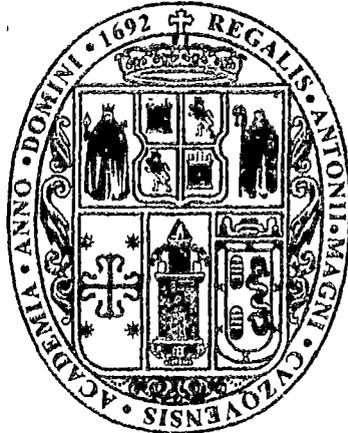


**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO
ABAD DEL CUSCO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA E INGENIERÍA METALÚRGICA
CARRERA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA**



**“EVALUACIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN
DE MINERALES DE Au – Ag EN LA COMPAÑÍA MINERA ARES
CASTILLA – AREQUIPA”
(Investigación Tecnológica)**

**Tesis presentado por los Bachilleres:
JORGE LUIS GOMEZ ELORRIETA
MYKIMAR MORALES MENDOZA**

**Para optar al Título Profesional de
Ingeniero Metalúrgico**

Asesor: Ing. EDUARDO QUISPE NINA

(Auspiciado por el Consejo de Investigación – UNSAAC)

**CUSCO – PERÚ
2012**

DEDICATORIA

Gracias a Dios por darme la oportunidad de demostrar que todo es posible y por estar siempre a mi lado guiándome y protegiéndome.

A mis padres Wilfredo y Robertina por darme la confianza y apoyo incondicional para llegar a mis metas y espero no defraudarlos en esta nueva etapa de mi vida.

A mis hermanos Juan Carlos, José y Miguel, por brindarme su amistad, apoyo y comprensión.

Con afecto y agradecimiento eterno a todos y cada uno de mis parientes y amigos que de alguna forma apoyaron mis estudios y motivaron para seguir adelante.

JORGE LUIS GOMEZ ELORRIETA

Gracias a Dios por darme la oportunidad de demostrar que todo es posible y por estar siempre a mi lado guiándome y protegiéndome.

A mis padres Servando y Mariela por darme la confianza y apoyo incondicional para llegar a mis metas y espero no defraudarlos en esta nueva etapa de mi vida.

A mis hermanos, por brindarme su amistad, apoyo y comprensión.

Con afecto y agradecimiento eterno a todos y cada uno de mis parientes y amigos que de alguna forma apoyaron mis estudios y motivaron para seguir adelante.

MYKIMAR MORALES MENDOZA

AGRADECIMIENTO

Un agradecimiento especial al **GRUPO MINERO HOCHSCHILD MINING** y a la **Compañía Minera Ares**; por habernos brindado su apoyo y las facilidades para el desarrollo del presente trabajo; igualmente al Ingeniero Víctor Delgado Gerente Corporativo de la Compañía y a la Señorita Rosa Aguirre Jefa de Recursos Humanos.

A los ingenieros: Pedro Camero Hermosa, Eduardo Quispe Nina y Porfirio Carrasco Tapia; por la confianza y apoyo en el desarrollo del presente trabajo de investigación.

A los señores docentes de la carrera profesional de Ingeniería Metalúrgica, quienes con ímpetu y dedicación nos brindaron los instrumentos necesarios para nuestra formación académica.

A todos nuestros amigos que nos incentivaron y nos colaboraron de una u otra forma durante nuestra formación profesional.

**JORGE.
MYKIMAR.**

PRESENTACION

SEÑOR DECANO DE LA FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA E INGENIERIA METALURGICA, SEÑORES CATEDRATICOS MIEMBROS DEL JURADO:

De conformidad con las disposiciones del Reglamento de Grados y Títulos para optar al Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico, ponemos a vuestra consideración la tesis colectiva Intitulada:

**“EVALUACION DEL PROCESO DE LIXIVIACION POR AGITACION DE MINERALES DE Au – Ag EN LA COMPAÑÍA MINERA ARES CASTILLA - AREQUIPA”
(PROYECTO DE INVESTIGACION TECNOLOGICA)**

El presente trabajo de investigación, es el resultado de una investigación experimental que perenniza los conocimientos recibidos de parte de todos los Docentes de la Carrera Profesional de Ingeniería Metalúrgica.

Los autores.

Cusco, Junio de 2012

RESUMEN

Para la evaluación del presente estudio se ha trabajado con un mineral que tiene una ley de 6.0 g/TM de Au y 156.0 g/TM de Ag. El oro en este mineral se encuentra libre y encapsulado en cuarzo y la plata se presenta en forma de minerales sulfurados (acantita).

Por la naturaleza de esta mena se ha realizado pruebas de cianuración por agitación a nivel de laboratorio, para ello el mineral ha sido molido a una granulometría de 74% -270 mallas, esto con el fin de liberar un buen porcentaje de oro que se encuentra en el cuarzo.

De acuerdo a las pruebas preliminares de lixiviación por agitación se ha podido establecer que las variables que tienen mayor influencia en el proceso son: la concentración de NaCN, $Pb(NO_3)_2$ y el pH; variables que han servido para realizar las pruebas experimentales utilizando el diseño factorial 2^3 .

En estas condiciones, el proceso nos ha permitido obtener una extracción de 97.60% de Au y 88.63% de Ag, relativamente superiores a las condiciones actuales de extracción que es de 96.00% de Au y 87.00% de Ag, finalmente los parámetros obtenidos para mejorar el proceso de extracción fueron: Concentración de Cianuro de Sodio 0.30%, Concentración de Nitrato de Plomo 190 g/TM y un pH de 10.5.

CONTENIDO

DEDICATORIA	I
AGRADECIMIENTO	III
PRESENTACIÓN	IV
RESUMEN	V

GENERALIDADES

1.	Antecedentes	1
2.	Planteamiento del problema	1
3.	Objetivos	2
	3.1. General	2
	3.2. Específicos	2
4.	Hipótesis	3
5.	Justificación	3
6.	Variables	4
	6.1. Independientes	4
	6.2. Dependiente	4
7.	Tipo y nivel de investigación	4
	7.1. Tipo de investigación	4
	7.2. Análisis de datos	4
8.	Técnicas de recolección de información	5
9.	Presupuesto	5
10.	Cronograma de actividades	6

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1.	Introducción	7
1.2.	Ubicación de la mina	8
1.3.	Geología y mineralogía	8
1.4.	Climatología	14
1.5.	Reservas probables y probadas	14

CAPITULO II
DESCRIPCION DEL PROCESO DE LIXIVIACION EN PLANTA DE
BENEFICIO

2.1.	Operaciones y procesos en la planta de beneficio	16
2.2.	Sección chancado	17
2.2.1.	Chancadora primaria de mandíbula svedala 30"x 40"	18
2.3.	Sección molienda y clasificación	19
2.3.1.	Tolva de finos	19
2.3.2.	Alimentador de cal	20
2.3.3.	Molino SAG 15'5 x 7'	22
2.3.3.1.	Operación del molino SAG	22
2.3.3.2.	Variables de operación del molino SAG	23
2.3.3.3.	Instrumentación y control del molino SAG	24
2.3.3.4.	Objetivos del control	25
2.3.4.	Molino de bolas 9'x 13'	27
2.3.5.	Clasificadores	27
2.3.5.1.	Zaranda vibratoria	27
2.3.5.2.	Hidrociclones	27
2.4.	Sección lixiviación	27
2.4.1.	Cianuración de minerales auríferos	28
2.4.2.	Lixiviación en tanques de agitación	28
2.4.3.	Lechada de cal	29
2.5.	Sección separación solido – liquido	30
2.5.1.	Lavado en contracorriente	30
2.6.	Planta de destoxificación	32
2.6.1.	Tratamiento de Soluciones Barren	32
2.6.2.	Química del Proceso	33

CAPITULO III
MARCO TEORICO

3.1.	Introducción	37
3.2.	Cianuración por agitación	38

3.3.	Variables en el proceso de cianuración	39
3.3.1.	Efecto del tamaño de la partícula sobre la velocidad de disolución	39
3.3.2.	Efecto de la concentración de cianuro sobre la velocidad de disolución	40
3.3.3.	Efecto del Nitrato de plomo sobre la velocidad de disolución	42
3.3.4.	Efecto del oxígeno sobre la disolución del oro	42
3.3.5.	Efecto de la alcalinidad sobre la disolución del oro	43
3.3.6.	Efecto de la temperatura sobre la cianuración	44
3.3.7.	Tiempo de cianuración	45
3.3.8.	Otras variables	46
3.4.	Efectos aceleradores y retardadores	47
3.4.1.	Consumo de oxígeno de la disolución	47
3.4.2.	Consumo de cianuro libre	48
3.5.	Química de la cianuración	49
3.6.	Termodinámica de la cianuración	52
3.7.	Mecanismo de la cianuración	55
3.8.	Cinética de la cianuración	56
3.9.	Influencia de las impurezas en la cianuración	59
3.9.1.	Acción de los metales sobre el cianuro	59
3.9.1.1.	Cobre	59
3.9.1.2.	Hierro	60
3.9.1.3.	Zinc	61
3.9.1.4.	Plomo	63
3.9.1.5.	Arsénico y antimonio	63
3.9.2.	Acción de los álcalis sobre el cianuro	64
3.9.3.	Acción de los sulfuros sobre el cianuro	65

CAPITULO IV

DESARROLLO EXPERIMENTAL

4.1.	Pruebas experimentales del proceso de lixiviación por agitación de minerales oxidados de oro y plata	66
------	---	-----------

4.2.	Muestreo en planta	67
4.2.1.	Objetivo	67
4.2.2.	Equipos y herramientas del muestreo	67
4.2.3.	Procedimiento	67
4.2.4.	Resultados	67
4.3.	Preparación de muestra para las pruebas de lixiviación	68
4.3.1.	Objetivo	68
4.3.2.	Equipos y materiales	68
4.3.3.	Procedimiento	68
4.3.4.	Resultados	69
4.4.	Determinación de la gravedad específica del mineral	69
4.4.1.	Objetivo	69
4.4.2.	Materiales y equipos	69
4.4.3.	Procedimiento	70
4.4.4.	Resultados	72
4.5.	Determinación del tiempo de molienda vía húmeda	72
4.5.1.	Objetivo	72
4.5.2.	Materiales y equipos	72
4.5.3.	Procedimiento	73
4.5.4.	Resultados	73
4.6.	Prueba de lixiviación preliminar	75
4.6.1.	Objetivo	75
4.6.2.	Equipos y materiales	75
4.6.3.	Procedimiento	76
4.6.4.	Cinética de la prueba de lixiviación	79
	4.6.4.1. Objetivo	79
	4.6.4.2. Resultados	80
4.7.	Pruebas de lixiviación para el diseño experimental	80
4.8.	Pruebas experimentales para diseño factorial	82

CAPITULO V

ANALISIS DE RESULTADOS EXPERIMENTALES

5.1.	Introducción	89
------	--------------	----

5.2.	Tipos de experimentos	90
5.2.1.	Experimentación pasiva	90
5.2.2.	Experimentación activa (diseño de experimentos)	90
5.3.	Diseño factorial 2^k	90
5.4.	Diseño factorial 2^k con réplica en el punto central del diseño	93
5.5.	Diseño factorial 2^3 para la cianuración del oro	94
5.5.1.	Identificación de las variables	94
5.5.2.	Calculo de efectos	95
5.5.3.	Análisis de varianza del diseño factorial	101
5.5.4.	Modelo matemático	107
5.5.5.	Análisis de residuos	109
5.5.6.	Decodificación del modelo a escala natural	111
5.5.7.	Modelo a escala natural	113
5.6.	Diseño factorial 2^3 para la cianuración de la plata	116
5.6.1.	Selección de variables	116
5.6.2.	Cálculo de efectos	116
5.6.3.	Interpretación de los efectos	117
5.6.4.	Análisis de varianza	118
5.6.5.	Determinación del modelo matemático	119
5.6.6.	Análisis de residuos	119
5.6.7.	Análisis de resultados de las pruebas experimentales de cianuración de la plata	122
	CONCLUSIONES	123
	RECOMENDACIONES	125
	BIBLIOGRAFIA	126
	ANEXOS	

GENERALIDADES

1. ANTECEDENTES

Las características particulares de cada proceso industrial y las circunstancias individuales que se presentan en cada planta de procesamiento de minerales ricos en oro y plata, establecen diferentes posibilidades para la obtención de soluciones ricas en estos metales a partir de diferentes métodos y equipos para la lixiviación de minerales, es así que se emplea el proceso de lixiviación por agitación en tanques para una mejor extracción de metales valiosos y un mejor aprovechamiento de los recursos.

Disponiendo de los fundamentos teóricos y prácticos, resulta conveniente analizar las variables operativas que influyen en el proceso. Para proporcionar una visión de carácter general, en tal sentido, se consideró como medio referente su uso y operación en la Compañía Minera Ares, que actualmente busca mejorar su proceso entrando en una etapa de optimización ya que cuenta con algunos problemas en cuanto a la extracción, en una manera de contribuir a esta etapa se realizó el presente trabajo de investigación.

2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La planta de beneficio de la Compañía Minera Ares trata actualmente 1000 TM/día de minerales de oro y plata, con una ley de 6.0 g/TM en Au y 156.0 g/TM en Ag.

El procesamiento de minerales se realiza a través de lixiviación en tanques de agitación alcanzando valores de extracción de 96% en oro y 87% en plata; los cuales son bajas, comparadas con otras plantas que operan con el mismo proceso debido a las condiciones en las cuales opera la empresa, lo cual ocasiona una pérdida significativa de oro y plata. Es posible obtener mayores porcentajes de extracción optimizando el proceso, esto se logra encontrando los parámetros adecuados para las variables que intervienen en el proceso mediante una serie de pruebas realizadas en laboratorio y su posterior análisis por el diseño factorial.

De acuerdo a lo manifestado anteriormente nos planteamos la siguiente interrogante: **¿Cuáles son los parámetros óptimos de las variables que intervienen en el proceso de lixiviación por agitación para lograr una mayor extracción de oro y plata en la planta de beneficio de la Compañía Minera Ares?**

3. OBJETIVO GENERAL Y ESPECÍFICOS

3.1. GENERAL

Evaluar las variables operativas y determinar los parámetros que nos permita lograr una óptima extracción de oro y plata en el proceso de lixiviación por agitación en la Compañía Minera Ares.

3.2. ESPECÍFICOS

- Realizar análisis químicos para caracterizar los metales presentes en el mineral.
- Realizar pruebas experimentales en la lixiviación por agitación para determinar las variables más adecuadas.
- Determinar la cinética de la lixiviación por agitación.
- Utilizar el diseño experimental para evaluar las variables obtenidas.
- Encontrar los parámetros que permitan optimizar el proceso de lixiviación.

4. HIPOTESIS GENERAL

La evaluación del proceso de lixiviación por agitación permite obtener los parámetros operativos más adecuados en el proceso, logrando así reducir costos de operación y alcanzar mayores porcentajes de extracción de Au y Ag.

5. JUSTIFICACION DEL ESTUDIO

Dentro de las diferentes motivaciones que justifican el presente trabajo de investigación tecnológica, tienen mayor importancia el aspecto tecnológico, social, la máxima utilización y optimización de los recursos naturales, protegiendo de esta manera el medio ambiente.

Como se mencionó, el aspecto tecnológico nos permite el estudio permanente de las diferentes variables operacionales intervinientes en el proceso productivo, como fin, en la perspectiva de la optimización de los medios de producción para alcanzar resultados más eficientes para el logro de la competitividad, evolución que siempre es expectativa en el contexto actual.

Los logros de la optimización del proceso productivo repercuten, inmediatamente, en los beneficios económicos, como consecuencia de la reducción de los costos operativos corrientes en la utilización con mayor rendimiento de la maquinaria y el equipo comprometido en el proceso productivo; lo cual generara mayores recursos económicos lo que implica un mayor apoyo a la parte social proporcionando mayores beneficios económicos para los trabajadores, mayor oportunidad laboral, apoyo a la educación, salud y a los medios de comunicación. De otro lado la Compañía Minera Ares, como empresa seria y comprometida con su desarrollo corporativo y contribución al desarrollo local, regional y nacional establece exigencias permanentes de maximización y optimización en sus procesos productivos aprovechando al máximo sus recursos e implementando tecnologías nuevas que hacen que se reduzca el impacto ambiental en la zona, a la vez cuenta con una planta de tratamiento de aguas residuales con lo que disminuye al mínimo la contaminación generada durante su proceso.

6. VARIABLES

6.1. INDEPENDIENTES

- Concentración de NaCN
- Concentración $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$
- pH

6.2. DEPENDIENTE

- Porcentaje de extracción

7. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN (Investigación Tecnológica)

- Descriptivo (etapas del proceso).
- Analítico (diagnostico en lo ambiental y tecnológico).
- Comparativo (parámetros obtenidos).
- Predictivo (se lograra los parámetros adecuados, será rentable económica y ambientalmente).

7.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

- **METODO EXPERIMENTAL**

Se basa, en las pruebas realizadas en laboratorio. En la parte experimental se usara creando condiciones según los fines que se vean por conveniente. Se repetirá luego los experimentos en condiciones establecidas y sometidos a un control estricto de manera planificada y objetiva, combinado las condiciones con la finalidad de obtener resultados buscados.

7.2. ANÁLISIS DE DATOS

- **MÉTODOS ESTADÍSTICOS**

Aplicar el diseño factorial 2^3 para evaluar el efecto de las variables en la respuesta.

Básicamente consiste en la recolección de datos, proveniente de la toma de muestras, del número de ensayos a realizar, de las variables que se toman en cuenta y su posterior sistematización, procesamiento, análisis e interpretación de los resultados.

- **MÉTODO INFERENCIAL (Modelo matemático)**

Se usará el modelo matemático lineal a fin de generalizar el comportamiento de las variables en las distintas pruebas.

8. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE INFORMACION

Técnica documental:

- Información bibliográfica.
- Publicaciones.
- Trabajos de investigación (tesis, seminarios, informe de prácticas pre-profesionales, etc.).
- Información y datos de empresas minero metalúrgicas que tratan menas similares.
- Internet (páginas Web).

Técnica experimental:

- Realización de pruebas metalúrgicas en los laboratorios de la Compañía Minera Ares.

9. PRESUPUESTO

Se requiere un financiamiento de dos mil nuevos soles para todas las actividades durante la realización de la tesis por ser un tema de investigación tecnológica.

10. CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

ACTIVIDADES \ MESES	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
Recopilación Bibliográfica	X	X	X							
Implementación de Mat. de Investigación		X	X	X						
Pruebas experimentales			X	X	X	X	X			
Procesamiento de resultados experimentales					X	X	X			
Conclusiones							X	X	X	
Sustentación de tesis										X

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1 INTRODUCCION

La CIA. Minera Arés SAC, desde el inicio de sus operaciones siempre ha procurado optimizar sus resultados con el fin de aprovechar al máximo sus recursos; implementando una serie de condiciones tales como la adición de aire caliente, adición del Nitrato de Plomo, reducción del pH, mayor fineza en la molienda, adición de oxígeno, adición de peróxido de hidrógeno, perborato de sodio; muchos de ellos implementados actualmente y otras en proceso.

Las operaciones de Arés, se realizan a una altura de 5000 m.s.n.m. lo cual implica una menor concentración de oxígeno disuelto en la lixiviación comparada con una operación al nivel del mar.

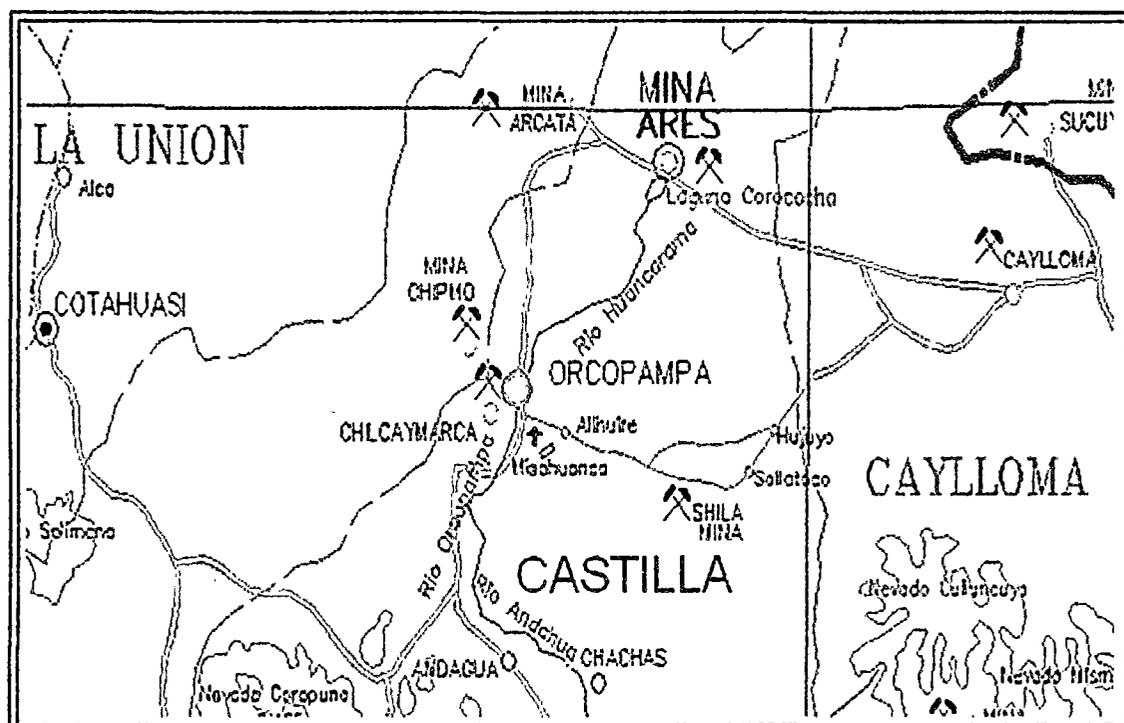
Uno de los principales participantes en la reacción electroquímica del oro es el oxígeno, ya que los iones aurosos se forman por la reducción del oxígeno a iones hidroxilo y luego se une con los iones de cianuro para formar el complejo aurocianuro.

La velocidad de cianuración del oro y plata están en función de la concentración de cianuro y de oxígeno. La deficiencia de oxígeno puede ser compensada por un aumento en la concentración de cianuro y de nitrato de plomo.

1.2 UBICACION DE LA MINA

La mina Ares se encuentra ubicada a 280 Km. al noreste de la ciudad de Arequipa, en la provincia de Castilla, distrito de Orcopampa, sus actividades productivas se realizan a una altitud de 5000 m.s.n.m. en la cordillera de los andes. La unidad opera una mina subterránea y una planta de procesamiento.

FIGURA Nº 1.1 UBICACIÓN Y VÍAS DE ACCESO A LA UNIDAD MINERA ARES



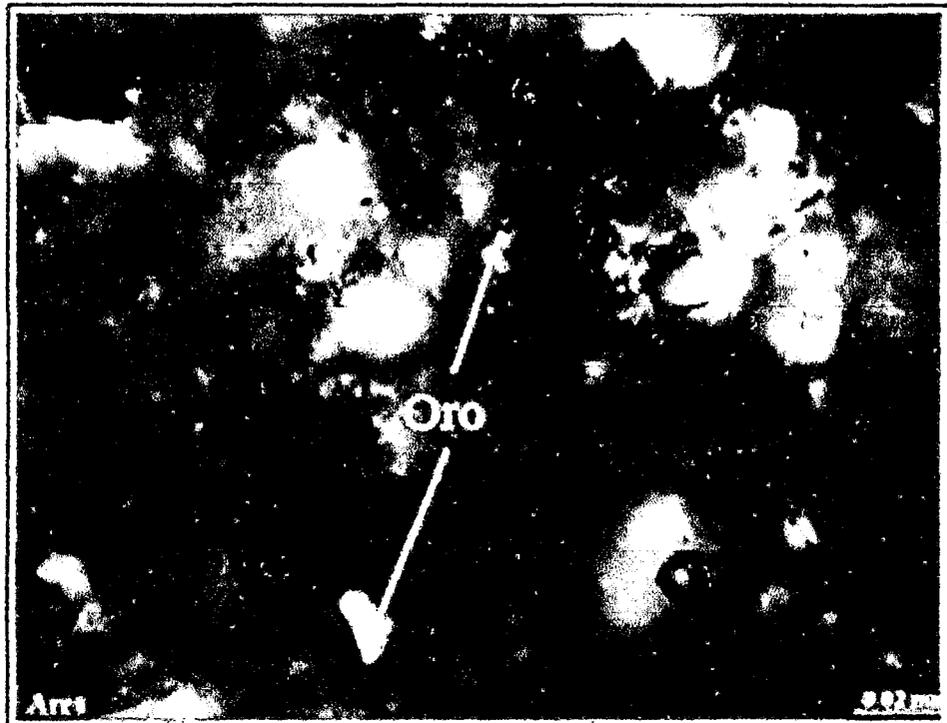
Fuente: Elaboración Propia

1.3 GEOLOGIA Y MINERALOGIA

La mineralización de Ares se halla hospedada en vetas que se emplazan en rocas volcánicas del Mioceno medio e inferior. La mineralización tiene una baja relación Ag/Au de alrededor de 20. Los minerales de ganga son predominantemente del grupo de la sílice, mientras que la mena se encuentra en pirita y principalmente como Au nativo, electrum, y sulfuros y sulfosales de Ag.

