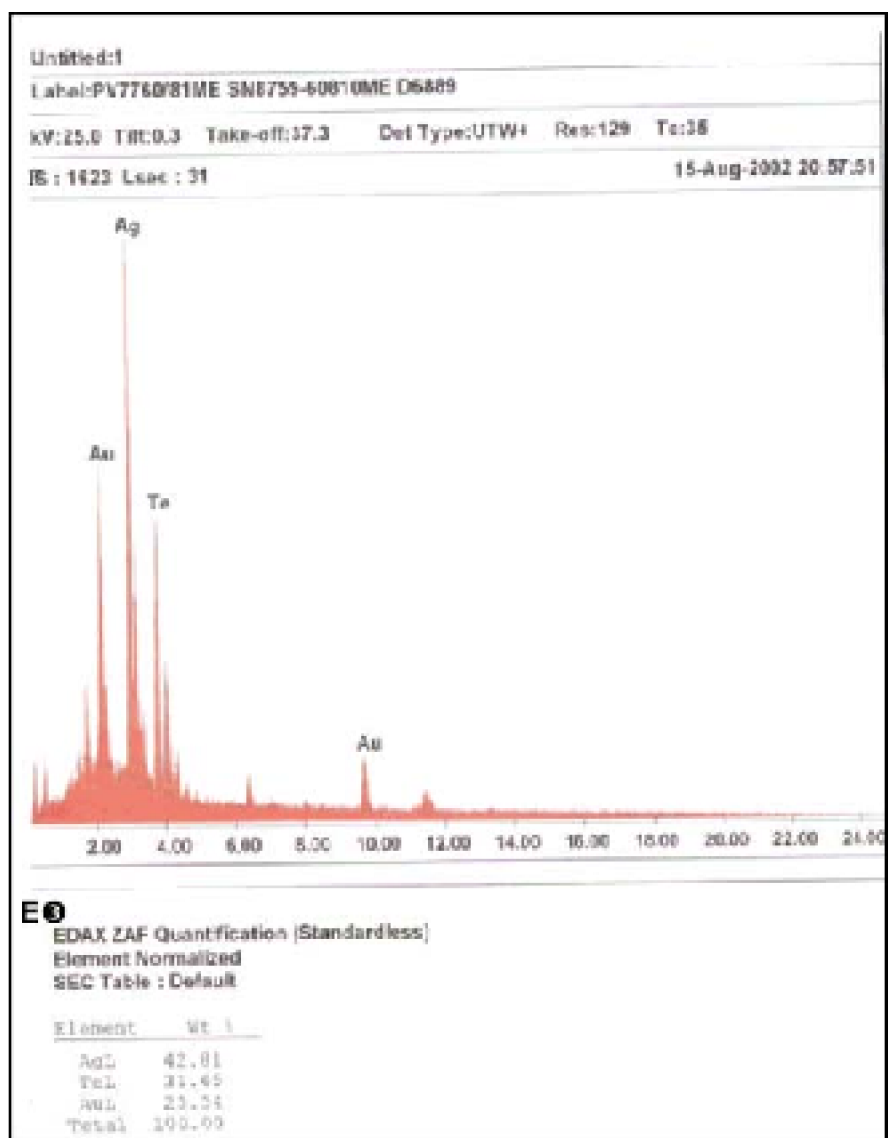












ANEXO III

Tabla 1. VOLÚMENES Y GRADOS DE LIBERACIÓN DE LOS MINERALES OBSERVADOS Muestra : MALLA +100

MINERALES			CALCOPIRITA		ELECTRUM		ARSENOPIRITA		PIRITA		RUTILO
			N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N
Total de Partículas Libres	1960.0		70		0		0		1060		0
% Volumen Partículas libres		75.68		2.70		0.00		0.00		40.93	
TOT.PARTICULAS ENTRELAZADAS	NÚMERO PARTICULAS	VOLUMEN PORCENTUAL	CALCOPIRITA	ELECTRUM	ARSENOPIRITA	PIRITA	RUTILO				
cp-py	30	1.16	9.00	0.35					21.00	0.81	
cp-GGs	20	0.77	6.00	0.23							
py-GGs	540	20.85							113.00	4.36	
py-rt	10	0.39							9.00	0.35	1.00
cp-py-GGs	10	0.39	4.00	0.15					1.00	0.04	
el-apy-GGs	10	0.39			6.00	0.23	1.00	0.04			
py-rt-GGs	10	0.39							5.00	0.19	2.00
TOTAL ENTREL.	630	24.32	19.00	0.73	6.00	0.23	1.00	0.04	####	5.75	3.00
TOT.LIB+ENLZ	2590	100.00	89.00		6.00		1.00		####		3.00
TOT.VOL.PORCENTUAL		100.00		3.44		0.23		0.04		46.68	
GRADOS DE LIB.PORCENTUAL			78.65		0.00		0.00		87.68		0.00
Símbolos :	N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas.										
	%V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.										