La mineralización es de tipo bonanza, formando clavos de buena ley. La mineralogía de Ares es relativamente sencilla. Los minerales de ganga son principalmente cuarzo, adularia e illita, mientras que los sulfuros más comunes son pirita, arsenopirita, marcasita, sulfuros y sulfosales de plata (acantita y pirargirita), tetrahedrita, galena, esfalerita, calcopirita, oro y electrum. El cuarzo es en general de grano fino a medio, con texturas de recristalización a partir de una fase amorfa, como plumosas y mosaico. La textura en mosaico está conformada por cristales de cuarzo anhedrales, generalmente menores a 30 μm , con bordes interpenetrados, tipo rompecabezas. La textura plumosa tiene la característica de presentar, dentro de los cristales de cuarzo, una extinción con aspecto plumoso o astilloso, que puede desarrollarse tanto en los bordes de los mismos, con núcleos homogéneos o formando parches que ocupan todo el cristal, es solamente observable en corte delgado al microscopio con nicoles cruzados. La adularia es escasa, se encuentra diseminada en cuarzo, y en venillas que cortan la roca de caja, y se encuentra comúnmente alterada a illita y/o caolinita. Los cristales de adularia son rómbicos o prismáticos y poseen desde decenas de micrómetros hasta pocos milímetros. Los sulfuros son de grano fino, menores a 50 μm , con excepción de la pirita que suele presentarse diseminada en cubos de varios milímetros. Se estima que el porcentaje de sulfuros es bajo, menor a 3 %. Los sulfuros reconocidos en Ares incluyen pirita, marcasita, arsenopirita, acompañados por cantidades menores de esfalerita, galena, calcopirita, tetrahedrita (freibergita), pirargirita, y acantita. El oro por su parte se encuentra como oro libre, en general menor a 30 μm y encapsulado en cuarzo, o en ocasiones reemplazando a sulfosales de Ag. También se han reconocido pequeños granos de electrum. La pirita y la marcasita son los sulfuros más ampliamente distribuidos. La pirita es el único sulfuro que se encuentra presente dentro de la veta en todos los estadios para genéticos reconocidos, además también se la reconoce en los halos de alteración hidrotermal, con excepción de la alteración argílica, donde se encuentra completamente alterada a óxidos de hierro. La pirita se presenta con diferentes hábitos y tamaños de grano, se la reconoce con hábito cúbico de varios milímetros de diámetro, principalmente diseminada en la roca de caja o en las brechas el primer estado depositario del mineral.

**FIGURA N° 1.2 VISTA MICROSCÓPICA ESTUDIO MINERALÓGICO MINERAL
ARES**



Fuente: Laboratorio Químico U.M.A

CUADRO N° 1.1 COMPOSICIÓN MINERALÓGICA

Mineral	%
Gangas	98.77
Esfalerita	0.03
Limonitas	0.40
Calcopirita	0.02
Pirita	0.28
Hematita	0.14
Galena	0.04
Au Nativo	0.03
Electrum	0.01
Argentita	0.20
Platas Rojas	0.06
Cobres Grises	0.02

Fuente: Laboratorio Químico U.M.A

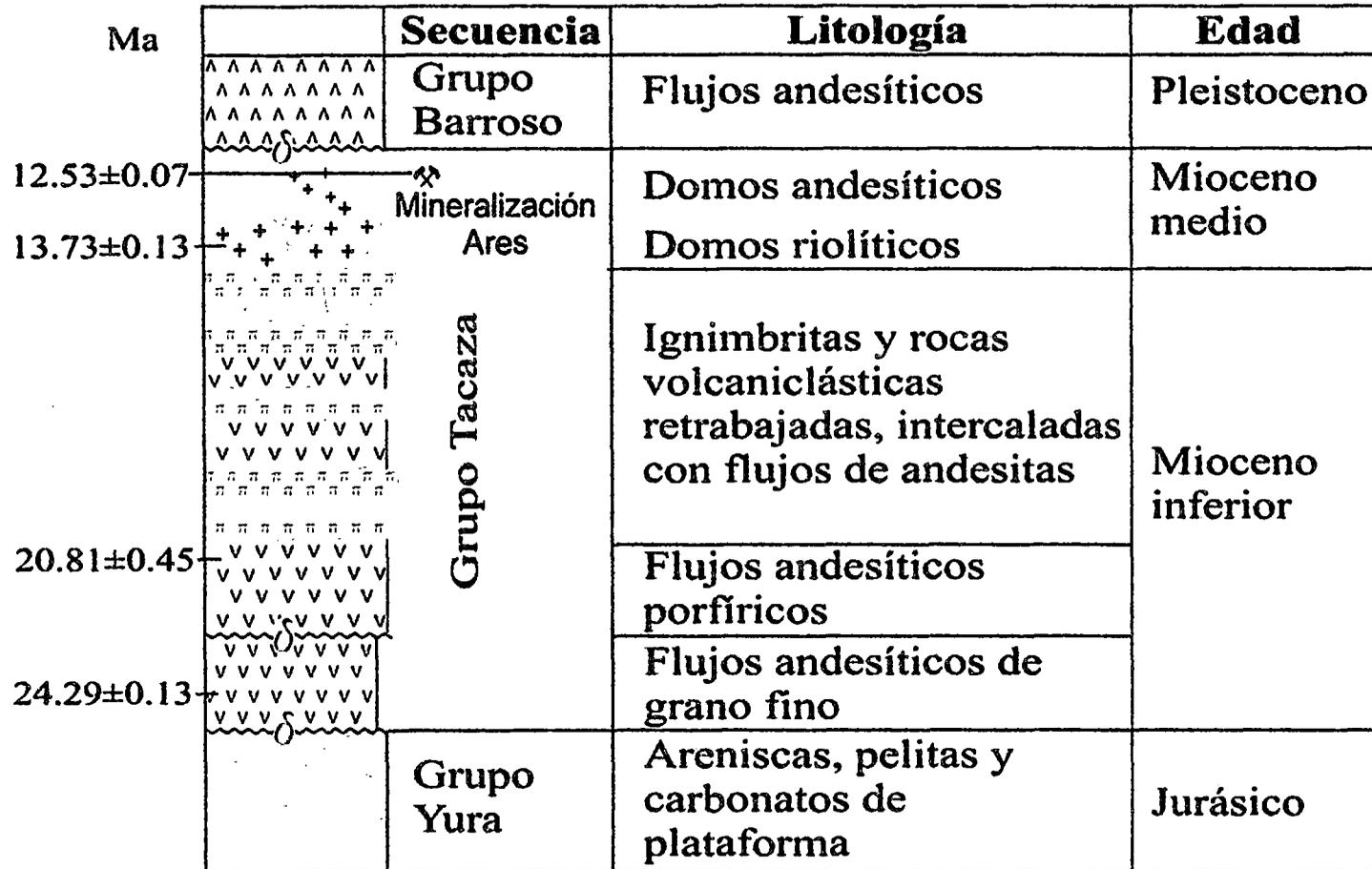
CUADRO N° 1.2 COMPOSICIÓN QUÍMICA DEL MINERAL

Metal	(g/TM)	(%)
Au	6.00	0.0006
Ag	156.00	0.0156
Zn	92.00	0.0092
Cu	28.00	0.0028
Fe	15500	1.55
Pb	53.00	0.0053

Fuente: Laboratorio Químico U.M.A

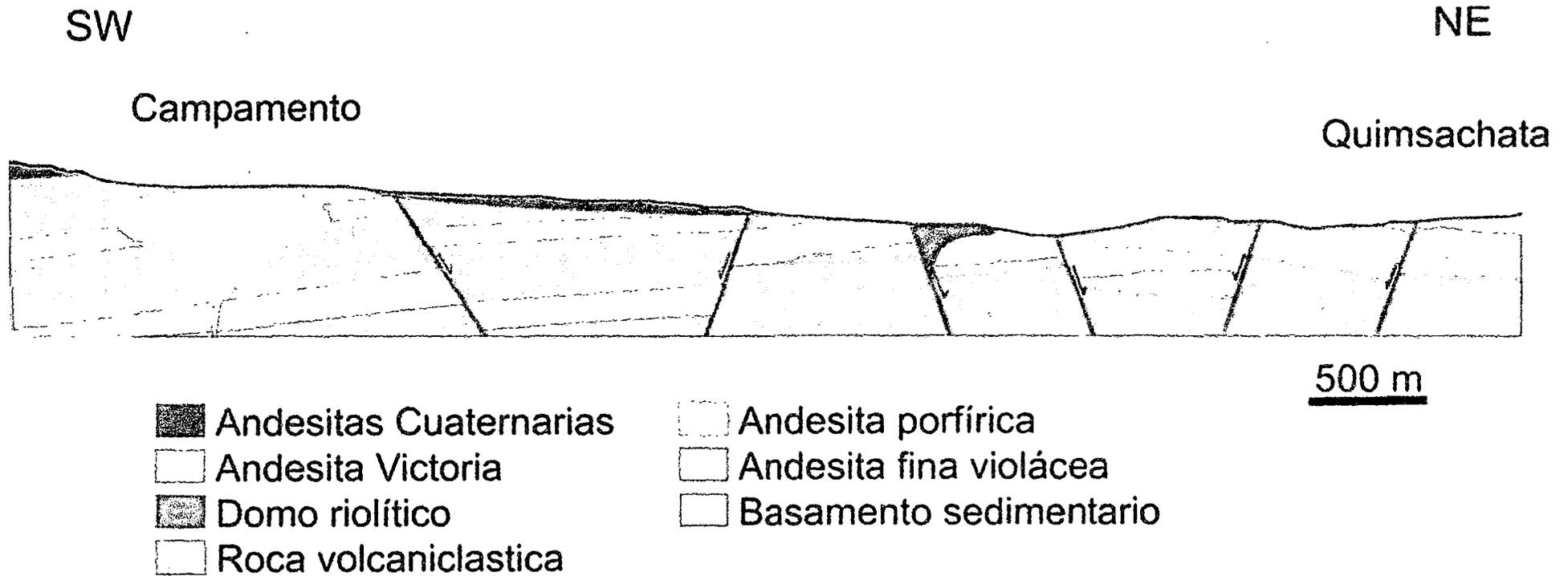
La mina subterránea está conformada por sistemas de vetas donde los depósitos de vetas epitermales representan la mineralización de oro y plata del tipo de sulfuración intermedia y baja. Las vetas son extraídas por métodos convencionales y mecanizados (rieles de corte y relleno de mama stoping) métodos que utilizan los pernos de anclaje y la madera como soporte.

FIGURA N° 1.3 LITOLOGIA MINA ARES



Fuente: Área de Geología U.M.A

FIGURA N° 1.4 CARACTERÍSTICAS LITOLÓGICAS MINA ARES



Fuente: Área de Geología U.M.A

1.4 CLIMATOLOGIA

Según el mapa de distribución climática propuesta por W. Koppen, la unidad minera Ares se encuentra en una zona de Clima Frío, presenta una estacionalidad bien definida, con bajas temperaturas seco en invierno y precipitaciones durante la época húmeda. La temperatura media es de 8 °C y la temperatura máxima puede llegar a los 15 °C en verano, mientras que alcanza temperaturas por debajo de los 0 °C en invierno.

Actualmente la Unidad Minera Ares cuenta con una estación meteorológica perteneciente al Área de Medio Ambiente, el cual registra el comportamiento de las variables climáticas de la zona. El comportamiento de los valores de precipitación mensual es típico de la zona y sobre todo de las áreas de la sierra y de la cordillera central. La precipitación es considerable durante el verano y decrece conforme se avanza hacia los meses de junio y julio. El reinicio de las precipitaciones, aunque esporádicas, se presenta a partir de las últimas semanas de septiembre o noviembre anualmente.

1.5 RESERVAS PROBABLES Y PROBADAS

La planta de beneficio inició sus operaciones a fines del mes de abril de 1998. Las reservas probadas y probables al término al año 2010 son de 725.948 TM lo cual otorga una duración de 2.8 años (1000 TPD)

Los valores promedio de potencia son de 0.5 a 10 m, en zonas puntuales varían hasta 14 m con una profundidad aproximada de mineralización 250 m y un buzamiento de 65 ° - 80°

La valorización de los bloques referidos en 8.58 US\$/g Au y 4.11 US\$/g Ag como valores de punto y un costo operacional total de 82.8 US\$/TMS (siendo este último el promedio de costos de enero a junio del 2010) se distribuye como sigue en el cuadro 1.3.

CUADRO N° 1.3 PROMEDIO COSTOS DE OPERACIONES

OPERACION	COSTO US\$/TMS
Exploraciones y desarrollo	7,01
Planta de beneficio	17,84
Mina	47,07
Costo operacional	10,88
Total	82.8

Fuente: Oficina de Costos y Presupuestos U.M.A

CAPITULO II

DESCRIPCION DEL PROCESO DE LIXIVIACION EN PLANTA DE BENEFICIO

2.1 OPERACIONES Y PROCESOS EN LA PLANTA DE BENEFICIO

El mineral con contenido de Au (6.0 g/TM) y Ag (156.0 g/TM) extraído por minado subterráneo es tratado en la planta de beneficio a razón de 42 TM/h, por proceso de cianuración convencional.

La planta cuenta con una sección de chancado (30" x 40"), un molino primario SAG 15,5' x 7' y una remolienda de bolas 9' x 13', el mineral por lo general de mina es directamente agregado a la tolva de finos y a continuación es suministrado a la faja de alimentación del molino SAG por medio de alimentadores vibratorios. El molino SAG recibe mineral fresco, carga recirculante, barren y cal; produciendo una granulometría menor a 1' y una densidad de 1800 g/lt, la descarga del molino es clasificada por una zaranda de abertura 10 x10 mm. La sección molienda esta automatizada lo que nos permite desde una sala de mando controlar la alimentación al molino SAG como la cantidad de mineral y de barren suministrado para obtener una densidad de pulpa adecuada, también permite controlar el circuito de remolienda.

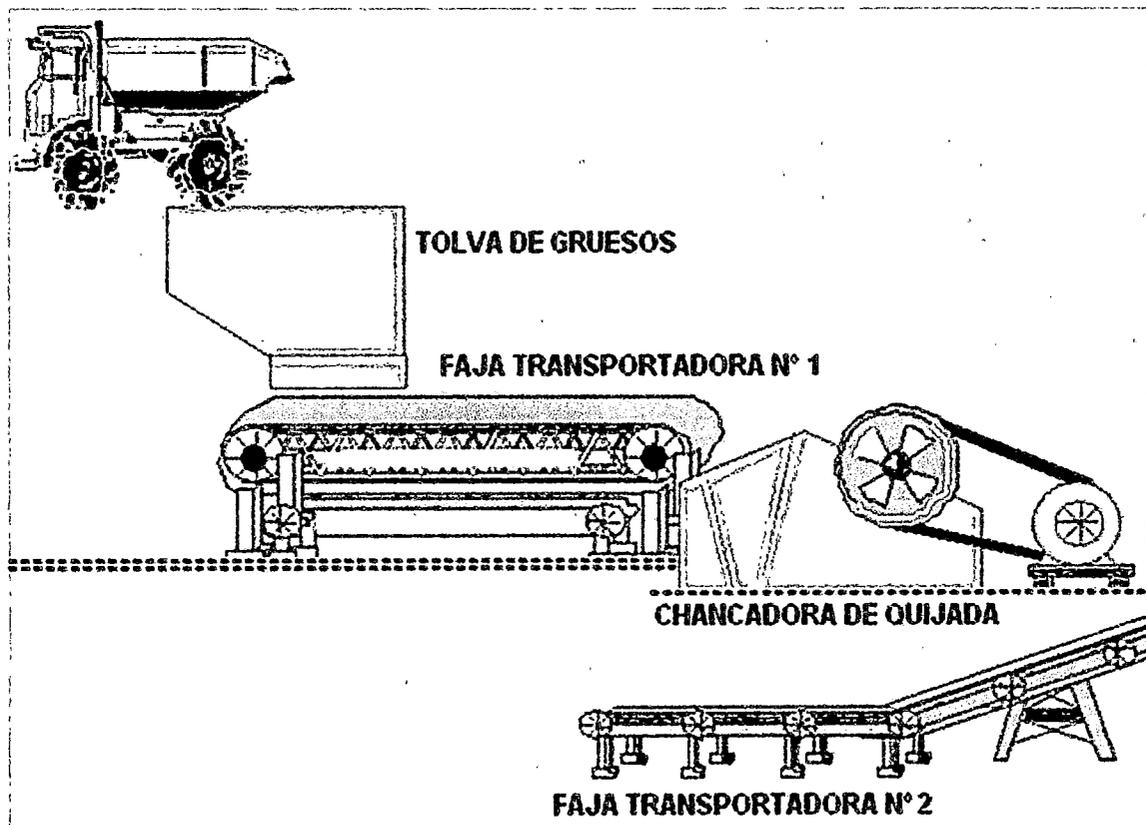
Los finos de la zaranda y descarga del molino 9' x 13' con densidad de 1600 g/lt son almacenados en un cajón de bomba 8' x 6' para ser bombeados a la alimentación del nido de 3 ciclones. Luego de ser clasificado la pulpa del

over flow es enviado a los tanques de agitación por medio de una bomba 5' x 4' con una densidad de 1200-1300 g/lit y un diámetro de partícula de 74% -270 mallas. Los gruesos de la descarga de los ciclones (under flow) es la única alimentación al molino 9'x13'.

Posteriormente el siguiente paso es separar la solución rica de los sólidos es decir clarificar la solución, para ello dicha pulpa pasa a un circuito de 5 tanques espesadores CCD, con la finalidad de acelerar esta operación se agrega al inicio cal como coagulante y también floculantes, el O/F va hacia dos pre-clarificadores Double Vee Hooper Clarifier (DVHC) de 9' diámetro cuyo O/F es bombeado a la planta Merrill Crowe para precipitar los valores de Au y Ag con polvo de Zinc.

2.2 SECCION CHANCADO

FIGURA N° 2.1 ETAPA DE CHANCADO



Fuente: Sala de control planta de beneficio U.M.ARES

Debido a la naturaleza del mineral no es muy frecuente el uso de esta sección, ya que la cantidad de mineral en mallas gruesas es mínima, además que este material es necesario como medio molidor para la molienda semiautógena. Esto ofrece la ventaja de no tener pérdidas de material fino por influencia del viento. Actualmente reduce el material de 20" hasta 4.5 ".

2.2.1 CHANCADORA PRIMARIA DE MANDIBULA SVEDALA 30" X 40"

La característica típica de este tipo de chancadora son las dos placas que se abren y cierran como una mandíbula. Las chancadoras de mandíbula están construidas en un bastidor en forma de caja, uno de cuyos extremos es la cámara de chancado que contiene una placa o mandíbula fija, que es en realidad el extremo de la caja, y una placa móvil que es empujada contra la roca con enorme fuerza. La excéntrica y la palanca que tiene una tremenda ganancia mecánica, proporcionan la fuerza necesaria para el chancado. Un volante de masa periférica adecuada proporciona el momento necesario para mantener una velocidad casi constante durante el ciclo, y en alguna parte del mecanismo está el eslabón débil que actúa como un fusible de poder para proteger la máquina en el caso de esfuerzos extremos.

Cálculos básicos con respecto de la chancadora primaria svedala: 30" x 40"

- **Cálculo de la capacidad teórica:**

Según Taggart (T):

$$T = 0.6 \times L \times S$$

Donde:

L = Largo de la boca de entrada 40".

S = Abertura de descarga 8".

T = Capacidad teórica (TC/h).

1TC = 0.9072 TM

T = 192 TC/h

$$T \approx 174.18 \text{ TM/h}$$

Entonces la capacidad real será igual a:

$$tr = Kc * Km * Kf * Ta$$

Donde:

Kc = Es el factor de dureza y para mineral cuarzita corresponde = 0.80

Km = Factor de humedad, para el chancado primario no es relevante, entonces = 1

Kf = Factor de arreglo de la alimentación, para un sistema de alimentación mecánica y supervisada por un operador corresponde entre 0.75 a 0.85, para nuestro caso consideraremos = 0.75 por ser muy arcilloso.

$$tr \approx 0.8 * 1 * 0.75 * 174.18$$

$$tr = 104.5 \text{ TM/h}$$

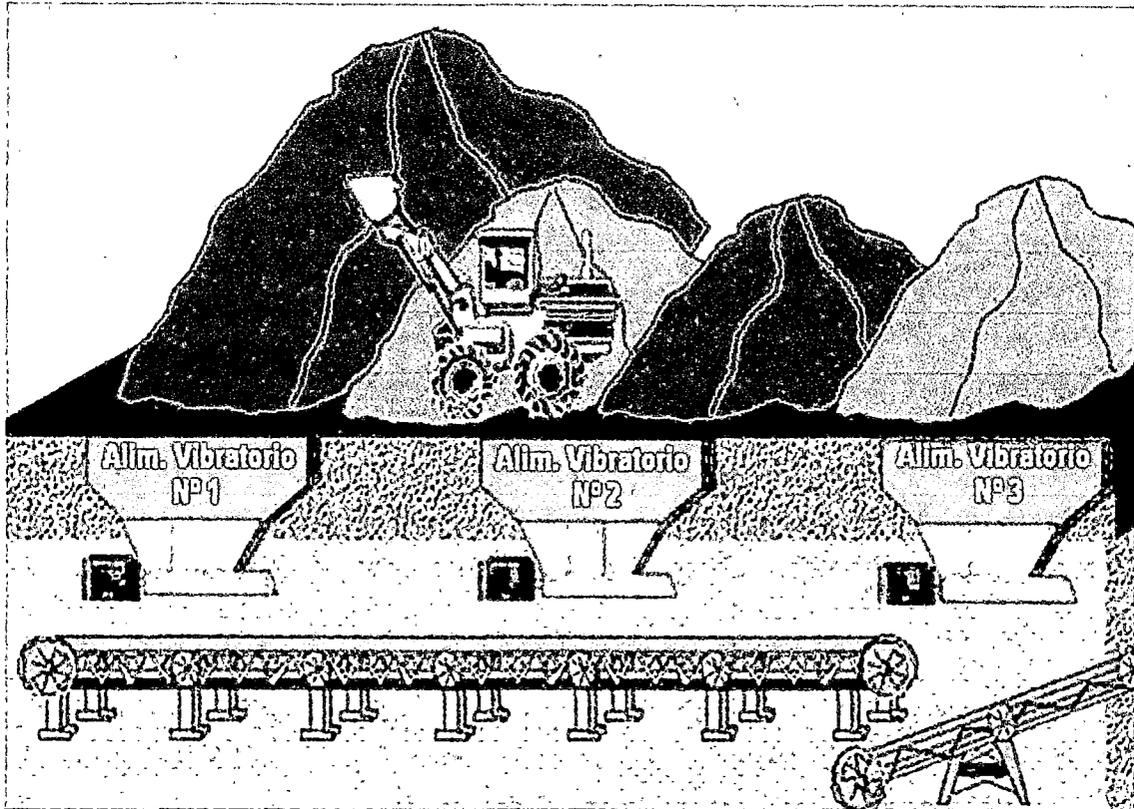
2.3 SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACION

2.3.1 TOLVA DE FINOS

Esta tolva se encuentra ubicada en la sala de alimentación, su función es depositar el mineral de manera homogénea en la faja de alimentación al molino.

Cuenta con un motor vibratorio, el cual es necesario para que el mineral que es depositado en la parte superior de la tolva vaya avanzando de manera homogénea. Como ya se ha dicho, el mineral que deposita esta tolva es transportado por la faja de alimentación hacia el molino SAG, y sabiendo que éste necesita de tamaños de mineral heterogéneos para poder realizar una buena molienda es que la abertura de esta tolva deja pasar tamaños de partícula de hasta 10 pulgadas.

FIGURA N° 2.2 TOLVA DE FINOS



Fuente: Sala de control planta de beneficio U.M.ARES

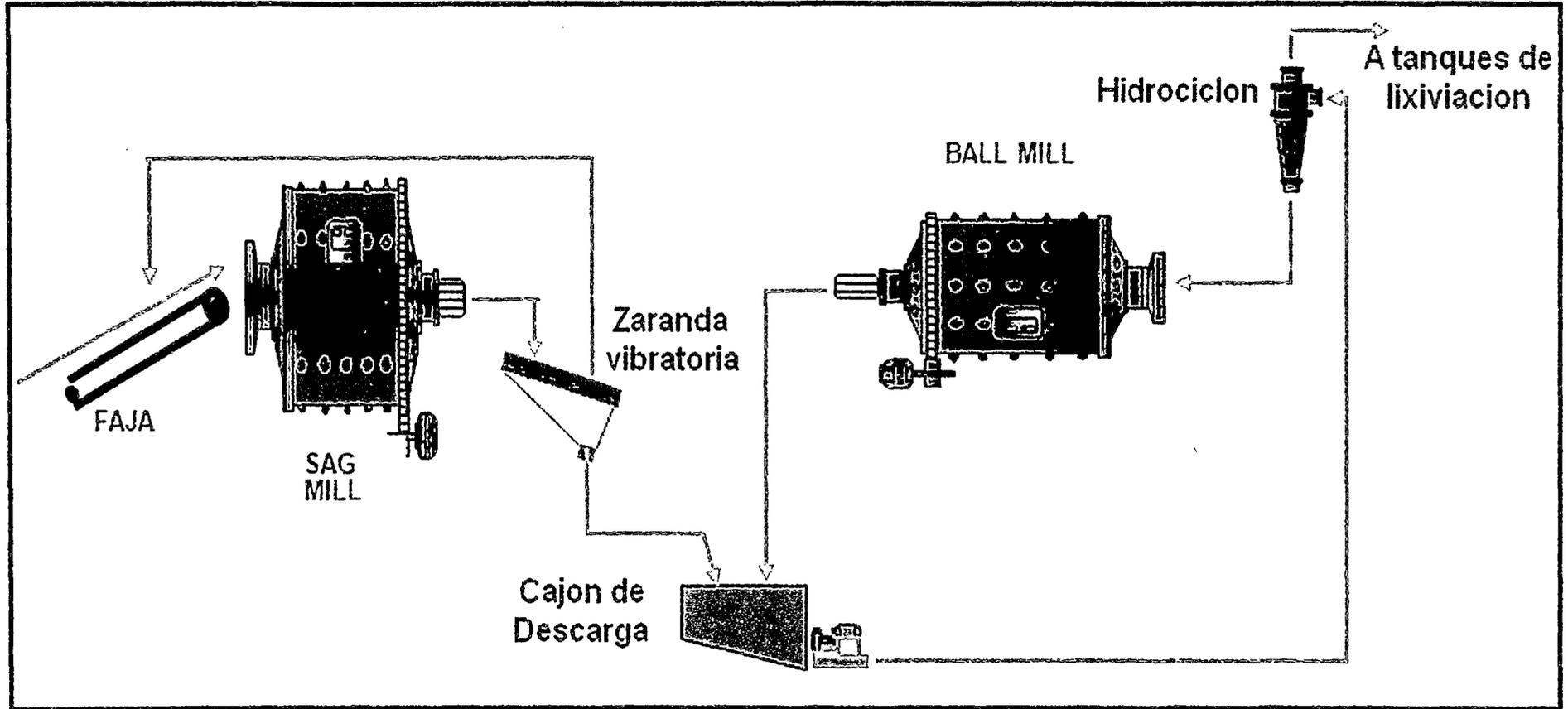
2.3.2 ALIMENTADOR DE CAL

La tolva se encuentra ubicada en la sala de cal, que se encuentra a un costado de la faja de alimentación del molino SAG. Esta tolva tiene como función almacenar y dosificar Cal, que luego poco a poco va a ser depositado a lo largo de la carga de mineral que va circulando a través de la faja.

La cantidad de Cal que ha de ser suministrado, depende directamente del pH en el que se encuentre el mineral dentro del molino SAG, este debe estar a pH 11; en caso de que el pH baje de este nivel; el contenido de cal vendría a ser aumentado de manera inmediata de forma automática, para esto se cuenta con un alimentador mecánico.

La alimentación es continua con un consumo aproximado de 0.4 kg/TM.

FIGURA Nº 2.3 CIRCUITO DE MOLIENDA Y CLASIFICACION



Fuente: Elaboración propia

2.3.3 MOLINO SAG 15.5` X 7`

El molino SAG esencialmente es un molino tubular que se caracteriza por tener algunas partes que le permiten cumplir con la operación de fractura de sus medios moledores.

CUADRO N° 2.1 CARACTERISTICAS DEL MOLINO SAG 15`5 X 7`

CARACTERISTICAS	
Dimensiones	15.5" X 7"
Motor	Siemens
HP	700
RPM	1170
Reductor Velocidad	Falk 2130
Embrague	Eaton 32
Velocidad eje del piñón rpm	258
Velocidad del molino rpm	14.8
Reductor hidráulico	Abacus

Fuente: Elaboración propia

2.3.3.1 OPERACIÓN DEL MOLINO SAG

La acción del molino está regulada por dos fenómenos principalmente:

- 1) El proceso de molienda.
- 2) El transporte del material a través del molino y de la parrilla.

Dentro del proceso de molienda podemos decir que existen dos parámetros:

- a. La velocidad con que se muelen las partículas.
- b. La distribución de tamaño de los productos que se obtienen.

La molienda por impacto ocurre cuando la energía es aplicada rápidamente y es mayor que la que se necesita para romper la partícula. Bajo estas condiciones, la partícula se rompe en muchos pedazos con un amplio rango de tamaños. Esto sucede cuando las bolas de gran tamaño son levantadas con suficiente energía como para que se separen de la carga y caigan golpeando violentamente el mineral que se encuentra al pie del molino. Lo mismo ocurre con las rocas grandes (auto fractura).

La molienda por compresión ocurre cuando la energía es aplicada lentamente y es la necesaria para llevar la partícula justo a su punto de fractura, rompiéndola en unos pocos pedazos, esta situación ocurre por ejemplo, por la acción de las bolas y rocas de gran tamaño, al rodar hacia el pie de la carga sobre las partículas de tamaño intermedio y fino.

La molienda por abrasión ocurre cuando la energía aplicada es insuficiente para producir un quiebre de la partícula y más bien se produce una fractura localizada.

Este tipo de molienda ocurre entre las rocas que están en contacto, las cuales se desgastan hasta que son suficientemente pequeñas como para ser fracturadas por bolas o partículas mayores.

2.3.3.2 VARIABLES DE OPERACIÓN DEL MOLINO SAG

Antes de analizar cada variable vamos a enumerar las características del molino SAG:

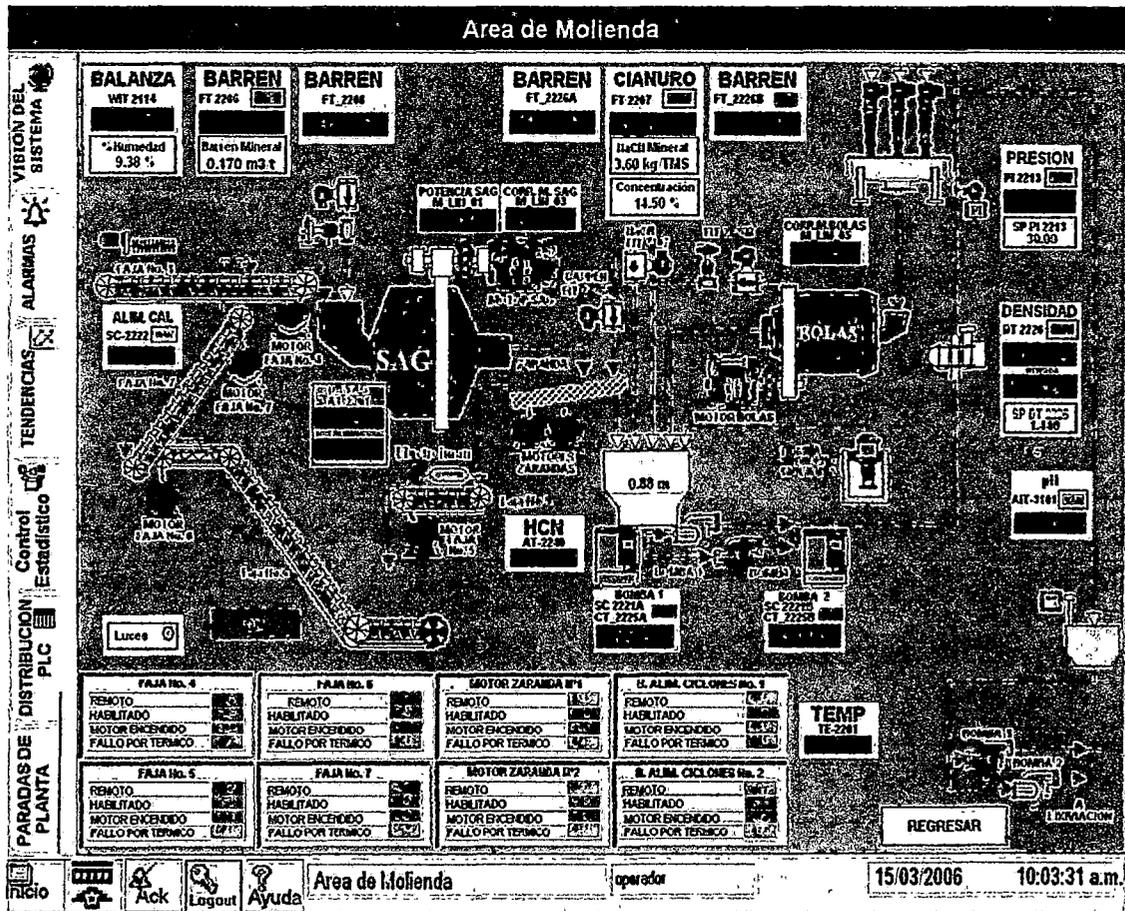
- La tasa de alimentación no afecta mayormente el tamaño de la descarga.
- El mineral de llenado aumenta con el flujo de alimentación.
- Existe un flujo máximo que permite una operación estable.
- La distribución de tamaño del mineral retenido define las tasas de molienda.

- El mineral actúa simultáneamente como agente de molienda y como material sometido a molienda.
- La carga del molino y el flujo máximo de procesamiento quedan determinados principalmente por las características del mineral y no por el operador.

2.3.3.3 INSTRUMENTACIÓN Y CONTROL DEL MOLINO SAG

El circuito de molienda y clasificación está automatizado solo en algunos puntos como la relación barren – mineral y los flujos para el nivel de llenado del cajón los cuales el operador maneja a través de un software de control que se muestra en la figura 2.4.

FIGURA Nº 2.4 SOFTWARE DE CONTROL (PLC) PLANTA DE BENEFICIO



Fuente: Sala de control planta de beneficio U.M.ARES

2.3.3.4 OBJETIVOS DEL CONTROL

El objetivo final de un sistema de control se define de acuerdo a un criterio técnico económico, que siempre busca obtener el máximo beneficio económico de la inversión que se ha realizado. Sin embargo, los objetivos técnicos pueden variar considerablemente cuando la demanda del metal en el mercado es alta, el objetivo principal puede ser maximizar la producción, mientras que si la demanda es baja, el objetivo principal puede ser mejorar la extracción y disminuir los costos de operación.

Los objetivos del control en la molienda SAG son los siguientes:

- Maximizar la producción.
- Mejorar la extracción y disminución de costos.
- Granulometría constante.

Sin embargo tal vez el primer objetivo que debe lograr cualquier esquema de control, es hacer que la operación del molino SAG sea estable, Para lo cual se requieren tres condiciones

- a) Una adecuada proporción de las fracciones gruesas, intermedio y fino en la alimentación fresca que le permite al molino suponer los medios moledores.
- b) Un flujo de alimentación fresca que permita igualar la tasa de ingreso de mineral grueso, con una tasa de molienda hacia tamaños más pequeños.
- c) Una tasa de descarga a través de la parrilla del molino que permita evacuar el mineral fino, a la misma tasa que ingresa y que se genera por fracturamiento de los tamaños superiores.

Aplicando la definición de variables de control, las principales variables que afectan la molienda semiautógena son:

1) Variables Manipuladas:

- Flujo de mineral fresco.
- Flujo de agua al molino.
- Flujo de agua al pozo de descarga del molino.
- Tasa de adición de bolas.
- Número de alimentadores de mineral fresco en operación.

2) Variables Controladas:

- Potencia consumida.
- Densidad de la pulpa de descarga.
- Nivel del pozo de descarga.
- Tamaño del producto final del circuito.
- Intensidad del sonido del molino.
- Presión en los descansos del molino.
- Nivel de llenado del molino.
- Carga de bolas en el molino.
- Carga circulante.

3) Perturbaciones:

- Dureza del mineral.
- Distribución granulométrica de la alimentación fresca.
- Mineralogía de la mena.
- Desgaste de los lifters.
- Desgaste de las bolas.
- Desgaste de la parrilla de descarga.
- Densidad del mineral.
- Variaciones descontroladas del agua.
- Variaciones descontroladas del mineral.
- Viscosidad de la pulpa.

2.3.4 MOLINO DE BOLAS 9'X 13'

La función principal del molino de bolas es darle al mineral proveniente del under flow del hidrociclón una remolienda para obtener la granulometría adecuada para pasar al proceso de lixiviación (74% -270 mallas), y a la vez darle un mayor tiempo de lixiviación en el circuito de molienda ya que durante este proceso se llega a extraer hasta el 75% en oro y plata.

2.3.5 CLASIFICADORES

2.3.5.1 ZARANDA VIBRATORIA

La mina ares cuenta con una zaranda de 4' x 8' con aberturas de malla de 10 mm, esta ubicada en la descarga del molino SAG, cuya función es evitar el paso de partículas de diámetro < a 10 mm hacia los ciclones por que ello ocasionaría una mala clasificación y desgaste excesivo.

2.3.5.2 HIDROCICLONES

La descarga del molino SAG es enviada a un nido de tres ciclones los cuales se encargan de clasificar el mineral hasta 74% -270 mallas, que después es bombeado hacia los tanques de lixiviación.

2.4 SECCION LIXIVIACION

El fino de los ciclones es enviado a un cajón alimentador que distribuye la pulpa equitativamente a 3 circuitos de tanques de lixiviación; cada uno consta de 3 tanques. Los circuitos proporcionan un tiempo de retención de 72 horas para permitir que la pulpa fluya por gravedad existe un desnivel entre tanque y tanque. La alimentación al primer tanque es por la parte superior, la pulpa del primer tanque sale desde el fondo a través de una tubería hacia un cajón situado en la parte superior del tanque. Cada tanque está provisto de un agitador con doble impulsor y se inyecta aire a una dosis de 6 a 9 m³/min de flujo y a una presión aproximada de 21 PSI para asegurar la presencia de

oxígeno como una ayuda en la disolución del oro. El aire es suministrado por un compresor de baja presión marca Atlas Copco.

2.4.1 CIANURACIÓN DE MINERALES AURIFEROS

El oro no se oxida a temperatura ordinaria, no es soluble en ácidos: clorhídrico, nítrico y sulfúrico. Se disuelve en agua regia, la que puede ser dificultada por la presencia de la plata mediante la formación de cloruro de plata que cubre la superficie del metal.

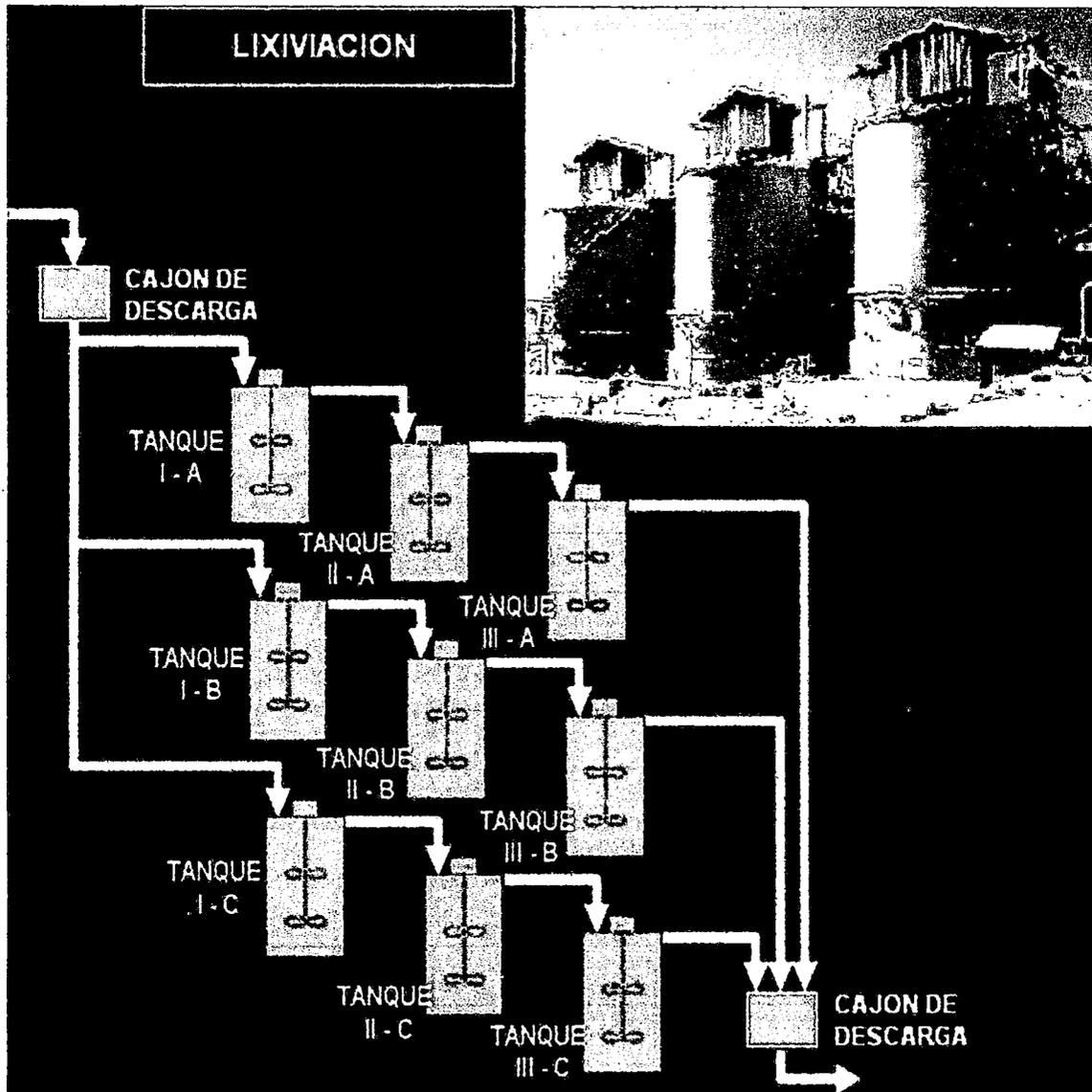
La base del proceso de cianuración, es que soluciones débiles o diluidas de cianuro de sodio o potasio, en nuestro caso NaCN en la mina ARES, tiene una acción disolvente preferencial sobre partículas de oro metálico (igualmente sobre la plata).

El cianuro es el término descriptivo general aplicado usualmente al cianuro de sodio. Debiendo mencionarse que el Ion cianuro CN^- es en realidad el que tiene la acción o fuerza disolvente, y la base alcalina del sodio, simplemente de la estabilidad química al compuesto.

2.4.2 LIXIVIACION EN TANQUES DE AGITACION

En la Compañía Minera Ares el tipo de lixiviación que se realiza es por medio de tanques de agitación, los cuales se encuentran en la siguiente etapa luego de la clasificación, y es así que el producto del rebose o del Over Flow del hidrociclón es impulsado por medio de una bomba centrífuga 5' x 4' hacia un cajón alimentador, el cual distribuye la pulpa hacia 3 columnas de tanques; la columna A que tiene 3 tanques en forma continua, el 1A, el 2A y el 3A; la columna B donde se encuentran los tanques 1B, 2B y 3B; y la columna C de los tanques 1C, 2C y 3C, además a cada uno de estos tanques ingresa aire a presión a través de 6 inyectores que se encuentran equidistantes en la parte interior de los tanques, la función de este aire es la de ayudar a la agitación total de la pulpa, además de aportar el O_2 y se lleve a cabo la cianuración.

FIGURA Nº 2.5 CIRCUITO DE LIXIVIACION U.M.ARES



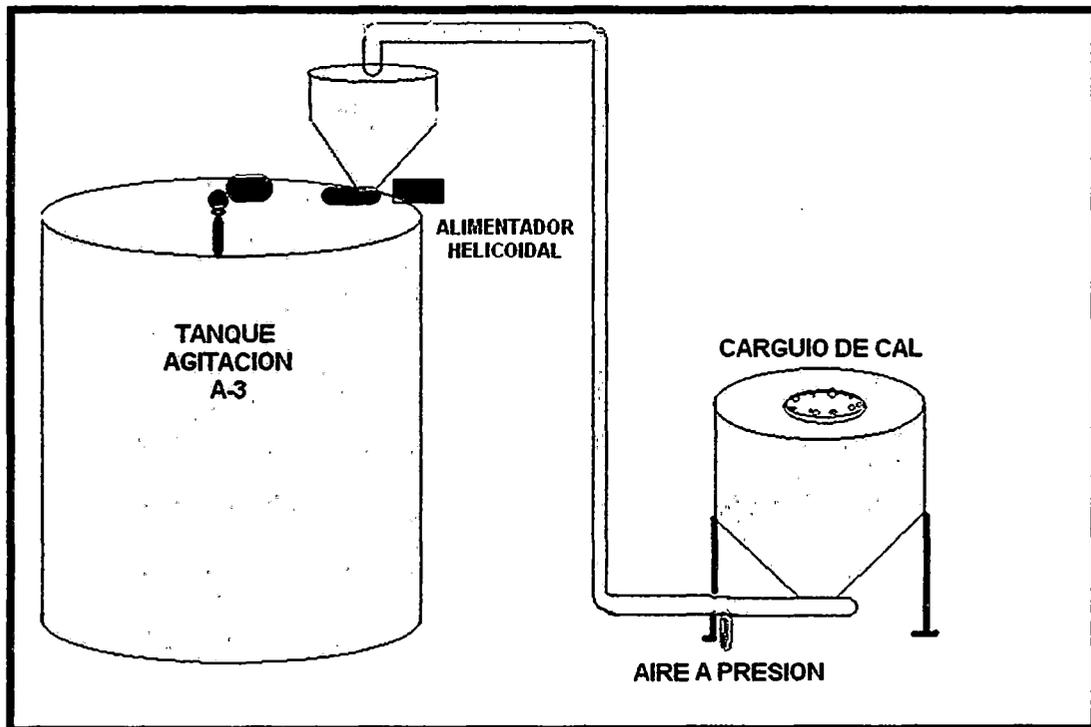
Fuente: Elaboración propia

2.4.3 LECHADA DE CAL

Es muy importante mantener el pH en un rango de 10.5 a 12. Una de las razones por la cual el nivel de la cal es mayor de lo normal se debe a que los parámetros teóricos se dan a temperatura ambiente de 25 °C y a presión atmosférica a nivel del mar, pero sucede que la unidad minera Ares se encuentra a 5000 m.s.n.m.