Tabla 2. TIPOS GEOMÉTRICOS DE ENTRELAZAMIENTOS DE LOS MINERALES Y SUS POSIBILIDADES DE LIBERACIÓN COMPLETA. Muestra No.: MALLA + 100

MODELO DE LA PRE-AIREACIÓN EN CONCENTRADOS DE ORO PIRITICO, PARA LA OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE CIANURACIÓN “Utilizando el Programa Estadístico

MINERALES	TIPO	NUM.	DIST.	POSIBILIDADES DE LIBERACIÓN
ENTRELAZADOS	ENTR.	PART.	PORC.	COMPLETA
cp-py	1aI	20	3.17	Fácil
	1bIV	10	1.59	Moderadamente fácil
cp-GGs	1aI	10	1.59	Fácil
	1bII	10	1.59	Moderadamente fácil
py-GGs	1aI	110	17.46	Fácil
	1aII	10	1.59	Fácil
	1bII	140	22.22	Moderadamente fácil
	1dI	10	1.59	Imposible
	1dII	50	7.94	Imposible
	1eI	80	12.70	Muy difícil a imposible
	1eII	140	22.22	Muy difícil a imposible
py-rt	1eII	10	1.59	Muy difícil a imposible
cp-py-GGs	1bII	10	1.59	Moderadamente fácil
el-apy-GGs	3dII	10	1.59	Imposible
py-rt-GGs	1dII	10	1.59	Imposible
T O T A L		630	100.00	

Tabla 1 : VOLÚMENES Y GRADOS DE LIBERACIÓN DE LOS MINERALES OBSERVADOS Muestra : MALLA +200

MINERALES			CALCOPIRITA		PIRITA	
			N	%V	N	%V
Total de Partículas Libres	4360.0		140		3410	
% Volumen Partículas libres		94.17		3.02		73.65
TOT.PARTÍCULAS	NÚMERO	VOLUMEN	CALCOPIRITA		PIRITA	
ENTRELAZADAS	PARTICUL.	PORCENTUAL	N	% V	N	%V
cp-py	10	0.22	7.00	0.15	3.00	0.06
cp-GGs	20	0.43	4.00	0.09		
py-rt	20	0.43			18.00	0.39
py-GGs	200	4.32			32.00	0.69
rt-GGs	20	0.43				
TOTAL ENTREL.	270	5.83	11.00	0.24	53.00	1.14
TOT.LIB+ENLZ	4630	100.00	151.00		3463.00	
TOT.VOL.PORCENTUAL		100.00		3.26		74.79
GRADOS DE LIB.PORCENTUAL			92.72		98.47	
Símbolos :	N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas.					
	%V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.					

Tabla 2. TIPOS GEOMÉTRICOS DE ENTRELAZAMIENTOS DE LOS MINERALES Y SUS POSIBILIDADES DE

LIBERACIÓN COMPLETA. Muestra No.: MALLA + 200

MINERALES	TIPO	NUM.	DIST.	POSIBILIDADES DE LIBERACION
ENTRELAZADOS	ENTR.	PART.	PORC.	COMPLETA
cp-py	1bIV	10	3.70	Moderadamente fácil
cp-GGs	1aI	10	3.70	Fácil
	3dII	10	3.70	Imposible
py-rt	1aI	10	3.70	Fácil
	1eII	10	3.70	Muy difícil a imposible
py-GGs	1aI	20	7.41	Fácil
	1bIV	20	7.41	Moderadamente fácil
	1dII	20	7.41	Imposible
	1eI	50	18.52	Muy difícil a imposible
	1eII	90	33.33	Muy difícil a imposible
rt-GGs	1dII	10	3.70	Imposible
	1eII	10	3.70	Muy difícil a imposible
TOTAL		270	100.00	

Tabla 1 : VOLÚMENES Y GRADOS DE LIBERACIÓN DE LOS MINERALES OBSERVADOS Muestra : MALLA +325

MINERALES			CALCOPIRITA		ESFALERITA		PIRROTITA		PIRITA		RUTILA
			N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N
Total de Partículas Libres	873.0		34		1		1		664		0
% Volumen Partículas libres		96.15		3.74		0.11		0.11		73.13	
TOT.PARTICULAS	NÚMERO	VOLUMEN	CALCOPIRITA		ESFALERITA		PIRROTITA		PIRITA		RUTILA
ENTRELAZADAS	PARTICULAS	PORCENTUAL	N	%V	N	%V	N	%V	N	%V	N
py-rt	5	0.55							4.00	0.44	1.00
py-GGs	30	3.30							4.50	0.50	
TOTAL ENTREL.	35	3.85	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	8.50	0.94	1.00
TOT.LIB+ENLZ	908	100.00	34.00		1.00		1.00		672.50		1.00
TOT.VOL.PORCENTUAL		100.00		3.74		0.11		0.11		74.06	
GRADOS DE LIB.PORCENTUAL			100.00		100.00		100.00		98.74		0.00
Símbolos :	N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas.										
	%V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.										