La cal no solamente es para el control del pH si no también para la sedimentación de los sólidos en los tanques espesadores (CCD). La cal viva es ingresada a través de presión de aire (2 PSI) y de ésta manera llevada a una altura de 14 m aproximadamente en la cual se tiene una tolva de almacén que nos permite dosificar a los tanques de la fila 3 mediante un alimentador helicoidal el cual esta localizado sobre el tanque de agitación A-3.

FIGURA Nº 2.6 ALIMENTADOR DE CAL ÁREA DE LIXIVIACIÓN U.M.ARES



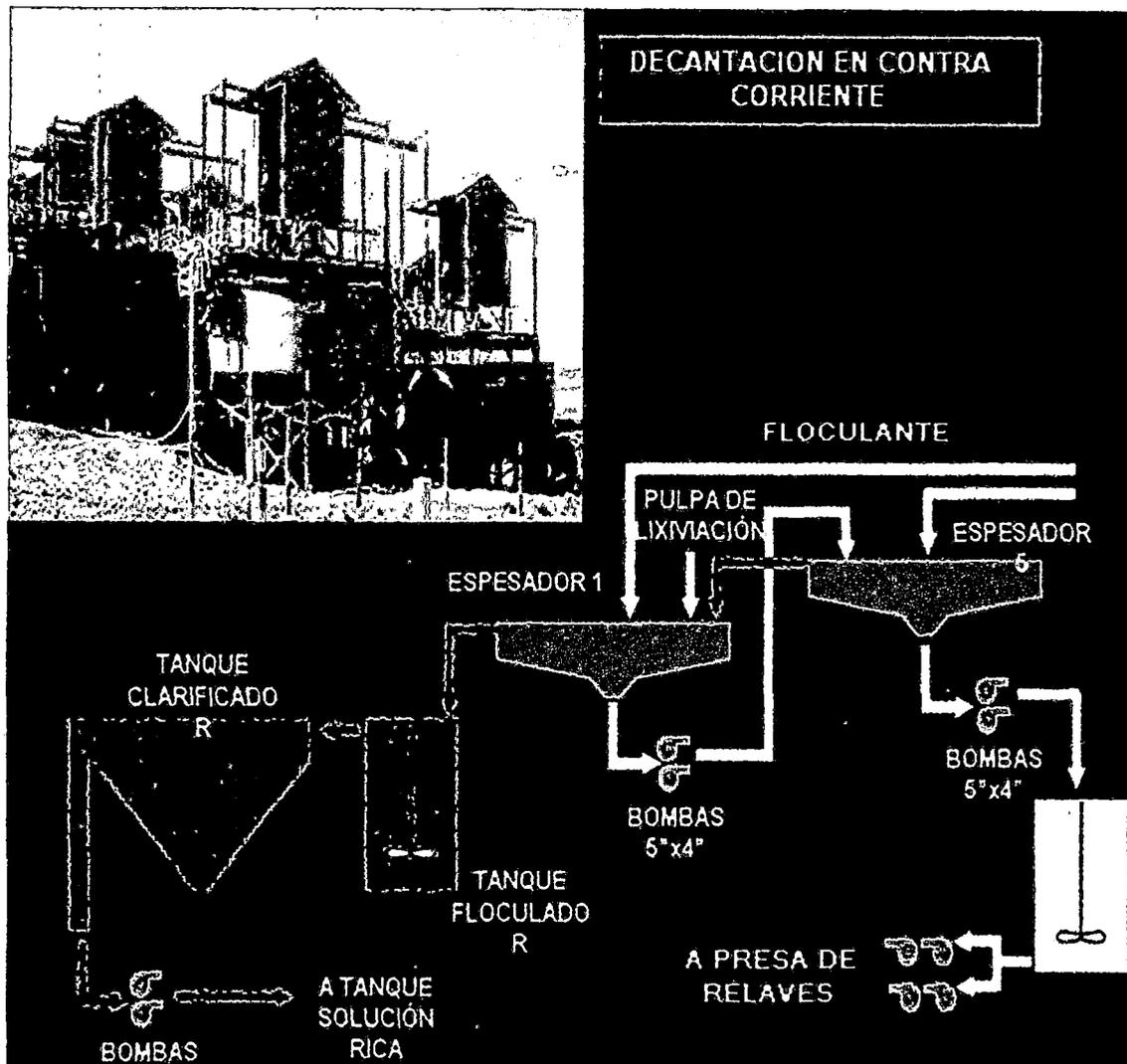
Fuente: Elaboración propia

2.5 SECCIÓN SEPARACIÓN SÓLIDO – LÍQUIDO

2.5.1 LAVADO EN CONTRACORRIENTE

En ésta etapa los líquidos se mueven en dirección contraria a los sólidos, el líquido se va enriqueciendo en solubles, coloides o ultrafinos de la última a la primera etapa y el líquido perdido con los sólidos va perdiendo concentración en sentido contrario y finalmente es depositado en la presa de relaves por baja concentración de metales valiosos.

FIGURA Nº 2.7 CIRCUITO DE DECANTACION EN CONTRA CORRIENTE (CCD)



Fuente: Elaboración propia

Como quiera que a mayor número de etapas se consigue mejor eficacia en el proceso, es decir, mayor recuperación de sólido y mayor recuperación de líquido; la mayoría de plantas tienden a circuitos con un gran número de etapas, aunque no mayor de 10 en procesos convencionales, en el caso de la Mina Ares se cuenta con cinco etapas (espesadores).

Estos circuitos en contracorriente, tienen por lo general una finalidad común: Obtener un sólido exento de solubles, es decir, un sólido lavado, al mismo tiempo que se obtiene una solución con la mayoría de los elementos solubles y con el menor contenido de sólidos, es decir clarificada, cuando el objetivo principal es obtener un sólido lavado.

Como es claro, la etapa de agitación produce una pulpa consistente en pequeñas partículas sólidas en suspensión en la solución, una etapa de separación sólido – líquido es absolutamente necesaria para separar los sólidos de la solución y enviarlos al tanque de relaves, mientras la solución clarificada puede pasar a una posterior etapa de extracción de valores previa clarificación en filtros clarificadores.

2.6 PLANTA DE DESTOXIFICACIÓN

Su función es la de preparar la solución cianurada para la posterior destrucción del cianuro, y luego mandar esta solución a que termine de realizar su proceso en la poza de Eventos y en la poza de Hidróxidos.

Esta sección está comprendida por:

- Tanque de destoxificación.
- Tanques de Peróxido de Hidrógeno.
- Poza de Eventos.
- Poza de Hidróxidos.

2.6.1 TRATAMIENTO DE SOLUCIONES BARREN

El uso de cianuro de sodio es fundamental para el proceso metalúrgico de minerales como agente lixiviador de metales preciosos, para poder destoxificar las soluciones cianuradas de manera rápida y efectiva, se utiliza el peróxido de hidrógeno.

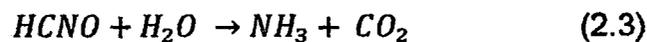
El peróxido de hidrógeno es un poderoso oxidante que va a destruir al cianuro mediante la oxidación para formar con él cianatos, como se puede ver en la ecuación 2.1.



La oxidación directa del cianuro libre (CN^-) requiere de un catalizador para producir iones cianatos CNO^- , para ello usamos el sulfato de cobre $CuSO_4$.



El cianuro de hidrógeno y los iones cianatos son menos tóxicos que el ácido cianhídrico, ya que estos en contacto con el agua se hidrolizan fácilmente para formar el amoníaco y dióxido de carbono en forma de gases.



El amoníaco generado en la ecuación puede oxidarse o bien formar compuestos de amoníacos para formar nitratos dependiendo del pH. De esta forma la oxidación de HCN o de CN^- se rebaja el contenido global del cianuro del sistema.

2.6.2 QUÍMICA DEL PROCESO

a) Oxidación a cianato:

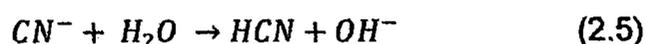
El cianuro puede convertirse a cianato según la siguiente reacción:



Como se puede observar necesitamos oxígeno para ello se puede agregar un oxidante como pueden ser: peróxido de hidrógeno, ozono, hipoclorito, etc.

b) Volatización:

El ácido cianhídrico es un gas o líquido incoloro con un punto de ebullición de 25.7 °C. La reacción de hidrólisis de equilibrio entre el ion cianuro y el agua, se realiza de la siguiente manera:



El peróxido de hidrógeno H_2O_2 también elimina metales pesados tales como el cobre desprendiendo el cianuro de los complejos metal/cianuro, causando la precipitación del hidróxido resultante. Es por ello que se cuenta con una poza denominada: "Poza de Hidróxidos"

La acción del peróxido de hidrógeno es perturbada por los siguientes factores:

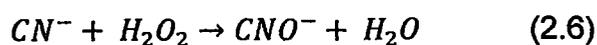
- Fluidos estériles provenientes de la molienda.
- Soluciones residuales, producto del proceso de lixiviación.
- Soluciones con impurezas producto también de la planta Merrill Crowe.

El grado de descomposición del cianuro libre depende de los siguientes factores:

- pH.
- Temperatura.
- Exposición a los rayos ultravioletas.
- Tiempo de reacción.
- El uso de oxidante peróxido hidrógeno.
- Catalizador como el sulfato de cobre.

Ventaja del uso del peróxido de hidrógeno:

- Su uso permite formar precipitados de metales.
- Se descompone en hidrógeno y oxígeno.
- No deja residuos.
- El cianuro reacciona con el peróxido en un único paso.
- No forma intermedios tóxicos.
- Produce cianatos.



Desventaja:

- La manipulación es muy peligrosa; es similar al agua oxigenada con la diferencia que ésta tiene una dilución de <1 % y el peróxido hidrógeno industrial tiene 60 % de dilución.
- Produce quemaduras graves.
- En donde existe medio calorífico produce la combustión.

c) Cianatos:

Los cianatos se hidrolizan, luego forman iones carbonatos y amoniacos los cuales se presentan en forma natural en el medio ambiente. El amoniaco molecular disuelto NH_3 puede ser tóxico para los peces en niveles de concentración suficientemente altos. Es transformado en forma de amonio no tóxico en pH natural en canales de agua abiertos.



Si después del tratamiento persiste el exceso de H_2O_2 en las aguas residuales, éste se descompone para producir agua y oxígeno. De tal manera que esta probado que no representa ninguna amenaza ambiental.



d) Peróxido de Hidrógeno:

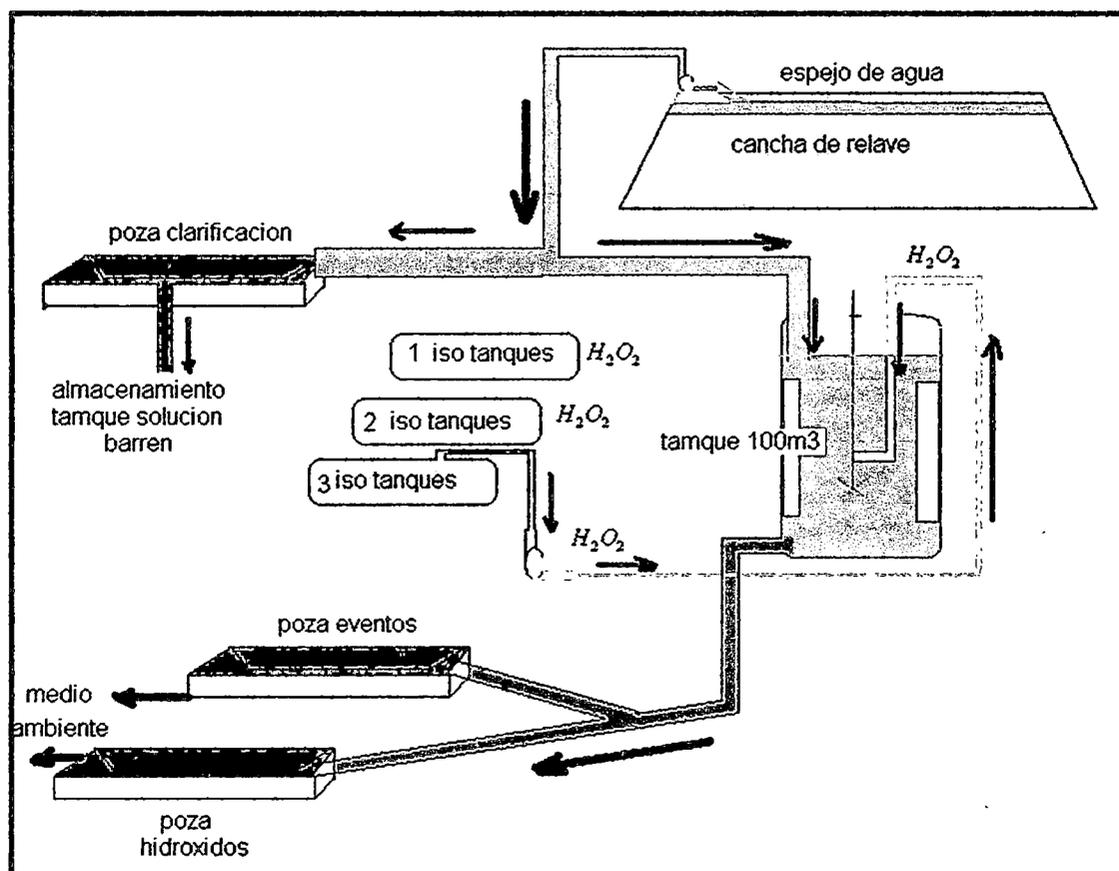
- No afecta los TDS (total sólidos disueltos.) del efluente.
- Puede oxidar los cianuros complejos y al mismo cianuro libre.
- Dentro de la medición del cianuro incluyen los demás compuestos: CN^- , HCN , $Cd(CN)_4^{-2}$, $Zn(CN)_4^{-2}$, $Cu(CN)^{-2}$, $Cu(CN)_3^{-2}$, etc.
- Durante la oxidación de los complejos de cianuro metálico con H_2O_2 , los iones metálicos desprendidos de sus iones de cianuro asociados, se precipitan como hidróxidos bajo las condiciones del pH presente en los procesos de destoxificación.

Por ejemplo del cobre como muestra la siguiente reacción:



La operación necesita de un tiempo de reacción aproximado de 24 horas para que precipiten los peróxidos y el contenido de cianuro baje a menos de 1 ppm para que pueda ser evacuado al medio ambiente lo ideal sería menor a 0.5 ppm de cianuro.

FIGURA N° 2.8 DIAGRAMA DE FLUJO PARA EL TRATAMIENTO DE DESTOXIFICACIÓN DEL CIANURO



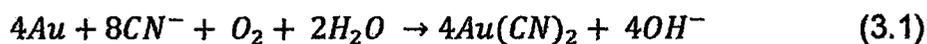
Fuente: Elaboración propia

CAPITULO III MARCO TEORICO

3.1 INTRODUCCION

La cianuración es el método más utilizado para el tratamiento de minerales de oro. Consiste en disolver metales preciosos como el oro y la plata con soluciones diluidas de cianuro de sodio y potasio.

Las reacciones que tienen lugar durante la disolución del oro en las soluciones de cianuro bajo condiciones normales, han sido establecidas en forma suficientemente definidas. La mayoría de las autoridades en la materia, concuerdan que la ecuación global de la disolución es la siguiente:



En un sistema relativamente simple de este tipo, el oro se disuelve con facilidad y las únicas condiciones que se requieren son; que el oro este libre y limpio; que la solución de cianuro no contenga impurezas que puedan inhibir la reacción y que se mantenga un adecuado abastecimiento de oxígeno a la solución durante todo el proceso de reacción. La reacción se lleva a cabo en medio alcalino (pH 9 a 11.7) para evitar la transformación de los cianuros por hidrólisis en ácido cianhídrico (HCN) gaseoso; esta reacción se produce en medio ácido, conduce a una pérdida de reactivos pero también a la emanación de un gas extremadamente tóxico.

La alcalinidad del medio es controlada, en general, por la adición de cal. La soda caustica, más costosa, es algunas veces utilizada para minimizar los problemas de encostramiento debido a la precipitación de sulfato de calcio. La disolución puede llevarse a cabo por agitación o por percolación y a veces es necesario un pre – tratamiento de oxidación.

3.2 CIANURACION POR AGITACION

La lixiviación por agitación se utiliza en los minerales de leyes más altas, cuando los minerales generan un alto contenido de finos en la etapa de chancado, o cuando el mineral deseado está tan bien diseminado que es necesario molerlo para liberar sus valores y exponerlos a la solución lixivante. Es también el tipo de técnica que se emplea para lixiviar calcinas de tostación y concentrados.

Se recurre a la agitación mediante burbujeo o bien a la agitación mecánica para mantener la pulpa en suspensión hasta que se logra la disolución completa, siendo el tiempo de contacto de los sólidos con la solución del orden de horas comparado con el proceso de lixiviación en pilas que requiere meses. Los agitadores mecánicos son simplemente impulsores colocados en el interior del tanque (fig.3.1a), mientras que los tanques agitados con aire son a menudo tanques de tipo "Pachuca" (fig.3.1b).

Sus ventajas comparativas con otros métodos de lixiviación son:

- Alta extracción del elemento a recuperar.
- Tiempos cortos de procesamiento (horas).
- Proceso continuo que permite una gran automatización.
- Facilidad para tratar menas alteradas o generadoras de finos.

Sus desventajas son:

- Un mayor costo de inversión y operación.
- Necesita una etapa de molienda y una etapa de separación sólido-líquido (espesamiento y filtración).

FIGURA Nº 3.1 EQUIPOS DE LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN

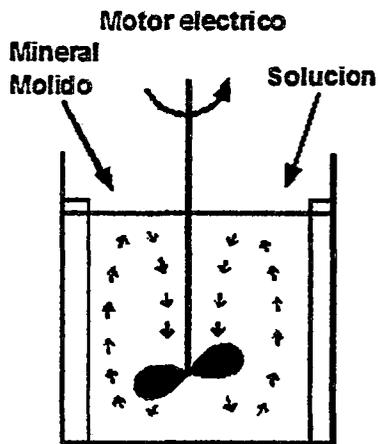


Fig. 2.1.a Agitación Mecánica

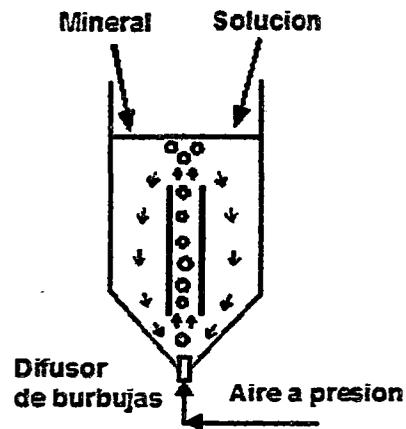


Fig. 2.1.b Agitación Neumática

Fuente: Universidad de Atacama, Introducción a la Hidrometalurgia, Pág. 24

3.3 VARIABLES EN EL PROCESO DE CIANURACION

3.3.1 EFECTO DEL TAMAÑO DE LA PARTÍCULA SOBRE LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN

Cuando se presenta oro grueso libre en la mena, la práctica generalizada es recuperarlo por medio de jigs, trampas, etc., antes de la cianuración, ya que las partículas gruesas podrían no disolverse en el tiempo disponible de cianuración. Otra práctica, es reducir el tamaño de las partículas de oro que van a cianuración, mediante la molienda y clasificación en circuito cerrado. Esta práctica mantiene en recirculación las partículas de oro más grandes en la molienda hasta que estas sean lo suficientemente pequeñas o delgadas para rebosar en el clasificador al circuito de cianuración.

Barsky encontró la velocidad máxima de disolución del oro llega a ser de $3.25 \text{ mg/cm}^2/\text{hr}$, cálculos muestran que, es igual a una penetración de 1.68μ en cada lado de una partícula plana de oro, o una reducción total de espesor de 3.36μ por hora.

Así una pieza de 44 μ de espesor (malla 325) tomaría no menos de 13 horas y una partícula que pase la malla 100 tardaría un tiempo no mayor de 44 horas para disolver.

TABLA N° 3.1 TAMAÑO DE ALGUNOS MINERALES PARA LA LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN

Mineral	Tamaño de lixiviación	
	(mm)	(mallas ASTM)
Cobre oxidado	0.83	20
Oro	0.25	60
Conc. de oro (sulfuros)	0.044	325
Calcinados de Zinc	0.074	200

Fuente: Universidad de Atacama, Introducción a la Hidrometalurgia, Pág. 25

3.3.2 EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO SOBRE LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN

Según J.S. Maclaurin, la velocidad de disolución de oro en soluciones de cianuro logra un máximo, pasando de una solución concentrada a soluciones diluidas, su trabajo muestra que este valor máximo es alcanzado utilizando una solución con concentraciones de 0.25 % de cianuro de sodio.

Según Christy, para todos los propósitos prácticos, soluciones menores a 0.001 % de cianuro de potasio no disuelven oro.

Julián y Smart encontraron que la velocidad de disolución de oro creció rápidamente con el aumento de la concentración de la solución hasta 0.1 % de cianuro de potasio.

White encontró que la velocidad máxima es a 0.0027 % de cianuro de potasio o 0.20 % de cianuro de sodio cuando a la solución de cianuro es saturada con oxígeno.

La concentración de la solución encontrada por Barsky, Swainson y Hedley para la más rápida disolución fue de 0.05 % de cianuro de sodio.

La causa de las amplias variaciones en las concentraciones de la solución encontradas por varios investigadores, para dar una velocidad máxima de disolución de oro, probablemente, esta en la variedad de técnicas empleadas en la determinación de estos valores. Estas variaciones incluyen factores tales como el ratio de volumen de solución a superficie de oro, velocidad de agitación, velocidad de aireación. Si se usa un volumen grande de solución de cianuro y una superficie relativamente pequeña de oro expuesta a la solución de cianuro y si la agitación es suficientemente intensa para remover los productos de la reacción a partir de la superficie del oro tan rápidamente como ellos son formados, entonces el factor controlable que gobierna la velocidad de disolución del oro debería ser la concentración de oxígeno de la solución en contacto con el oro. Si se usa aire, y si las pruebas son corridas a nivel del mar la concentración máxima de oxígeno será:



En la practica la mayoría de plantas de cianuro que tratan minerales de oro usan soluciones conteniendo menos de 0.05% de cianuro de sodio.

TABLA Nº 3.2 CANTIDAD DE ORO DISUELTO EN UNA HORA

NaCN en solución (%)	Au disuelto en 1 hora (mg/cm ²)
0.500	2.943
0.250	3.007
0.100	2.986
0.050	3.251
0.025	2.513
0.010	0.338

Fuente: Juan Vargas G. Metalurgia del oro y de la plata, 1990 Pág. 39

3.3.3 EFECTO DEL NITRATO DE PLOMO SOBRE LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN

El nitrato de plomo influye principalmente en la velocidad de disolución de minerales oxidados de oro y plata, actúa como un catalizador acelerando el proceso.

3.3.4 EFECTO DEL OXÍGENO SOBRE LA DISOLUCIÓN DEL ORO

El uso del oxígeno o un agente oxidante es esencial para la disolución del oro y plata bajo condiciones normales de cianuración. Tales agentes oxidantes como el peróxido de sodio, permanganato de potasio, bromo o cloro han sido usados con aceptable éxito en el pasado, pero debido a su costo y a las complicaciones para manipularlos han caído en desuso. Además, un mayor entendimiento de las reacciones incluidas en la cianuración y un conocimiento más completo de los efectos que causan los constituyentes indeseables en los minerales, han mostrado que una aireación adecuada bajo condiciones correctas, frecuentemente, dará tan buenos resultados como con los oxidantes químicos.

Barsky, Swainson y Hedley, determinaron la velocidad de disolución del oro en 0.10 % de cianuro de sodio usando nitrógeno, oxígeno y mezclas de nitrógeno y oxígeno. Las pruebas fueron conducidas en volúmenes de 100 ml de solución de cianuro, a 25 °C y con volúmenes iguales de gas para cada prueba. A través de cada prueba la velocidad de disolución fue uniforme excepto cuando fue usado el oxígeno solo, en este caso el oro es disuelto rápidamente durante la primera media hora y luego retardado considerablemente. Los resultados que muestran la velocidad de disolución para cada media hora de prueba son mostrados en la tabla 3.3. A partir de estos resultados se observa que la velocidad de disolución de oro es directamente proporcional al contenido de oxígeno.

A partir de esto, los experimentadores sugieren que la velocidad de disolución de oro en soluciones de cianuro es directamente proporcional a la cantidad de oxígeno alimentado a la solución.

TABLA N° 3.3 EFECTO DEL OXÍGENO SOBRE LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN DEL ORO

OXÍGENO (%)	VELOCIDAD DE DISOLUCION (mg/cm²/h)
0	0.04
9.6	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

Fuente: Juan Vargas G. Metalurgia del oro y de la plata, 1990 Pág. 40

3.3.5 EFECTO DE LA ALCALINIDAD SOBRE LA DISOLUCIÓN DEL ORO

Las funciones de la cal en la cianuración son las siguientes:

- a) Evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis.
- b) Evitar la pérdida de cianuro por acción del dióxido de carbono del aire.
- c) Descomponer los bicarbonatos del agua antes de ser usados en cianuración.
- d) Neutralizar los compuestos ácidos tales como sales ferrosas, sales férricas y sulfato de magnesio en el agua antes de adicionar al circuito de cianuro.
- e) Neutralizar los constituyentes ácidos del mineral.
- f) Neutralizar los compuestos ácidos que resultan de la descomposición de varios minerales en soluciones de cianuro.
- g) Ayudar a la sedimentación de partículas de mineral fino de modo que la solución impregnada clara pueda ser separada del mineral cianurado.

En algunos casos, para propósitos específicos, la alcalinidad protectora en la solución de cianuro se mantiene por el uso de otros álcalis, sin embargo, no son agentes sedimentadores efectivos. Aunque el uso de un álcali es esencial en cianuración, se sabe que álcalis tales como el hidróxido de sodio y particularmente el hidróxido de calcio, retardan la disolución del oro en soluciones de cianuro.

Quando se usa hidróxido de calcio, la velocidad de disolución disminuye rápidamente cuando el pH de la solución de cianuro está cerca a 11 y la disolución es prácticamente insegura a un pH de 12.2.

3.3.6 EFECTO DE LA TEMPERATURA SOBRE LA CIANURACION

Quando el calor es aplicado a una solución de cianuro conteniendo oro metálico, dos factores contrarios afectan la velocidad de disolución. Por un lado el incremento en la temperatura producirá un aumento en la actividad de la solución y así se aceleraría la velocidad de disolución del oro, al mismo tiempo la cantidad de oxígeno en la solución disminuirá porque la solubilidad de los gases disminuye con el incremento de la temperatura. La solubilidad del oro en solución de 0.25 % de KCN alcanza su máximo grado de disolución a 85 °C, aunque el contenido de oxígeno a esta temperatura es menos de la mitad que a 25 °C, pero la velocidad de disolución solo es ligeramente menor que el máximo a 25 °C. La explicación dada para esta afirmación, es decir, donde el oxígeno se considera esencial, es la capacidad de un electrodo de absorber o retener hidrógeno en su superficie es menos en una solución calentada que en frío. Así, la máxima fuerza electromotriz (f.e.m) contraria debido a la polarización llega a ser menos, según la solución es calentada hasta que la f.e.m. de la solución de oro sobre balancee la polarización y la disolución de oro pueda proceder sin oxígeno. Así, la polarización puede evitarse por el oxígeno reaccionando con el hidrógeno en la superficie del oro y permite la disolución del oro a bajas temperaturas; o puede ser evitado por el calor que desaloja al hidrógeno a partir de la superficie del oro y permite que el oro se disuelva sin el uso del oxígeno. En el último caso la disolución de oro es acompañada por una evolución de hidrógeno.

En la practica el uso de soluciones calientes para la extracción del oro, a partir de un mineral tiene muchas desventajas tales como el costo de calentamiento del mineral y solución, el aumento en la descomposición del cianuro debido al calor, el incremento en el consumo de cianuro debido a la acción acelerada entre cianicidas en el mineral tales como los sulfuros de cobre, hierro.etc.

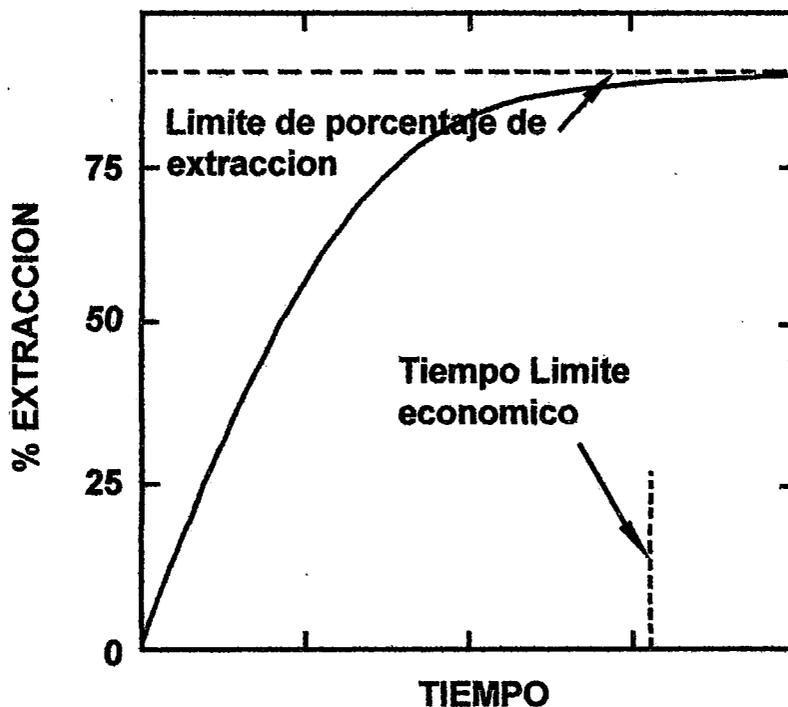
3.3.7 TIEMPO DE CIANURACION

El tiempo de cianuración para los minerales de plata es de mayor que el empleado para los minerales auríferos, aunque podría hasta cierto punto acelerarse mediante una aireación constante, una trituración fina de la mena, usando soluciones más concentradas de cianuro.

La economía del proceso de lixiviación es función del grado de disolución o porcentaje de extracción del metal valioso. Sin embargo, esto no es tan importante como el tiempo necesario para una extracción aceptable, es decir la velocidad de disolución.

La figura 3.2 muestra una curva típica entre estos dos parámetros. Existe al principio una extracción rápida, que decrece posteriormente al máximo obtenible para un tamaño dado de partícula. Esta curva se puede obtener de pruebas de lixiviación en botellas en laboratorio.

FIGURA Nº 3.2 PORCENTAJE DE EXTRACCIÓN EN FUNCIÓN DEL TIEMPO



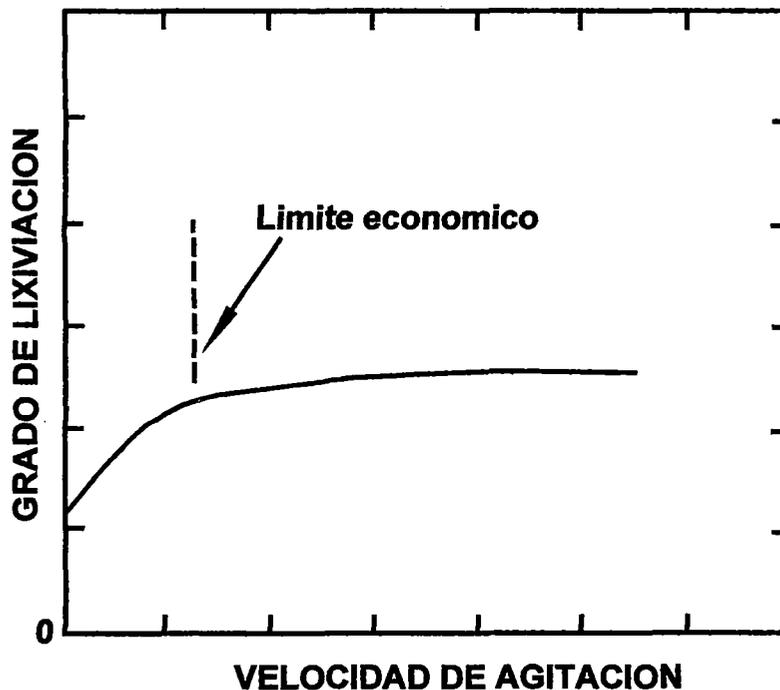
Fuente: Universidad de Atacama, Introducción a la Hidrometalurgia, Pág. 25

3.3.8 OTRAS VARIABLES

La lixiviación se realiza a temperatura ambiente (o en autoclaves), la concentración de reactivos debe ser optimizada según el tipo de operación. El porcentaje de sólidos debe ser en la mayoría de los casos lo mas alto posible para alcanzar una alta concentración del ion metálico en la solución de lixiviación, minimizar los costos de inversión en el circuito de lixiviación por menor capacidad volumétrica y reducir el tamaño y costo subsecuente de espesamiento y filtración.

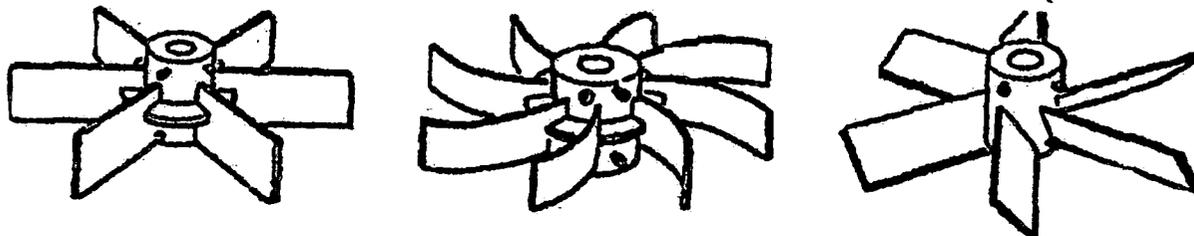
El porcentaje de sólidos en la pulpa varía entre 20 y 50%. La velocidad de agitación debe ser lo suficientemente alta para mantener los sólidos en suspensión, para que no decanten. Una velocidad de agitación alta tiende a favorecer la cinética de la reacción, pero tiene un costo energético apreciable (fig. 3.3). Favorece también la disolución de gases en la solución. Existen varios diseños de agitadores (fig. 3.4).

FIGURA Nº 3.3 VELOCIDAD DE AGITACIÓN V/S GRADO DE LIXIVIACIÓN



Fuente: Universidad de Atacama, Introducción a la Hidrometalurgia, Pág. 27

FIGURA N° 3.4 DISEÑO DE AGITADORES



Fuente: Universidad de Atacama, Introducción a la Hidrometalurgia, Pág. 27

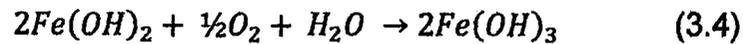
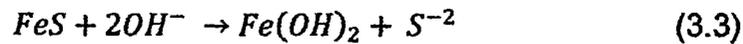
3.4 EFECTOS ACELERADORES Y RETARDADORES

Haden, investigó por primera vez el efecto de elementos que aceleran la disolución de oro en el cianuro; mas tarde, otros investigadores confirmaron tales estudios observando que pequeñas cantidades de sales de plomo y mercurio aceleran el proceso.

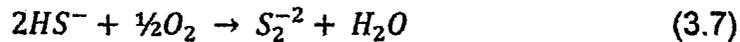
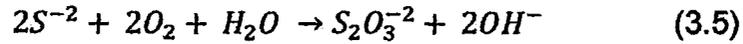
Otros aún, determinaron que las sales de bismuto y talio producían el mismo efecto. Este puede ser atribuido a una alteración de la capa límite de Nerst al disminuir el espesor del mismo, acelerando por tanto el proceso ya que, como se dijo, la etapa que controla el mecanismo de cianuración es la difusión. En cambio se pudo comprobar que aumentando las cantidades de plomo se retarda el proceso. Tal fenómeno de retardación en la cianuración puede deberse también a la acción de otros cationes: Cu^{2+} , Zn^{2+} , Ni^{2+} , Mn^{2+} , Ca^{2+} y Ba^{2+} . Según lo propuesto por HABASHI el efecto de retardación sería imputable a una o más de las siguientes causas que se explican a continuación:

3.4.1 CONSUMO DE OXÍGENO DE LA DISOLUCION

La presencia de oxígeno influye, como ya se ha visto, sobre la disolución puesto que su no consumo lo retarda. Así, por ejemplo, si la mena contiene pirrotita esta se descompone fácilmente formando hidróxidos ferrosos que posteriormente se oxidan con el oxígeno:



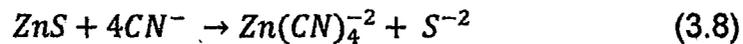
Y el ion azufre al oxidarse, también, produce tiosulfuros:



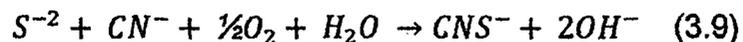
3.4.2 CONSUMO DE CIANURO LIBRE

Se debe a factores tales como:

- 1) Formación de complejos cianurados a partir de iones solubles:

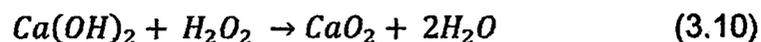


- 2) Generación de tiocianatos a partir de iones azufre liberados de los sulfuros solubles:



- 3) Formación de delgadas capas sobre la superficie del metal, que evitan la disolución a causa de:

- La producción de sulfuro auroso insoluble sobre la superficie de las partículas de oro, en presencia de sulfuros.
- La deposición de peróxidos; así el óxido de calcio, resultante de la descomposición del hidróxido del mismo a pH superior a 11,3 según la siguiente reacción:



- La generación de óxidos como el oro, insolubles en presencia de ozono, también ataca al cianuro de potasio, oxidándolo:



- La aparición de cianuros insolubles, como en el caso de la reacción de plomo con el cianuro libre, forma una capa insoluble de $Pb(CN)_2$.
- La presencia de xantatos en el mineral flotado, que da luz a la aparición de una fina capa de xantato áurico insoluble que evita la disolución del oro.

3.5 QUÍMICA DE LA CIANURACION

El oro se puede recuperar de los minerales, por lixiviación utilizando cianuro para formar compuestos estables, para ello se requiere un agente oxidante, según la ecuación general conocida como ecuación de ELSNER.

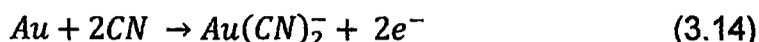


Habashi (1956) revisó los estudios efectuados acerca de los mecanismos de cianuración y propuso la ecuación para la reacción de disolución:

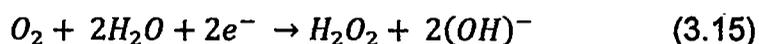


La reacción describe un proceso de corrosión en el cual el oxígeno absorbe los electrones en una zona catódica sobre la superficie metálica, mientras que en una zona anódica del metal éste cede electrones e ingresa a la solución como complejo de cianuro, de este modo se producen dos reacciones electroquímicas de semicelda, que se balancean mutuamente las cuales se muestran a continuación:

Reacción anódica:



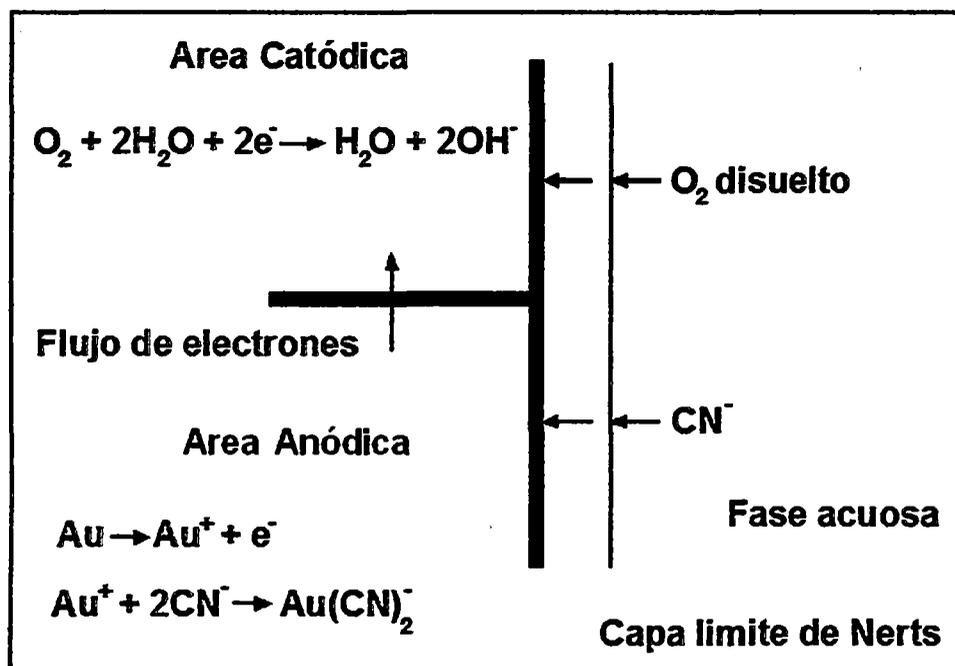
Reacción catódica:



En años recientes se ha considerado que la velocidad de reacción está condicionada por la cantidad de oxígeno. Por ello se ha introducido en el proceso oxígeno o aire enriquecido con oxígeno mediante reactivos como el peróxido de hidrógeno.

Las pruebas de laboratorio citadas por Habashi (1967) muestran que si este reactivo es añadido en exceso la velocidad de cianuración disminuye debido a la oxidación del cianuro.

FIGURA Nº 3.5 ILUSTRACIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE ORO

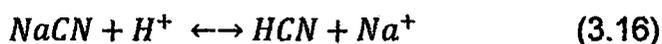


Fuente: Juan Vargas G. Metalurgia del oro y de la plata, 1990 Pág. 273

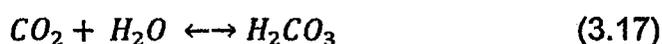
La ecuación N° 3.13 describe el comportamiento durante la cianuración de algunos minerales denominados "directamente cianurables" en los que el oro, por lo general, se encuentra como metal u ocasionalmente con plata. Con respecto a otros minerales, los constituyentes que no son metales preciosos pueden reaccionar o interactuar con la solución de cianuro, causando dificultades en el proceso. Estos constituyentes, que pueden estar presentes en concentraciones mucho mayores que los metales preciosos pueden ser el cobre, zinc, níquel, arsénico, antimonio, sustancias carbonatadas y un gran número de sulfuros.

Durante la lixiviación, el oro deberá estar en contacto directo con la solución de cianuro para poder ser disuelto, caso contrario se puede crear una adecuada superficie de contacto mediante la molienda fina. Por lo expuesto el mineral será considerado como "refractario". Esta misma denominación se aplica a los minerales en los cuales el oro se encuentra finamente diseminado en matrices de sulfuros o ganga oxidada. En este caso procesos como la tostación, oxidación acuosa a alta temperatura o la oxidación biológica pueden emplearse para que la solución de cianuro entre en contacto con los metales preciosos.

Las soluciones de cianuro para la lixiviación de oro se preparan, por lo general, de cianuro de potasio o cianuro de sodio de uso comercial. La estabilidad de estas soluciones depende de su pH; un pH mas bajo favorece la pérdida de cianuro por formarse acido cianhídrico:



Un ejemplo significativo de ésta reacción tiene lugar cuando el ion hidrógeno es generado por la absorción del CO₂ atmosférico por parte de la solución:



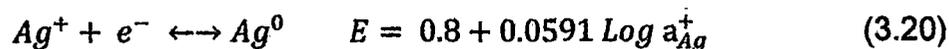
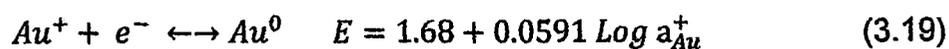
Con el fin de retener el cianuro en la solución y controlar las emisiones de cianuro de hidrógeno en el lugar de trabajo, se agrega cal para que reaccione con los iones de hidrógeno. Las adiciones de cal, también, pueden contribuir a sedimentar las partículas del mineral de la solución de lixiviación cuando se concluyen las reacciones. Durante el proceso de cianuración del oro, se producen varias reacciones secundarias; los constituyentes del mineral que participan en estas reacciones consumiendo cianuro, se denominan cianicidas.

3.6 TERMODINÁMICA DE LA CIANURACION

Para comprobar los mecanismos fisicoquímicos de la lixiviación de oro es necesario recurrir a una revisión de sus principales propiedades termodinámicas y en particular de sus estados estables y metaestables, representados clásicamente en los diagramas de Pourbaix (fig. 3.6) que relacionan el potencial de oxidación – reducción (Eh) del metal con el pH del medio.

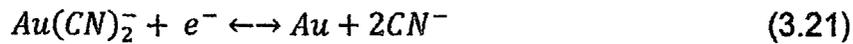
Estos diagramas muestran que compuestos como $Au(OH)_3$, AuO_2 , $HAuO_3^{-2}$ y también el ion Au^{+3} requieren elevados potenciales redóx (superiores al de la descomposición del oxígeno) para formarse. La lixiviación del oro metálico es, por lo tanto, muy difícil a causa de la gran estabilidad de este último.

Una explicación desde el punto de vista termodinámico del proceso de cianuración, se ilustra en la figura 3.6; Potencial Vs pH construido en base a las siguientes ecuaciones:

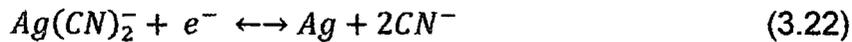


Donde E es el potencial químico, a_{Au} y a_{Ag} las actividades químicas del oro y plata.