Tabla 2. TIPOS GEOMÉTRICOS DE ENTRELAZAMIENTOS DE LOS MINERALES Y SUS POSIBILIDADES DE LIBERACIÓN COMPLETA. Muestra No.: MALLA + 325

MODELO DE LA PRE-AIREACIÓN EN CONCENTRADOS DE ORO PIRITICO, PARA LA OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE CIANURACIÓN “Utilizando el Programa Estadístico

MINERALES	TIPO	NUM.	DIST.	POSIBILIDADES DE LIBERACION
ENTRELAZADOS	SETR.	PART.	PORC.	COMPLETA
py-rt	1bll	5	14.29	Moderadamente fácil
py-GGs	1al	5	14.29	Fácil
	1el	10	28.57	Muy difícil a imposible
	1ell	15	42.86	Muy difícil a imposible
TOTAL		35	100.00	

Muestra No.: MALLA - 325

MINERALES			CALCOPIRITA		ESFALERITA		PIRITA		GANGA
			N	%V	N	%V	N	%V	N
Total de Partículas Libres	2982.0		87		5		2250		640
% Volumen Partículas libres		99.50		2.90		0.17		75.08	
TOT.PARTICULAS	NUMERO	VOLUMEN	CALCOPIRITA		ESFALERITA		PIRITA		GANGA
ENTRELAZADAS	PARTICULAS	PORCENTUAL	N	% V	N	%V	N	%V	N
py-GGs	15	0.50					1.50	0.05	13.50
TOTAL ENTREL.	15	0.50	0.00	0.00	0.00	0.00	1.50	0.05	13.50
TOT.LIB+ENLZ	2997	100.00	87.00		5.00		2251.50		653.50
TOT.VOL.PORCENTUAL		100.00		2.90		0.17		75.13	
GRADOS DE LIB.PORCENTUAL			100.00		100.00		99.93		97.93
Símbolos :	N = Número de partículas libres y entrelazadas contabilizadas.								
	%V = Volumen porcentual de las partículas libres y entrelazadas.								

Tabla 2. TIPOS GEOMÉTRICOS DE ENTRELAZAMIENTOS DE LOS MINERALES Y SUS POSIBILIDADES DE LIBERACIÓN COMPLETA. Muestra No.: MALLA - 325

MINERALES EN	TIPO EN	NUM. P	DIST. P	POSIBILIDADES DE LIBERACIÓN COMPLETA
py-GGs	1el	10	66.67	Muy difícil a imposible
	1ell	5	33.33	Muy difícil a imposible
TOTAL		15	100.00	

ANEXO IV



1

ANEXO V

Matriz del modelo cuadrático

¹ Fuente [3]

x_0	x_1	x_2	x_1^2	x_2^2	x_{12}	Y
1	1	0	1	0	0	83
1	0.5	0.866	0.25	0.74995	0.433	80
1	-0.5	0.866	0.25	0.74995	-0.433	78
1	-1	0	1	0	0	75
1	-0.5	-0.866	0.25	0.74995	0.433	76
1	0.5	-0.866	0.25	0.74995	-0.433	72
1	0	0	0	0	0	83.1
1	0	0	0	0	0	83.4
1	0	0	0	0	0	83

$$Y = A_0 + A_1 X_1 + A_2 X_2 + A_{11} X_1^2 + A_{22} X_2^2 + A_{12} X_1 X_2$$

Modelo Matemático cuadrático

$$\frac{\partial^2 Y}{\partial X^2} = - \text{función tiene un máximo relativo y es cóncavo hacia abajo}$$

$$\frac{\partial^2 Y}{\partial X^2} = + \text{función tiene un mínimo relativo y es cóncavo hacia arriba}$$

$$\frac{\partial^2 Y}{\partial X^2} = 0 \text{ No tiene un extremo}$$

Análisis de Máximos y Mínimos

$$H = \begin{vmatrix} \frac{\partial^2 Y}{\partial X^2} & \frac{\partial^2 Y}{\partial X_1 X_2} & \frac{\partial^2 Y}{\partial X_1 X_{11}} \\ \frac{\partial^2 Y}{\partial X_2 X_1} & \frac{\partial^2 Y}{\partial X_2^2} & \dots \\ \frac{\partial^2 Y}{\partial X^n} & \dots & \dots \end{vmatrix}$$