Las ecuaciones de disolución del oro y la plata se muestran a continuación:

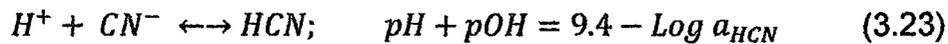


$$E = -0.60 + 0.116 pOH + 0.0591 \text{ Log } a_{Au(CN)_2^-}$$



$$E = -0.31 + 0.118 pOH + 0.0591 \text{ Log } a_{Ag(CN)_2^-}$$

Cuando el pH baja a 9.4 ocurre una considerable pérdida de cianuro debido a la formación de HCN, de acuerdo a la formación siguiente:



El contenido total de cianuro (A) referido a la práctica es definida por la ecuación:

$$A = a_{HCN} + a_{CN^-}$$

Y la ecuación (3.23) llega a ser:

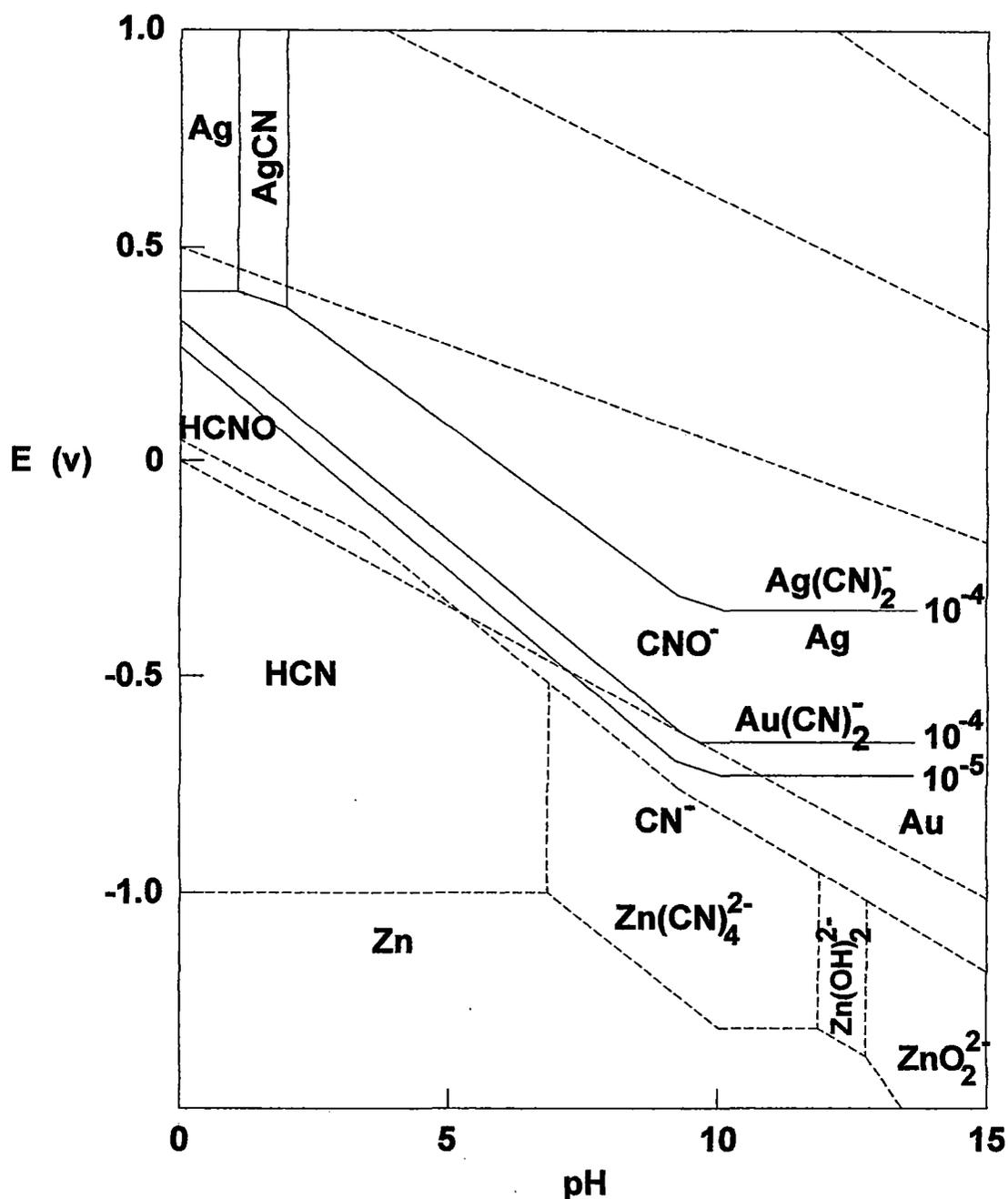
$$pH + pOH = 9.4 - \text{Log } A + \text{Log}(1 + 10^{pH-9.4}) \quad (3.24)$$

Combinando la ecuación (3.24) con la (3.21) y (3.22), el equilibrio de disolución del oro y la plata puede ser ilustrado en un diagrama Eh Vs pH.

La figura 3.6 fue construida con $A = 0.001 \text{ M}$, lo cual corresponde aproximadamente para un contenido de 0.05 % de NaCN.

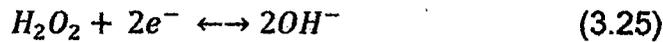
Las actividades de $Au(CN)_2^-$ y $Ag(CN)_2^-$ son estables en 10^{-4} lo cual corresponde aproximadamente a una concentración de oro y plata de 10 a 20 gr/m^3 respectivamente.

FIGURA N° 3.6 DIAGRAMA Eh V/S pH PARA EL SISTEMA Au-Zn-CN-H₂O (25°C)



Fuente: Fidel Misari C., Metalurgia del Oro, 2010, Pág. 16

De acuerdo a la figura 3.6, se puede reconocer que el oro y la plata son muy nobles en la región de pH bajos y son menos nobles a pH altos en la solución de cianuro. La plata notablemente es más inerte que el oro en presencia de cianuro; se puede apreciar que el pH más favorable a la disolución del oro y la plata es 9.4 sin embargo, para reducir pérdidas de HCN, se prefiere en la práctica un exceso en el valor del pH como 10.5



En 1966 Habashi, mostró la evidencia cinética del proceso de disolución, que es de naturaleza electroquímica, siendo la reacción total la siguiente:

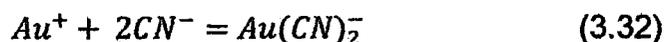
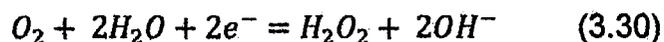


3.7 MECANISMO DE LA CIANURACION

En forma general, la lixiviación puede llevarse a cabo mediante mecanismos diversos, tanto físicos como químicos y electroquímicos, en el caso específico de la cianuración se ha podido establecer que la disolución está regida por los principios electroquímicos de la corrosión.

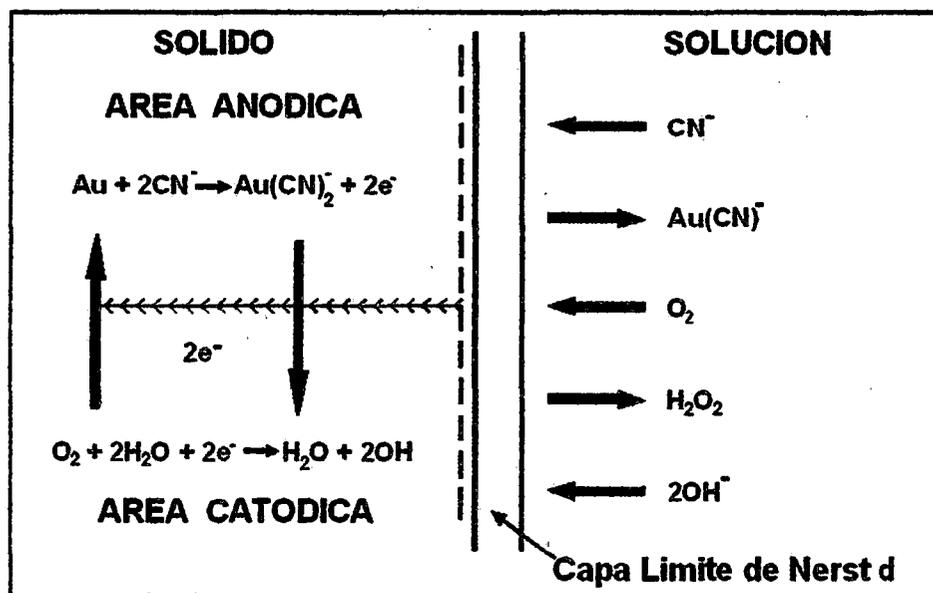
Fue Thompson (1947), quien demostró este hecho utilizando para ello pequeñas esferas de oro y una solución solidificada como soporte de éstos. Haciendo circular una corriente de KCN libre de aire se constató, al cabo de tres días, una ligera corrosión en el lado opuesto al de la incidencia del flujo después de otros tres días, la partícula de oro había sido reducida a la mitad.

La figura 3.7 es la ilustración de la naturaleza electroquímica de la disolución de partículas de oro (120 μm de diámetro) en KCN en presencia de O_2 . Las flechas indican la dirección del flujo de oxígeno (Thompson, 1947). La reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica va acompañada por la oxidación de oro en la zona anódica de acuerdo a las siguientes reacciones:



El experimento demostró que existe un flujo de electrones entre la fase líquida, en la que se encuentra el oxígeno disuelto y el cianuro, y la fase sólida constituida por el oro. La capa límite de Nerst, situada entre ambas fases, tiene un espesor variable, según el método de lixiviación y la velocidad de disolución.

FIGURA Nº 3.7 MECANISMO ELECTROQUÍMICO DE DISOLUCIÓN DEL ORO CON CIANURO



Fuente: Fidel Misari C., Metalurgia del Oro, 2010, Pág. 18

3.8 CINETICA DE LA CIANURACION

Como el tiempo en el cual se lleva a efecto la reacción es, en gran parte, el de la etapa de menor velocidad (llamada etapa controlante) es importante identificar a ésta para incrementar su rapidez. Una reacción fisicoquímica en la cual se hallan involucradas una fase sólida y otra líquida, se realiza en las cinco etapas siguientes:

- Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interface sólido-líquido.
- Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
- Reacción en la superficie.

- d) Desorción de los productos de reacción de la superficie del sólido
- e) Difusión de estos productos de la interface sólido-líquido a la solución.

El tiempo que emplea las etapas a y e es controlado por las velocidades de difusión, en tanto que en las etapas b, c y d es función de la rapidez de los procesos químicos. Si la difusión es muy lenta, una mayor agitación es necesaria para acelerar la reacción, si en cambio, esta última es retardada por los procesos químicos, se debe incrementar la temperatura. La cianuración está gobernada por las leyes de Fick, expresadas de la siguiente manera:

$$\frac{d(O_2)}{dt} = D_{O_2} \frac{A_1}{\delta} \quad [O_2] - [O_2]_i \quad (3.33)$$

$$\frac{d(CN^-)}{dt} = D_{CN^-} \frac{A_1}{\delta} \quad [O_2] - [O_2]_i$$

Y para la cianuración que va al área anódica:

$$\frac{d(CN^-)}{dt} = \frac{DCNA_2}{\delta} \quad [CN^-] - [CN^-]_i \quad (3.34)$$

Donde:

$$\frac{d(CN^-)}{dt} = \text{Velocidad de difusión del } O_2 \text{ en mol/seg.} \quad (3.35)$$

$$\frac{d(O_2)}{dt} = \text{Velocidad de difusión del ion } CN^- \text{ en mol/seg.}$$

D_{CN^-} y D_{O_2} = Son los coeficientes de difusión en $cm^2/seg.$

$[CN^-]$ y $[O_2]$ = La concentración del CN y del oxígeno en la pulpa en mol/ml.

$[CN^-]_i$ y $[O_2]_i$ = Concentración inicial de CN y O_2 en la solución en mol/ml.

A_1 y A_2 = Área superficial en que se tiene las reacciones anódica y catódica en cm^2 .

δ = Es el espesor del límite de Nerst en cm.

Si en las dos anteriores ecuaciones se considera que la reacción química es muy rápida se tiene $[O_2]_i = 0$ y $[CN^-]_i = 0$

Si se acepta asimismo que la velocidad de disolución del metal es dos veces la del oxígeno y solo la mitad de la del cianuro, se obtiene la siguiente igualdad:

$$2D_{O_2} \frac{A_1}{\delta} [O_2] = \frac{1}{2} D_{CN^-} \frac{A_2}{\delta} [CN^-] \quad (3.36)$$

Se debe tener en cuenta, además, que el área total es $A=A_1+A_2$

Resolviendo el sistema de ecuaciones de la ley de Fick, se deduce que la velocidad de cianuración es:

$$V = \frac{2A D_{CN^-} \times D_{O_2} [CN^-][O_2]}{\delta \{D_{CN^-} [CN^-] + 4D_{O_2} [O_2]\}} \quad (3.37)$$

Obtenida esta ecuación se debe considerar dos posibilidades; cuando las concentraciones de cianuro son bajas, el primer término del denominador es despreciable respecto al segundo, con lo cual, de la expresión anterior, se tiene:

$$V = \frac{1}{2} D_{CN^-} \frac{A}{\delta} [CN^-] \quad (3.38)$$

$$V = K_1 [CN^-] \quad (3.39)$$

Por lo tanto en estas condiciones, la velocidad de lixiviación es función de la concentración de cianuro, hecho que ha sido comprobado experimentalmente. La segunda posibilidad es que las concentraciones de este compuesto sean altas, en este caso el segundo término del denominador es despreciable respecto al primero, por lo que la ecuación se convierte en:

$$V = 2D_{O_2} \frac{A}{\delta} [O_2] \quad (3.40)$$

$$V = K_2 [O_2] \quad (3.41)$$

Esto significa que, a altas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución depende solamente de la concentración de oxígeno. Los experimentos han corroborado también esta previsión teórica, para hallar el límite en el cual el predominio de una de las concentraciones cede el paso al de la otra en el control de la velocidad de lixiviación; se debe volver a la ecuación general, cuando dicha ecuación se cumple:

$$DCN^{-}[CN^{-}] = 4DO_2[O_2]$$

O, lo que es igual:

$$DCN^{-}[CN^{-}] = 4DO_2[O_2] \quad \text{ó} \quad \frac{[CN^{-}]}{[O_2]} = 4 \frac{DO_2}{DCN^{-}} \quad (3.42)$$

Y se asume que $DO_2/DCN^{-} = 1.5$ (promedio establecido a partir de diferentes pruebas experimentales) se determina que el límite referido se alcanza cuando:

$$\frac{[CN^{-}]}{[O_2]} = 6$$

Los valores encontrados en experiencias de laboratorio varían de 4.6 a 7.4; por lo que el obtenido en el cálculo teórico se considera representativo.

3.9 INFLUENCIA DE LAS IMPUREZAS EN LA CIANURACION

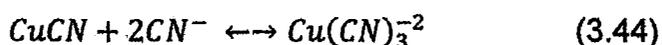
3.9.1 ACCION DE LOS METALES SOBRE EL CIANURO

3.9.1.1 COBRE

Al igual que el oro, el cobre forma complejos estables con el cianuro. Si bien se considera que el cobre tiene dos estados de oxidación en solución, el ion cúprico, es inestable en presencia del cianuro por lo que parte de este se reducirá, para luego precipitar como cianuro cuproso:



Si existe suficiente cianuro en la solución, el ion cuproso no precipitara, estabilizándose en la solución (predominantemente en concentraciones bajas) como el complejo triciano cúprico.



Los resultados experimentales muestran que los minerales oxidados de cobre (azurita, malaquita, cuprita y crisocola), sulfurados (enargita, tetraedrita) y cobre nativo reaccionan con las soluciones de cianuro para producir complejos de cianuro en solución (Hedley y Tabachnik, 1968). De éstos, la crisocola, la calcopirita y la tetraedrita son los menos reactivos. Se observa que las soluciones que contienen cobre poseen menos poder lixivante de metales preciosos, probablemente debido a que el cobre y los metales preciosos compiten por el cianuro disponible. Luego de la cianuración, el cobre es recuperado junto con el oro, formando parte del DORE que se obtiene.

3.9.1.2 HIERRO

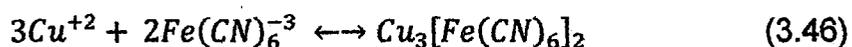
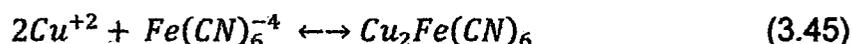
El hierro se halla presente en mayor o menor medida en casi todos los minerales sometidos a procesos que involucran el uso de cianuro. Afortunadamente, las soluciones de cianuro ejercen poco efecto sobre el hierro metálico y sobre la mayoría de los minerales de hierro. Por consiguiente, el equipo en el cual se manipula las soluciones puede estar fabricado de acero, sin consideraciones de protección especial contra la corrosión. No obstante, el cianuro reaccionará con sales de hierro disueltas y con algunos minerales de hierro.

Al igual que con otros metales del grupo de transición, el hierro (férrico y ferroso) forman complejos estables con el cianuro. Sin embargo, los complejos de cianuro de hierro se distinguen de otros complejos, como por ejemplo, los complejos de cianuro cúprico por su estabilidad cinética. Debido a esta estabilidad, pueden permanecer como tales durante largos períodos en

condiciones en las cuales, en virtud de las consideraciones de equilibrio termodinámico, deberían descomponerse.

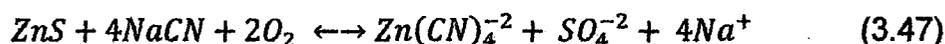
Los complejos de cianuro de hierro se denominan ferrocianuros (si el hierro se encuentra en estado ferroso) o ferricianuros (si el hierro se encuentra en estado férrico). El cianuro ligado al hierro en el ferrocianuro no puede ser destruido por cloruración, y el ferricianuro no será eliminado mediante procesos basados en la oxidación del cianuro. El ion debe disociarse para lograr la destrucción del cianuro, la lentitud de este proceso no permite su aplicación en procesos industriales.

Los procesos de tratamiento de efluentes, utilizan metales como el cobre para la eliminación del ferrocianuro y el ferricianuro. El cobre es añadido a este proceso como un catalizador redox; cuando el cianuro remanente no puede mantenerlo en solución, los complejos de cianuro precipitan de acuerdo a las siguientes reacciones:



3.9.1.3 ZINC

El zinc puede hallarse en las soluciones de cianuro del procesamiento de minerales como el resultado del ataque de los iones de cianuro a los minerales de zinc. Por ejemplo, al ataque de la esfarelita se presenta como:



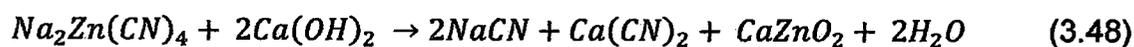
La solubilidad de los minerales de zinc como la smithsonita, la hidrazincita, la zincita y la calamina en solución de cianuro originan una rápida acumulación del zinc, a menos que se agregue una cantidad adicional de cal, con el fin de garantizar la precipitación del zinc como zincato.

TABLA N° 3.4 SOLUBILIDAD DE MINERALES DE DISTINTOS METALES EN SOLUCIONES CIANURADAS

METAL	MINERAL	FORMULA	% DISUELTO EN 24 h
ORO	Calaverita	AuTe ₂	Fácilmente soluble
PLATA	Argentita	Ag ₂ S	Fácilmente soluble
	Cerargirita	AgCl	Fácilmente soluble
	Acantita	Ag ₂ S	Fácilmente soluble
	Proustita	Ag ₃ AsS ₃	Difícilmente soluble
	Pirargirita	Ag ₃ SbS ₃	Difícilmente soluble
COBRE	Azurita	2CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	94.5
	Malaquita	CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	90.2
	Calcocita	Cu ₂ S	90.2
	Cuprita	Cu ₂ O	85.5
	Bornita	FeS.2Cu ₂ S.CuS	70.0
	Enargita	3CuS.As ₂ S ₅	65.8
	Tetrahedrita	4Cu ₂ S.Sb ₂ S ₃	21.9
	Crisocola	CuSiO ₃	11.8
	Calcopirita	CuFeS ₂	5.6
ZINC	Smithsonita	ZnCO ₃	40.2
	Cincita	ZnO	35.2
	Hidrocincita	3ZnCO ₃ .2H ₂ O	35.1
	Franklinita	(Fe,Mn,Zn)O.(Fe,Mn) ₂ O ₃	20.2
	Esfarelita	ZnS	18.4
	Gelamina	H ₂ Zn ₂ SiO ₄	13.4
	Willermita	Zn ₂ SiO ₄	13.1
	HIERRO	Pirrotita	FeS
Pirita		FeS ₂	Difícilmente soluble
Hematita		Fe ₂ O ₃	Difícilmente soluble
Magnetita		Fe ₃ O ₄	Prácticamente insoluble
Siderita		FeCO ₃	Prácticamente insoluble
ARSENICO	Oropimente	As ₂ S ₃	73.0
	Rejaljar	As ₂ S ₂	9.4
	Arsenopirita	FeAsS	0.9
ANTIMONIO	Estibina	Sb ₂ S ₃	21.1
PLOMO	Galena	PbS	Soluble a pH alto

Fuente: Fidel Misari C., Metalurgia del Oro, 2010, Pág. 23

En la formación de complejos se consume 1.5 a 4 kilogramos de cianuro de sodio por kilogramo de zinc disuelto. La descomposición de cianuro de zinc por adición de exceso de cal puede explicarse de la siguiente manera:



A diferencia de otros metales, el zinc no compite con el oro en la formación de complejos de cianuro. Una solución de $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ que contiene oxígeno posee casi el mismo poder disolvente para el oro que una de cianuro de sodio y fuerza equivalente.

El poder disolvente se ve afectada por una dosificación inadecuada de cal, lo cual sugiere que en condiciones de pH más elevados el complejo de cianuro de zinc se convertirá en zincato, liberando cianuro, en forma iónica, reaccionando con el oro.

3.9.1.4 PLOMO

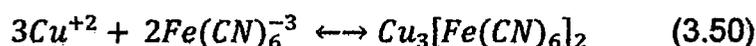
La galena no es atacada por las soluciones de cianuro.

3.9.1.5 ARSENICO Y ANTIMONIO

El papel del cianuro en la descomposición de los minerales de arsénico y antimonio involucra reacciones similares a las que se presentan en el caso de los sulfuros. Se forman otros aniones, pero estos son el resultado del contacto del mineral con soluciones alcalinas, no con soluciones alcalinas de cianuro. Estos minerales contribuyen al efluente con la tioarsenita, tioantimonita, arsenita, antimonita, arseniato, antimoniato, además, de una gama de cianuro reaccionara con las sales de hierro disueltas y con algunos minerales de hierro. Al igual que con otros metales del grupo de transición, el hierro (férrico y ferroso) forman complejos estables con el cianuro. Sin embargo, los complejos de cianuro de hierro se distinguen de otros complejos, como por ejemplo, los complejos de cianuro cúprico por su estabilidad cinética. Debido a esta estabilidad, pueden permanecer como tales durante largos periodos en condiciones en las cuales, en virtud de las consideraciones de equilibrio termodinámico, deberían descomponerse. Los complejos de cianuro de hierro se denominan ferrocianuros (si el hierro se encuentra en estado ferroso) o ferrocianuros (si el hierro se encuentra en estado férrico).

El cianuro ligado al hierro en el ferrocianuro no puede ser destruido por cloruración, y el ferrocianuro no será eliminado mediante procesos basados en la oxidación del cianuro. El ion debe disociarse para lograr la destrucción del cianuro, la lentitud de este proceso no permite su aplicación en procesos industriales.

Los procesos de tratamiento de efluentes, utilizan metales como el cobre para la eliminación del ferrocianuro y el ferricianuro. El cobre es añadido a este proceso como un catalizador redóx; cuando el cianuro remanente no puede mantenerlo en solución, los complejos de cianuro precipitan de acuerdo a las siguientes reacciones:



3.9.2 ACCION DE LOS ALCALIS SOBRE EL CIANURO

Debido a la acidez de los minerales, que son la causa de pérdidas de cianuro, se agregan bases como el CaO para reducir esas pérdidas. Conviene que el exceso de álcali sea el mínimo compatible con el menor consumo de cianuro por ejemplo:

a) Lechada de Cal:

Convierte el sulfato férrico insoluble en hidróxido férrico y sulfato de cal en un ambiente con exceso de aire.



b) Sulfato de Calcio:

Forma una solución saturada que se deposita en las tuberías y en los paños de los filtros clarificadores exigiendo la limpieza, el hidróxido ferroso se disuelve en el cianuro formando ferrocianuros y absorbiendo oxígeno; los álcalis no protegen el cianuro de la acción de las sales de cobre.

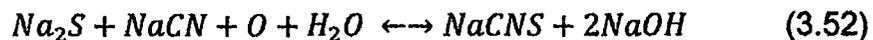
c) Soda caustica:

Fue empleada primeramente como álcali protector pero es mas cara que la cal, además tiende a introducir sulfuros solubles en la solución y ha retardar el asentamiento y la percolación.

3.9.3 ACCION DE LOS SULFUROS SOBRE EL CIANURO

Un porcentaje pequeño de un sulfuro soluble que esté presente en la solución de cianuro, retarda la disolución formando una película, esto en parte a que el sulfuro sustrae oxígeno de la solución.

El ion sulfuro podría afectar la disolución, si es absorbido por el metal en la interface metal-solución formando una película que imposibilite la cianuración, por otro lado este ion reacciona con el cianuro y el oxígeno para formar el ion tiocianato que no es disolvente. Se ha observado que los sulfuros solubles, provienen del cianuro comercial y de la acción del cianuro sobre el sulfuro de fierro existente en el mineral. Ellos se convierten en sulfocianuros, con consumo de cianuro y oxígeno de ésta forma:

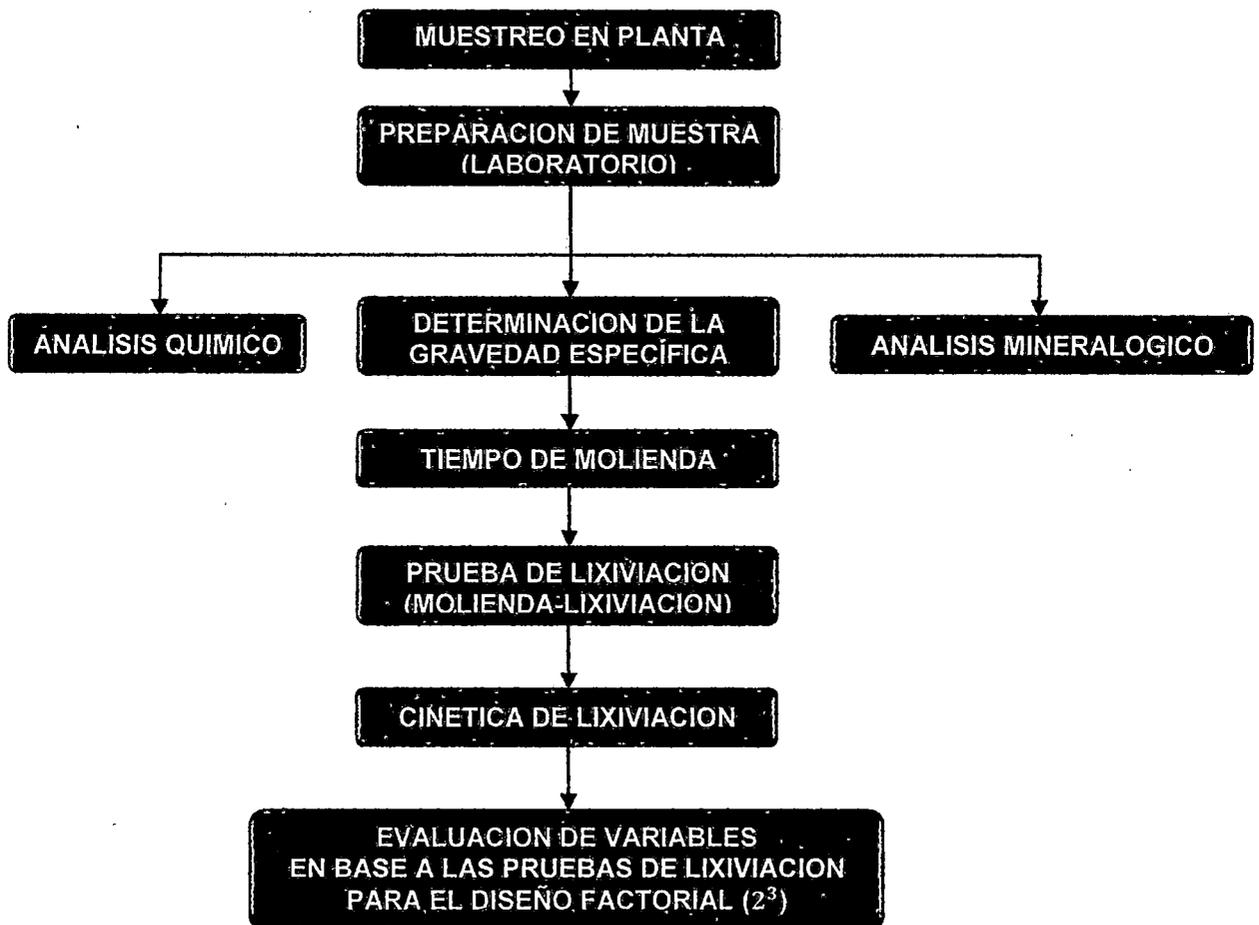


Los sulfuros alcalinos, son comúnmente eliminados por la disolución de sales de plomo o mercurio. Inversamente, una acumulación de metales básicos en la solución puede ser eliminada por la adición de sulfuros solubles.

CAPITULO IV DESARROLLO EXPERIMENTAL

4.1 PRUEBAS EXPERIMENTALES DEL PROCESO DE LIXIVIACION POR AGITACION DE MINERALES OXIDADOS DE ORO Y PLATA

GRAFICO N° 4.1 ETAPAS DEL PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL



4.2 MUESTREO EN PLANTA

4.2.1 OBJETIVO

Obtener una muestra representativa del mineral que ingresa a planta de beneficio y así poder realizar las diferentes pruebas de lixiviación; se aplicó la técnica de muestreo por canales transversales en el eje, por puntos en la cancha de finos donde se encuentra acopiado el mineral que ingresará a planta; y así tener una muestra representativa suficiente para realizar las pruebas ya mencionadas.

4.2.2 EQUIPOS Y HERRAMIENTAS DE MUESTREO

Se utilizó las siguientes herramientas y equipos:

- Pala.
- Carretilla.
- Bandejas metálicas.
- Bolsas plásticas.
- Cinta adhesiva.
- Libreta de apuntes.

4.2.3 PROCEDIMIENTO

Se procedió de la siguiente manera:

- Ubicar los puntos donde se van a tomar las muestras.
- Trazar el área perpendicular al rumbo donde se va a extraer la muestra.
- Extraer las muestras.
- Etiquetar y embolsar las muestras extraídas en las bolsas.

4.2.4 RESULTADOS

Se llegó a obtener muestras representativas del mineral a procesar para realizar el presente trabajo de investigación.

4.3 PREPARACION DE MUESTRA PARA LAS PRUEBAS DE LIXIVIACION

4.3.1 OBJETIVO

Preparar el mineral proveniente de planta de beneficio para realizar las pruebas de lixiviación 100% -10 mallas.

4.3.2 EQUIPOS Y MATERIALES

- Secadora Hereaus.
- Chancadora.
- Pulverizador.
- Extractor de Polvos.
- Cuarteador Jones.
- Bandejas Medianas para Secado de Muestras.
- Sobres para Muestra.
- Brochas de 4".
- Lona.
- Cuaderno de control de muestra.
- Libreta de apuntes.
- Balanza.

4.3.3 PROCEDIMIENTO

- Recepcionar las muestras gruesas y húmedas procedentes del área de planta, para las pruebas de lixiviación respectivamente. Identificar cada una de ellas y registrar los códigos en el cuaderno respectivo.
- Colocar las muestras en bandejas grandes y limpias para esta operación.
- Secar las muestras al medio ambiente, por un tiempo de 2 a 3 días dependiendo de la humedad del mineral.
- Posteriormente proceder al chancado primario y secundario.

- Después de finalizar el chancado, tamizar sobre la malla 10, guardar sobre otro recipiente la fracción de -10 mallas.
- Con la muestra +10 mallas, colocar en la cubeta de pulverización, luego programar el tiempo de pulverizado a 30 segundos.
- Finalmente retirar la muestra sobre una lona de jebe y mezclar con el de -10 mallas, homogenizar, cuartear y embolsar en el sobre previamente identificado con el código y fecha, para su análisis de cabeza correspondiente.
- De la misma manera embolsar la muestra en pesos de 1 Kg, para evitar la segregación.

4.3.4 RESULTADOS

Se obtuvo una muestra representativa de 40 kg 100% -10 mallas que será utilizada para todas las pruebas de lixiviación. La malla 10 es considerada como un estándar en la preparación de muestras para las diferentes pruebas a realizarse.

4.4 DETERMINACION DE LA GRAVEDAD ESPECÍFICA DEL MINERAL

4.4.1 OBJETIVO

Determinar la gravedad específica del mineral por el método de la fiola para realizar las diferentes pruebas de lixiviación.

4.4.2 MATERIALES Y EQUIPOS

- Muestra de mineral 100 g 100% -100 mallas
- Agua destilada
- Fiola (100 cm³)
- Piceta
- Espátula
- Balanza de precisión

4.4.3 PROCEDIMIENTO

- Pesar 5 g de mineral para las 5 pruebas.
- Pesar la fiola vacía y seca; tomar dato.
- Pesar fiola mas muestra de mineral.
- Pesar fiola mas agua.
- Pesar fiola más agua más mineral.

Se procede a calcular la gravedad específica mediante la siguiente expresión matemática:

$$G.E = \frac{M-P}{[W+(M-P)-S]} \quad (4.1)$$

- G.E** : Gravedad específica.
- P** : Peso de la fiola en gramos.
- M** : Peso de fiola mas mineral en gramos.
- W** : Peso de fiola mas agua en gramos.
- S** : Peso de fiola más mineral, más agua en gramos.

CUADRO Nº 4.1 PESO ESPECÍFICO MINERAL ARES

Nº de Pruebas	Peso de Mineral (g)	M (g)	P (g)	W (g)	S (g)	X	X ²
						G.E (g/cm ³)	_____
1	5	64.2	59.2	158.8	161.9	2.62	6.8644
2	5	64.0	59.0	158.7	161.8	2.60	6.76
3	5	63.9	58.8	158.9	162.0	2.62	6.8644
4	5	63.8	58.7	159.0	162.1	2.59	6.7081
5	5	63.9	58.8	159.1	162.2	2.60	6.76
						ΣX=13.03	ΣX²=33.9807

- **CALCULO DE LA DESVIACION ESTÁNDAR:**

➤ Hallando el promedio de la gravedad específica:

$$\bar{X} = \frac{2.62+2.60+2.62+2.59+2.60}{5} = 2.61$$

$$\bar{X} = 2.61$$

➤ Hallando la desviación estándar "δ":

$$\delta^2 = \frac{\sum X^2 - \frac{(\sum X)^2}{n}}{n-1} \quad (4.2)$$

$$\delta^2 = \frac{33.98 - \frac{(169.9)^2}{5}}{5-1}$$

$$\delta^2 = \frac{33.9807 - 33.98}{4}$$

$$\delta^2 = 1.75 \times 10^{-4}$$

$$\delta = \sqrt{1.75 \times 10^{-4}} = 0.013$$

➤ Intervalo de confianza:

"t" student (t para 95 % de confianza es 2.57)

$$\text{Limite} = \pm L = \frac{t\delta}{\sqrt{n}} \quad (4.3)$$

$$\pm L = \frac{2.57 \times 0.013}{\sqrt{5}} = 0.015$$

$$G.E = 2.61 \pm 0.015$$

∴ La gravedad específica varía entre los intervalos de: 2.59 – 2.62

$$G.E = [2.59-2.62]$$

4.4.4 RESULTADOS

Se realizaron cinco pruebas de gravedad específica obteniendo como gravedad específica promedio: G.E = 2.61 g/cc.

La determinación de la gravedad específica del mineral es un paso muy importante para realizar las pruebas de lixiviación especialmente para la obtención de la constante de sólidos y hallar el porcentaje de sólidos en pulpa.

4.5 DETERMINACION DEL TIEMPO DE MOLIENDA VIA HUMEDA

4.5.1 OBJETIVO

Determinar el tiempo óptimo de molienda para que el mineral alcance una granulometría de 74% -270 mallas.

4.5.2 MATERIALES Y EQUIPOS

- 3 kg de mineral 100% -10 mallas.
- 3 lts de agua.
- Molino Experimental.
- Secadora Heraus.
- Malla 270.
- Balanza A&D fx 3000i (rango de 0.01 a 3200 g, sensibilidad 0.01g).
- Brocha.
- Bolsas pequeñas.
- Plumón.
- Cinta maskingtape.

4.5.3 PROCEDIMIENTO

- Pesar 3kg de mineral para las 3 pruebas de tiempo de molienda.
- Para cada tiempo de molienda se necesita 1 kg de mineral y 1 lt de agua, y se realizan tres pruebas.
- Las pruebas se realizan a diferentes tiempos en minutos.
- Se retira la muestra del molino se deslama a -270 mallas la muestra retenida es secada en la secadora Heraus, luego es tamizado en mallas (60, 100, 140, 200,270) y pesada muestra por muestra. Se toma nota de los pesos y así se repite la operación para los demás tiempos.
- Graficar el porcentaje pasante a -270 mallas versus tiempo de molienda para las tres pruebas.
- A través de la ecuación de la gráfica, determinar el tiempo de molienda para 74% -270 mallas.

4.5.4 RESULTADOS

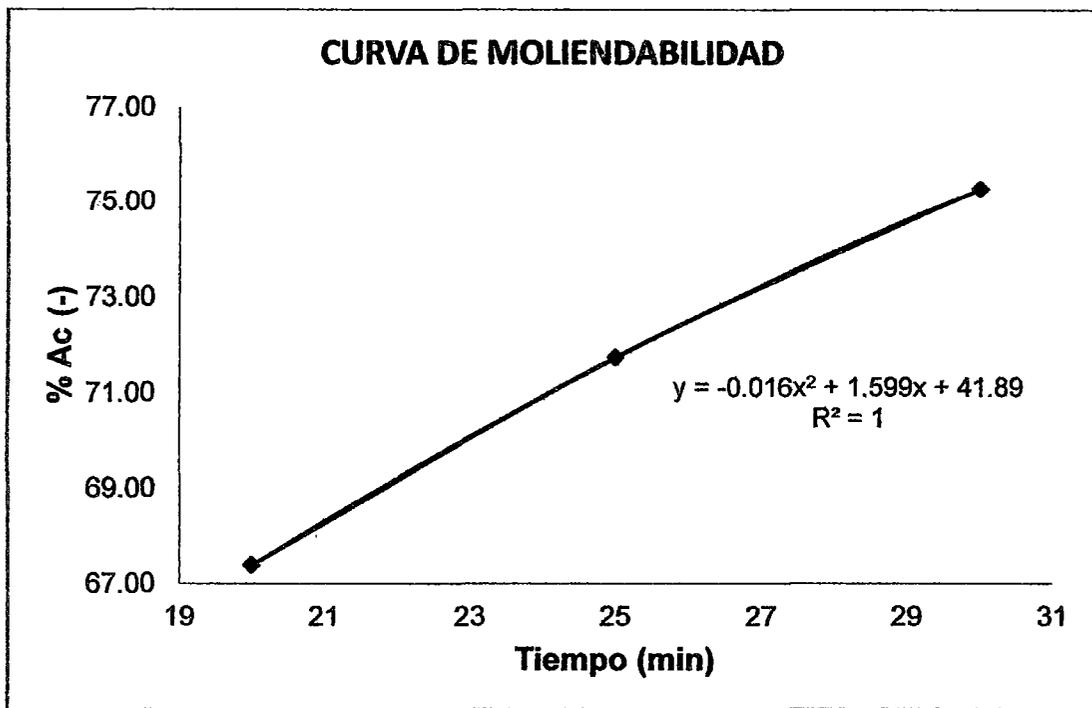
CUADRO Nº 4.2 TIEMPO DE MOLIENDA MINERAL ARES

Malla	Tiempo = 20 minutos				Tiempo = 25 minutos			
	Peso (gr)	% Peso	Ac(+)	Ac(-)	Peso (gr)	% Peso	Ac(+)	Ac(-)
60	5.63	0.56	0.56	99.44	2.33	0.23	0.23	99.77
100	46.39	4.64	5.20	94.80	28.42	2.84	3.08	96.93
140	74.56	7.46	12.66	87.34	59.26	5.93	9.00	91.00
200	92.56	9.26	21.91	78.09	85.16	8.52	17.52	82.48
270	106.98	10.70	32.61	67.39	107.44	10.74	28.26	71.74
-270	673.88	67.39	100.00	0.00	717.39	71.74	100.00	0.00
Total	1000.00	100.00			1000.00	100.00		

Malla	Tiempo = 30 minutos			
	Peso (gr)	% Peso	Ac(+)	Ac(-)
60	1.05	0.11	0.11	99.90
100	17.22	1.72	1.83	98.17
140	45.98	4.60	6.43	93.58
200	76.34	7.63	14.06	85.94
270	106.61	10.66	24.72	75.28
-270	752.80	75.28	100.00	0.00
Total	1000.00	100.00		

Tiempo	% -270 Mallas
20.00	67.39
25.00	71.74
30.00	75.28

GRÁFICO Nº 4.2 TIEMPO DE MOLIENDA



Ecuación Polinómica: $y = -0.016x^2 + 1.599x + 41.88$

$r^2 = 1$

➤ Hallando tiempo de molienda para 74% -270 mallas:

$$74 = -0.009x^2 + 1.196x + 43.89$$

$$X = 27' 51''$$

- El tiempo de molienda óptimo por vía seca para un 74% -270 mallas es de 27' 51" minutos
- El $r^2 = 1$ significa que hay una correlación entre los datos de tiempo de molienda

4.6 PRUEBA DE LIXIVIACION PRELIMINAR

4.6.1 OBJETIVO

Realizar una prueba de lixiviación preliminar y analizar los resultados obtenidos en la extracción de valores de oro y plata, esto para realizar las demás pruebas de lixiviación requeridas durante toda la investigación.

4.6.2 EQUIPOS Y MATERIALES

- Secadora Hereaus.
- Chancadora.
- Pulverizador.
- Extractor de Polvos.
- Cuarteador Jones.
- Bandejas Medianas de Secado de Muestras.
- Sobres para Muestra.
- Brochas de 4".
- Lona.
- Botellas de (10 Litros).
- Molino Experimental.
- Embudo.
- Porta embudo.
- Piceta.
- Balanza de 5 Kg.
- Cronómetro.
- Fiolas.
- Vaso de precipitado 50 ml.
- pH-meter.
- ORP-meter.
- Plumón.
- Cinta maskingtape.
- Cuaderno de apuntes.

4.6.3 PROCEDIMIENTO

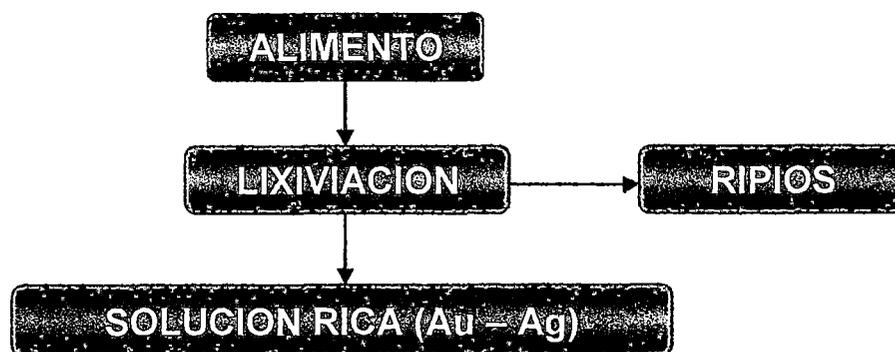
- La muestra es obtenida del compósito diario, que se realiza al los distintos tipos de mineral a investigar.
- Se composita y homogeniza las diversas muestras de los diferentes días.
- La muestra se tamiza con malla 10. Lo que es retenido en la malla 10 (+10 mallas), se pulveriza por 2 minutos y se junta con -10 mallas, para posteriormente homogenizar el total de la muestra.
- La muestra ya homogenizada se cuartea y se separa en bolsas de 1 kg.
- Se toma la gravedad específica.
- Se procede a realizar las pruebas de moliendabilidad. Esta operación consiste en moler mineral con peso de 1 Kg, y 1 litro de Solución Barren Molino SAG; durante 10, 20, 30 y 40 minutos, independientemente. Usando la misma carga de bolas, y condiciones para todas las pruebas.
- Luego del tiempo de molienda se procede a tamizar en húmedo por la malla 270 (53 μ m). Para luego secarlas y pesar estas fracciones. La curva de moliendabilidad se hará con el % de mineral que se encuentra a -270 mallas vs el tiempo de molienda.
- Luego de encontrar el tiempo óptimo de molienda para una adecuada liberación del mineral (74% -270 mallas); se procede a moler en tales condiciones.
- Posteriormente se procede a trasvasar el material molido a la botella de lixiviación. Lavando cuidadosamente las paredes del molino y las bolas que hayan quedado con pulpa con solución Barren.
- A dicha pulpa se realiza mediciones de pH, CN, T° y Redox.
- Condiciones estándar son las siguientes:

Concentración NaCN	0.25 %
Concentración de $Pb(NO_3)_2$	180 g / TM
pH	10.5

- Se coloca los bidones en agitador de rodillos para iniciar la cianuración y se monitorea (0, 12, 24, 48 y 72 horas).

- En cada monitoreo, se filtra la pulpa 25 ml aproximadamente, para analizar la concentración de CN, pH, Redox y contenido de O₂. Luego proceder al inicio continuo de la prueba. Se realiza con la finalidad de restituir el NaCN gastado y mantener el pH y % NaCN de acuerdo al rango inicial.
- Al término de la prueba se filtra la pulpa, la solución producto del filtrado debe de diluirse para enviarlos a laboratorio químico en fiolas rotuladas.
- El ripio sólido debe lavarse con cal y floculante para eliminar los metales preciosos solubles.
- Los sólidos es sometido a secado, pulverizado y se les envía en bolsas rotuladas para su análisis correspondiente a laboratorio químico.
- Mantener limpio y en orden los materiales y equipos, antes y después de la utilización.

GRÁFICO Nº 4.3 FLUJO GENERAL DE LA LIXIVIACIÓN DE MINERALES



- Para obtener la densidad de pulpa se usa la siguiente relación matemática:

$$\% S = \frac{W-1000}{WK} * 100 \quad ; \quad (4.4)$$

$$K = \frac{G.E-1}{G.E} \quad (4.5)$$

Para 31% de sólidos, G.E = 2.61g/cm³.

W = 1240 g/lt.

Donde:

- W = densidad de pulpa.
- %S = porcentaje de sólidos.
- K = constante de sólidos.

Peso de mineral:

$$1240 * 0.31 = 384.4 \text{ g}$$

Cantidad de agua:

$$1240 * 0.69 = 855.6 \text{ cc}$$

CUADRO N° 4.3 CONDICIONES DE MOLIENDA

Peso de muestra de mineral	1 Kg.
Volumen de Solución Barren Molino	1 lt
Granulometría	74 % -270 mallas
pH	10.5
Porcentaje de Sólidos	50 %
Reactivo para ajustar el pH	Cal
Dosis de Cal	0.6 Kg/TM a 1.0 Kg/TM, ello va ha depender de la cantidad y tipo de Cianicidas

CUADRO N° 4.4 CONDICIONES DE LIXIVIACIÓN

Peso de muestra de mineral	1 Kg
Volumen de Pulpa	2.125 lts
Densidad Pulpa	1240 g/lt
Granulometría	74 % -270 mallas
pH a mantener	10.5
Porcentaje de Sólidos	31%
Reactivo para ajustar el pH	Cal
Dosis de Cal	0.6 Kg/TM a 1.0 Kg/TM, ello va ha depender de la cantidad y tipo de Cianicidas
Adición de Nitrato de Plomo	180 g/TM
Tiempo de Agitación	72 horas (Agitación Continua)
Mecanismo de Agitación	Rodillos de Fierro, cubiertos por Jebe
Diámetro (cm.)	6.37
Largo (cm.)	120
Espacio entre centros de los Rodillos (cm.)	22.5
Velocidad (RPM)	25
Concentración de Cianuro a mantener (%)	0.25% (2.5 g/l)

Los resultados se muestran en el siguiente cuadro:

CUADRO N° 4.5 BALANCE METALÚRGICO PRUEBA N°1

	Peso (g)	Vol. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO		% EXTRACCION	
			(g/TM)		(mg/lit)		Au (mg)	Ag (mg)	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag				
Solución Rica	-----	2085	-----	-----	2.77	65.12	5.79	135.78	96.09	86.95
Ripio	995	-----	0.24	20.48	-----	-----	0.24	20.38	3.91	13.05
Cabeza Calculada	995	-----	6.06	156.95	-----	-----	6.03	156.16	100.00	100.00

4.6.4 CINETICA DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION

4.6.4.1 OBJETIVO

Se realizo la prueba de cinética para determinar el tiempo de lixiviación en la que se observa el mayor porcentaje de extracción de valores de oro y plata durante la prueba de lixiviación.