Matriz Hessiana

Para la existencia de un máximo la determinante H_{ij} debe de tener signos alternados, como se visualiza en la tabla siguiente

H_{ij}	Signos		
$H_1 X_1$	-	+	-
$H_2 X_2$	+	+	-
$H_3 X_3$	-	+	-
.	.	.	.
.	.	.	.
.	.	.	.
$H_w X_w$	+	+	-
Centro	Máximo	Mínimo	Sin Extremo

$$Y = A_0 + A_1 X_1 - A_2 X_2 + A_{11} X_1^2 + A_{22} X_2^2 + A_{12} X_1 X_2$$

Punto óptimo

$$\frac{\partial Y}{\partial X_1} = A_1 + 2A_{11}X_1 + A_{12}X_2 = 0$$

$$\frac{\partial Y}{\partial X_2} = A_2 + 2A_{22}X_2 + A_{12}X_1 = 0$$

desarrollando la matriz se obtiene el punto óptimo

$$X_1 = \frac{\begin{vmatrix} A_1 & A_{12} \\ A_2 & 2A_{22} \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} 2A_{11} & A_1 \\ A_{12} & A_2 \end{vmatrix}}$$

$$X_2 = \frac{\begin{vmatrix} 2A_{11} & A_1 \\ A_{12} & A_2 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} 2A_{11} & A_1 \\ A_{12} & A_2 \end{vmatrix}}$$

Análisis de máximos y mínimos aplicando el criterio Hessiano

$$H_{11} = \frac{\partial^2 Y}{\partial X_1^2}$$

$$H_{22} = \begin{vmatrix} \frac{\partial^2 Y}{\partial X_1^2} & \frac{\partial^2 Y}{\partial X_1 \partial X_2} \\ \frac{\partial^2 Y}{\partial X_1 \partial X_2} & \frac{\partial^2 Y}{\partial X_2^2} \end{vmatrix}$$

ANEXO VI

MODELAMIENTO DEL PROCESO DE CIANURACIÓN

	Sin Preairea.	Con Preairea.				Sin Preaireación		
T	%R1	%R2	alfa 1	alfa 2	f1	f2	f3	f1
0	3.49	4.25	0.0349	0.0425	0.01177135	0.02340414	0.00013748	0.014
10	31.43	35.75	0.3143	0.3575	0.11818385	0.22240027	0.01286694	0.137
20	53.29	60.45	0.5329	0.6045	0.2241044	0.39798602	0.04271935	0.265
30	69.07	78.35	0.6907	0.7835	0.32371985	0.54264516	0.08217849	0.399
40	78.77	89.45	0.7877	0.8945	0.40344568	0.64412294	0.11898961	0.527
50	82.39	93.75	0.8239	0.9375	0.43948602	0.68582407	0.13655741	0.603
60	82.39	93.75	0.8239	0.9375	0.43948602	0.68582407	0.13655741	0.603
70	82.39	93.75	0.8239	0.9375	0.43948602	0.68582407	0.13655741	0.603
80	82.39	93.75	0.8239	0.9375	0.43948602	0.68582407	0.13655741	0.603
90	82.39	93.75	0.8239	0.9375	0.43948602	0.68582407	0.13655741	0.603
100	82.39	93.75	0.8239	0.9375	0.43948602	0.68582407	0.13655741	0.603
110	82.39	93.75	0.8239	0.9375	0.43948602	0.68582407	0.13655741	0.603
120	82.39	93.75	0.8239	0.9375	0.43948602	0.68582407	0.13655741	0.603
				Correlación	0.98970403	0.97838564	0.99040999	0.997
				Pendiente	100.822062	63.080001	316.391611	77.58
				k2/k1	1.2994918	1.19653739	1.51952337	
						1.33851752		

$$k_2 = 1.34 k_1 \% \quad 25.3731343$$

$$f_1 = 1 - (1 - \alpha)^{1/3} = K_1 * t$$

$$f_2 = 1 - (1 - \alpha)^{2/3} = K_2 * t$$

$$f_3 = 1 - 2/3\alpha - (1 - \alpha)^{2/3} = K_3 * t$$

α = fracción reaccionada

TEXTO COMPLETO EPUB

Descargar texto completo en formato EPUB en la dirección:

http://www.cybertesis.edu.pe/sisbib/2003/aramburu_rv/epub/aramburu_rv.epub