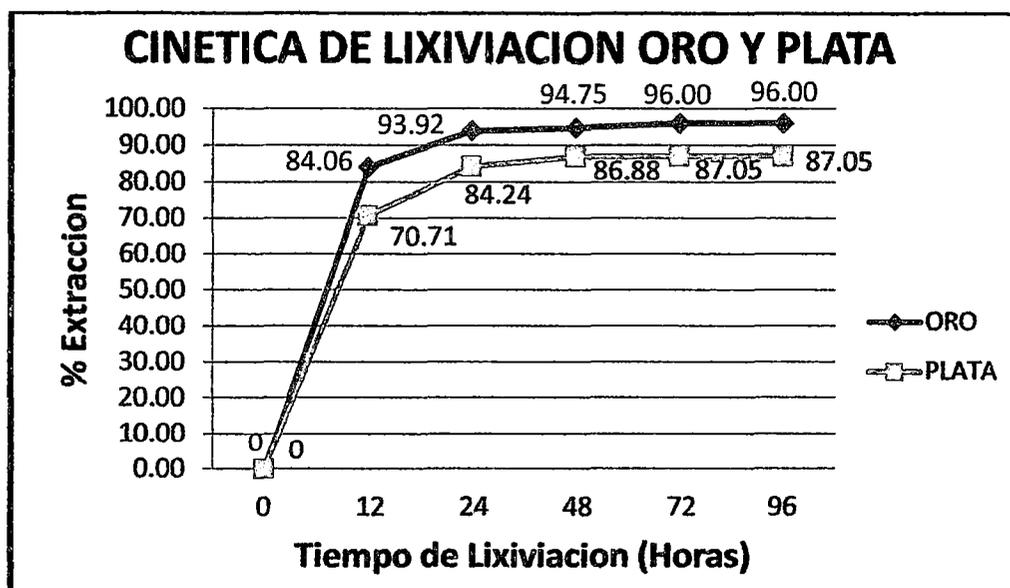
Tanto los equipos, materiales y procedimiento realizados en esta prueba son los mismos utilizados en el paso anterior.

Los resultados se muestran en el cuadro 4.6:

CUADRO N° 4.6 RESULTADOS PRUEBA DE LIXIVIACIÓN

Tiempo Lixiviación (horas)	Ley Cabeza (g/TM)		Contenido Metálico (mg)		% Extracción	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
	6.03	156.16	6.03	156.16	100	100
0	-----	-----	0	0	0	0
12	-----	-----	5.07	110.42	84.06	70.71
24	-----	-----	5.66	131.55	93.92	84.24
48	-----	-----	5.71	135.67	94.75	86.88
72	-----	-----	5.78	135.93	96.00	87.05
96	-----	-----	5.78	135.93	96.00	87.05

GRÁFICO Nº 4.4 CINÉTICA DE LA LIXIVIACIÓN



4.6.4.2 RESULTADOS

Los resultados obtenidos en la lixiviación y observando la grafica se llega a la conclusión que la extracción de oro y plata tiene un máximo a las 72 horas con porcentajes de extracción de 96 % de oro y 87 % de plata.

La velocidad (V) de difusión está dada por la siguiente reacción:

$$V = Dt * S * (Cs - Cl) / \delta$$

- Dt : Cte. De difusión (depende de la temperatura)
- S : Superficie de partícula (varía con el grado de trituración)
- (CS - Cl) : Diferencial de concentración del ión metálico entre solución y partícula.
- δ : Espeso de la capa de Nerst (depende de la agitación)

4.7 PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN PARA EL DISEÑO EXPERIMENTAL

La prueba de lixiviación previa a estas sirvió para conocer las principales variables del proceso y con las condiciones obtenidas se procedió al desarrollo

de las pruebas para el diseño experimental. A pesar que son muchas las variables que intervienen en el proceso de lixiviación, para los propósitos de este trabajo de investigación se selecciono las siguientes variables:

La concentración de NaCN y de Nitrato de Plomo y el pH en la solución, estas son las variables más relevantes en la extracción del metal valioso y las mismas poseen un efecto significativo, debido a esto se necesita confirmar con algunos datos experimentales, para la cual se realizo once pruebas para el diseño experimental.

CUADRO N° 4.7 NIVELES DE VARIABLES

Variables	Nivel (-)	Nivel (+)
Z1: Concentración de $Pb(NO_3)_2$ (g/TM)	170	190
Z2: Concentración de NaCN (%)	0.2	0.3
Z3: pH	10	11

CUADRO N° 4.8 VARIABLES EN ESCALA NATURAL Y CODIFICADA CON REPLICAS EN EL CENTRO

N	Variables					
	Codificadas			Natural		
	X1	X2	X3	Z1	Z2	Z3
1	-1	-1	-1	170	0.2	10
2	1	-1	-1	190	0.2	10
3	-1	1	-1	170	0.3	10
4	1	1	-1	190	0.3	10
5	-1	-1	1	170	0.2	11
6	1	-1	1	190	0.2	11
7	-1	1	1	170	0.3	11
8	1	1	1	190	0.3	11

CUADRO N° 4.9 NIVELES DEL DISEÑO

	Z1	Z2	Z3
Nivel superior (+)	190	0.3	11
Nivel inferior (-)	170	0.2	10
Centro del diseño	180	0.25	10.5
Radio del diseño	10	0.05	0.5

4.8 PRUEBAS EXPERIMENTALES PARA DISEÑO FACTORIAL

CUADRO N° 4.10 CONDICIONES OPERATIVAS Y BALANCE METALURGICO DE PRUEBA N° 1 DEL DISEÑO FACTORIAL 2³

CONDICIONES OPERATIVAS DE PRUEBA N° 1										
DENSIDAD DE PULPA			1240 g/lt							
% DE SÓLIDOS			31.00 %							
TIEMPO DE LIXIVIACION			72 (h)							
GRANULOMETRIA			74% -270 Mallas							
CONCENTRACION DE CIANURO			0.20%							
CONCENTRACIÓN DE Pb(NO ₃) ₂			170 (g/TM)							
pH			10							
RESULTADOS METALURGICOS										
PRODUCTO	PESO (g)	VOL. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO (mg)		EXTRACCIÓN(%)	
			(g/TM)		(mg/lt)		Au	Ag	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	995	----	6.06	156.95	----	----	6.02	156.16	100.00	100.00
SOLUCIÓN RICA	----	2078	----	-----	2.77	65.29	5.77	135.68	95.91	86.89
RIPIO	995	----	0.25	20.58	-----	-----	0.25	20.48	4.09	13.11

CUADRO N° 4.11 CONDICIONES OPERATIVAS Y BALANCE METALURGICO DE PRUEBA N° 2 DEL DISEÑO FACTORIAL 2³

CONDICIONES OPERATIVAS DE PRUEBA N° 2										
DENSIDAD DE PULPA			1240g/lt							
% DE SÓLIDOS			31.00 %							
TIEMPO DE LIXIVIACION			72 (h)							
GRANULOMETRIA			74% -270 Mallas							
CONCENTRACION DE CIANURO			0.20%							
CONCENTRACIÓN DE Pb(NO ₃) ₂			190 (g/TM)							
pH			10							
RESULTADOS METALURGICOS										
PRODUCTO	PESO (g)	VOL. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO (mg)		EXTRACCIÓN (%)	
			(g/TM)		(mg/lt)		Au	Ag	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	995	-----	6.06	156.95	-----	-----	6.02	156.16	100.00	100.00
SOLUCIÓN RICA	-----	2073	-----	-----	2.80	65.95	5.81	136.73	96.57	87.56
RIPIO	995	-----	0.21	19.53	-----	-----	0.21	19.43	3.15	12.17

CUADRO N° 4.12 CONDICIONES OPERATIVAS Y BALANCE METALURGICO DE PRUEBA N° 3 DEL DISEÑO FACTORIAL 2³

CONDICIONES OPERATIVAS DE PRUEBA N° 3										
DENSIDAD DE PULPA					1240g/lt					
% DE SÓLIDOS					31.00 %					
TIEMPO DE LIXIVIACION					72 (h)					
GRANULOMETRIA					74% -270 Mallas					
CONCENTRACION DE CIANURO					0.30%					
CONCENTRACIÓN DE Pb(NO ₃) ₂					170 (g/TM)					
pH					10					
RESULTADOS METALURGICOS										
PRODUCTO	PESO (g)	VOL. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO (mg)		EXTRACCIÓN(%)	
			(g/TM)		(mg/lt)		Au	Ag	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	995	-----	6.06	156.95	-----	-----	6.02	156.16	100.00	100.00
SOLUCIÓN RICA	-----	2083	-----	-----	2.80	65.84	5.83	137.15	96.85	87.83
RIPIO	995	-----	0.19	19.10	-----	-----	0.19	19.01	4.02	13.03

CUADRO N° 4.13 CONDICIONES OPERATIVAS Y BALANCE METALURGICO DE PRUEBA N° 4 DEL DISEÑO FACTORIAL 2³

CONDICIONES OPERATIVAS DE PRUEBA N° 4										
DENSIDAD DE PULPA					1240g/lt					
% DE SÓLIDOS					31.00 %					
TIEMPO DE LIXIVIACION					72 (h)					
GRANULOMETRIA					74% -270 Mallas					
CONCENTRACION DE CIANURO					0.30%					
CONCENTRACIÓN DE Pb(NO ₃) ₂					190 (g/TM)					
pH					10					
RESULTADOS METALURGICOS										
PRODUCTO	PESO (g)	VOL. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO (mg)		EXTRACCIÓN (%)	
			(g/TM)		(mg/lt)		Au	Ag	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	995	-----	6.06	156.95	-----	-----	6.02	156.16	100.00	100.00
SOLUCIÓN RICA	-----	2093	-----	-----	2.79	65.66	5.84	137.44	97.01	88.01
RIPIO	995	-----	0.18	18.81	-----	-----	0.18	18.72	3.00	11.95

CUADRO N° 4.14 CONDICIONES OPERATIVAS Y BALANCE METALURGICO DE PRUEBA N° 5 DEL DISEÑO FACTORIAL 2³

CONDICIONES OPERATIVAS DE PRUEBA N° 5										
DENSIDAD DE PULPA					1240g/lt					
% DE SÓLIDOS					31.00 %					
TIEMPO DE LIXIVIACION					72 (h)					
GRANULOMETRIA					74% -270 Mallas					
CONCENTRACION DE CIANURO					0.20%					
CONCENTRACIÓN DE Pb(NO ₃) ₂					170 (g/TM)					
pH					11					
RESULTADOS METALURGICOS										
PRODUCTO	PESO (g)	VOL. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO (mg)		EXTRACCIÓN (%)	
			(g/TM)		(mg/lt)		Au	Ag	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	995	----	6.06	156.95	-----	-----	6.02	156.16	100.00	100.00
SOLUCIÓN RICA	----	2073	-----	-----	2.78	65.51	5.78	135.81	95.98	86.97
RIPIO	995	-----	0.24	20.45	-----	-----	0.24	20.35	3.43	12.44

CUADRO N° 4.15 CONDICIONES OPERATIVAS Y BALANCE METALURGICO DE PRUEBA N° 6 DEL DISEÑO FACTORIAL 2³

CONDICIONES OPERATIVAS DE PRUEBA N° 6										
DENSIDAD DE PULPA					1240g/lt					
% DE SÓLIDOS					31.00 %					
TIEMPO DE LIXIVIACION					72 (h)					
GRANULOMETRIA					74% -270 Mallas					
CONCENTRACION DE CIANURO					0.20%					
CONCENTRACIÓN DE Pb(NO ₃) ₂					190 (g/TM)					
pH					11					
RESULTADOS METALURGICOS										
PRODUCTO	PESO (g)	VOL. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO (mg)		EXTRACCIÓN (%)	
			(g/TM)		(mg/lt)		Au	Ag	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	995	-----	6.06	156.95	-----	-----	6.02	156.16	100.00	100.00
SOLUCIÓN RICA	----	2081	-----	-----	2.80	65.92	5.83	137.17	96.84	87.84
RIPIO	995	-----	0.19	19.08	-----	-----	0.19	18.99	2.99	11.99

CUADRO N° 4.16 CONDICIONES OPERATIVAS Y BALANCE METALURGICO DE PRUEBA N° 7 DEL DISEÑO FACTORIAL 2³

CONDICIONES OPERATIVAS DE PRUEBA N° 7										
DENSIDAD DE PULPA					1240g/lt					
% DE SÓLIDOS					31.00 %					
TIEMPO DE LIXIVIACION					72 (h)					
GRANULOMETRIA					74% -270 Mallas					
CONCENTRACION DE CIANURO					0.30%					
CONCENTRACIÓN DE Pb(NO ₃) ₂					170 (g/TM)					
pH					11					
RESULTADOS METALURGICOS										
PRODUCTO	PESO (g)	VOL. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO (mg)		EXTRACCIÓN (%)	
			(g/TM)		(mg/lt)		Au	Ag	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	995	-----	6.06	156.95	-----	-----	6.02	156.16	100.00	100.00
SOLUCIÓN RICA	-----	2076	-----	-----	2.81	66.23	5.84	137.50	97.00	88.05
RIPIO	995	-----	0.18	18.75	-----	-----	0.18	18.66	3.16	12.16

CUADRO N° 4.17 CONDICIONES OPERATIVAS Y BALANCE METALURGICO DE PRUEBA N° 8 DEL DISEÑO FACTORIAL 2³

CONDICIONES OPERATIVAS DE PRUEBA N° 8										
DENSIDAD DE PULPA					1240g/lt					
% DE SÓLIDOS					31.00 %					
TIEMPO DE LIXIVIACION					72 (h)					
GRANULOMETRIA					74% -270 Mallas					
CONCENTRACION DE CIANURO					0.30%					
CONCENTRACIÓN DE Pb(NO ₃) ₂					190 (g/TM)					
pH					11					
RESULTADOS METALURGICOS										
PRODUCTO	PESO (g)	VOL. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO (mg)		EXTRACCIÓN (%)	
			(g/TM)		(mg/lt)		Au	Ag	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	995	-----	6.06	156.95	-----	-----	6.02	156.16	100.00	100.00
SOLUCIÓN RICA	-----	2082	-----	-----	2.82	66.47	5.88	138.40	97.60	88.63
RIPIO	995	-----	0.14	17.85	-----	-----	0.14	17.76	2.40	11.37

CUADRO N° 4.18 CONDICIONES OPERATIVAS Y BALANCE METALURGICO DE PRUEBA N° 9 DEL DISEÑO FACTORIAL 2³

CONDICIONES OPERATIVAS DE PRUEBA N° 9										
DENSIDAD DE PULPA					1240g/lt					
% DE SÓLIDOS					31.00 %					
TIEMPO DE LIXIVIACION					72 (h)					
GRANULOMETRIA					74% -270 Mallas					
CONCENTRACION DE CIANURO					0.25%					
CONCENTRACIÓN DE Pb(NO ₃) ₂					180 (g/TM)					
pH					10.5					
RESULTADOS METALURGICOS										
PRODUCTO	PESO (g)	VOL. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO (mg)		EXTRACCIÓN (%)	
			(g/TM)		(mg/lt)		Au	Ag	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	995	-----	6.06	156.95	-----	-----	6.02	156.16	100.00	100.00
SOLUCIÓN RICA	-----	2070	-----	-----	2.78	65.62	5.77	135.83	95.95	86.98
RIPIO	995	-----	0.25	20.43	-----	-----	0.25	20.33	4.05	13.02

CUADRO N° 4.19 CONDICIONES OPERATIVAS Y BALANCE METALURGICO DE PRUEBA N° 10 DEL DISEÑO FACTORIAL 2³

CONDICIONES OPERATIVAS DE PRUEBA N° 10										
DENSIDAD DE PULPA					1240g/lt					
% DE SÓLIDOS					31.00 %					
TIEMPO DE LIXIVIACION					72 (h)					
GRANULOMETRIA					74% -270 Mallas					
CONCENTRACION DE CIANURO					0.25%					
CONCENTRACIÓN DE Pb(NO ₃) ₂					180 (g/TM)					
pH					10.5					
RESULTADOS METALURGICOS										
PRODUCTO	PESO (g)	VOL. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO (mg)		EXTRACCIÓN (%)	
			(g/TM)		(mg/lt)		Au	Ag	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	995	-----	6.06	156.95	-----	-----	6.02	156.16	100.00	100.00
SOLUCIÓN RICA	-----	2073	-----	-----	2.78	65.60	5.78	135.98	96.02	87.08
RIPIO	995	-----	0.24	20.28	-----	-----	0.24	20.18	3.98	12.92

CUADRO N° 4.20 CONDICIONES OPERATIVAS Y BALANCE METALURGICO DE PRUEBA N° 11 DEL DISEÑO FACTORIAL 2³

CONDICIONES OPERATIVAS DE PRUEBA N° 11										
DENSIDAD DE PULPA					1240g/lt					
% DE SÓLIDOS					31.00 %					
TIEMPO DE LIXIVIACION					72 (h)					
GRANULOMETRIA					74% -270 Mallas					
CONCENTRACION DE CIANURO					0.25%					
CONCENTRACIÓN DE Pb(NO ₃) ₂					180 (g/TM)					
pH					10.5					
RESULTADOS METALURGICOS										
PRODUCTO	PESO (g)	VOL. (ml)	LEY				CONTENIDO METALICO (mg)		EXTRACCIÓN (%)	
			(g/TM)		(mg/lt)		Au	Ag	Au	Ag
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA	995	-----	6.06	156.95	-----	-----	6.02	156.16	100.00	100.00
SOLUCIÓN RICA	-----	2078	-----	-----	2.78	65.36	5.78	135.82	96.06	86.98
RIPIO	995	-----	0.24	20.44	-----	-----	0.24	20.34	3.94	13.02

CUADRO N° 4.21 PORCENTAJE DE EXTRACCION DE Au y Ag

PORCENTAJE EXTRACCIÓN DE ORO - PLATA									
Prueba	Cabeza (g/TM)		Ripio (g/TM)		% Extracción		Pb(NO ₃) ₂ (g/TM)	% NaCN	pH
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag			
01	6.06	156.95	0.25	20.58	95.91	86.89	170.00	0.20	10
02	6.06	156.95	0.19	19.10	96.57	87.56	190.00	0.20	10
03	6.06	156.95	0.25	20.45	96.85	87.83	170.00	0.30	10
04	6.06	156.95	0.18	18.75	97.01	88.01	190.00	0.30	10
05	6.06	156.95	0.21	19.52	95.98	86.97	170.00	0.20	11
06	6.06	156.95	0.18	18.82	96.84	87.84	190.00	0.20	11
07	6.06	156.95	0.19	19.08	97.00	88.05	170.00	0.30	11
08	6.06	156.95	0.14	17.85	97.60	88.63	190.00	0.30	11
09	6.06	156.95	0.25	20.43	95.95	86.98	180.00	0.25	10.5
10	6.06	156.95	0.24	20.28	96.02	87.08	180.00	0.25	10.5
11	6.06	156.95	0.24	20.44	96.06	86.98	180.00	0.25	10.5

CUADRO N° 4.22 CONDICIONES METALURGICAS FINALES

CONDICIONES METALURGICAS FINALES								
Prueba	Condiciones de Cianuración				Consumo (kg/TM)		Tiempo Lix. (horas)	% - 270 Malla
	Pb(NO₃)₂ g/TM	% NaCN	pH lixiviación	Redóx	NaCN	CaO		
Prueba 01	170.00	0.20	10.97	-190.70	2.00	1.98	72.00	74.00
Prueba 02	190.00	0.20	11.09	-192.48	2.55	2.07	72.00	74.00
Prueba 03	170.00	0.30	11.08	-117.55	4.25	1.90	72.00	74.00
Prueba 04	190.00	0.30	11.13	-208.33	4.56	2.06	72.00	74.00
Prueba 05	170.00	0.20	10.95	-210.33	2.12	2.02	72.00	74.00
Prueba 06	190.00	0.20	11.06	-225.00	2.28	2.35	72.00	74.00
Prueba 07	170.00	0.30	11.02	-186.65	4.12	1.90	72.00	74.00
Prueba 08	190.00	0.30	11.17	-188.83	4.68	1.80	72.00	74.00
Prueba 09	180.00	0.25	11.02	-210.95	3.12	1.95	72.00	74.00
Prueba 10	180.00	0.25	10.99	-199.97	3.25	2.15	72.00	74.00
Prueba 11	180.00	0.25	11.10	-195.14	3.57	2.11	72.00	74.00

CAPITULO V

ANALISIS DE RESULTADOS EXPERIMENTALES

5.1 INTRODUCCION

En toda investigación es esencial planificar apropiadamente la experimentación, para garantizar resultados confiables a un costo mínimo. Por lo tanto, el diseño en un experimento es una secuencia de pasos tomados para asegurar que los datos apropiados se obtendrán de modo que permitan un análisis objetivo que conduzca a deducciones válidas respecto al problema establecido cuyo objetivo es el de proporcionar una cantidad máxima de información. Sin embargo, también es importante que esto sea tan simple como sea posible, es decir hacer todo el esfuerzo para ahorrar tiempo, dinero, y material experimental. El presente capítulo presenta la técnica del diseño factorial de experimentos, en tanto es un método con fundamento estadístico de amplia difusión entre los investigadores. Es particularmente útil cuando no se conoce el comportamiento del sistema bajo estudio y no se tiene un modelo teórico que lo pueda predecir. En esta situación el diseño factorial permite ajustar un modelo matemático empírico de primer orden. Al inicio de un trabajo de optimización, cuando todavía no se tiene un buen conocimiento del comportamiento del proceso a optimizar, generalmente la lista de variables que pueden influir en el proceso son muchas. El objetivo principal en una primera etapa de optimización es la de identificar aquellas variables que tengan gran influencia en el proceso para esta fase los diseños factoriales son los más recomendables.

5.2 TIPOS DE EXPERIMENTOS

La manera como pueden ser llevados los experimentos pueden ser:

5.2.1 EXPERIMENTACIÓN PASIVA

Este tipo de experimentación es llevado a cabo modificando una variable a la vez. Por ejemplo en el caso de dos variables controlables, en una primera corrida experimental, se modifica la primera variable mientras que la segunda se mantiene constante, después se modifica la segunda variable mientras que la primera se mantiene constante.

Este método no es muy conveniente cuando se investiga más de dos variables, ya que no considera la posible interacción que ocurre entre las variables, teniendo además una alta probabilidad de conducir a un falso óptimo.

5.2.2 EXPERIMENTACIÓN ACTIVA (DISEÑO DE EXPERIMENTOS)

Los experimentos son llevados a cabo mediante un diseño predeterminado (diseño de experimentos), el cual es un plan organizado de experimentos que permiten evaluar simultáneamente todas las variables consideradas y, además evaluar la fuerza de interacción entre las variables y reducir el número de experimentos a llevarse a cabo.

En la optimización de procesos, la optimización racional de los diseños experimentales, junto con una estrategia adecuada de optimización, es el mejor método para encontrar los valores óptimos de las variables de manera rápida y eficiente.

5.3 DISEÑO FACTORIAL 2^K

Con el diseño factorial, 2^K , se estudia el efecto de tres factores en dos niveles cada uno, con respecto a las respuestas; es decir, se busca estudiar la relación entre los factores y las respuestas.

Este estudio consta de 2^3 tratamientos; es decir, $2*2*2 = 8$, tratamientos diferentes o punto de diseño, esto se representa con la siguiente expresión:

$$2^k = N \quad (5.1)$$

Donde:

- 2 = niveles de pruebas.
- K = factores o número de variables (3 variables).
- N = número de experimentos, (8 pruebas).

Para un mejor entendimiento de este diseño es conveniente definir lo siguiente:

- **Niveles de un factor:** Son los distintos valores asignados a un factor en un experimento, es decir al grado de intensidad de un factor.
- **Combinación de tratamiento:** Es el conjunto de todos los factores empleados en una experiencia determinada, es decir cualquier combinación específica de niveles de factor.
- **Respuesta:** Es el resultado numérico de una experiencia, que viene a ser la variable dependiente.
- **Efecto de un factor:** Es la variación en la respuesta producida por un cambio en el nivel del factor, en dos niveles solamente; el efecto, es simplemente la diferencia entre el promedio de las respuestas de todas las experiencias en el nivel superior menos el promedio en el nivel inferior.
- **Interacción:** Es la respuesta diferencial a un factor en combinación en niveles variables de un segundo factor aplicado simultáneamente; la interacción es el efecto adicional o conjunto, debido a la influencia combinada de dos o mas factores.

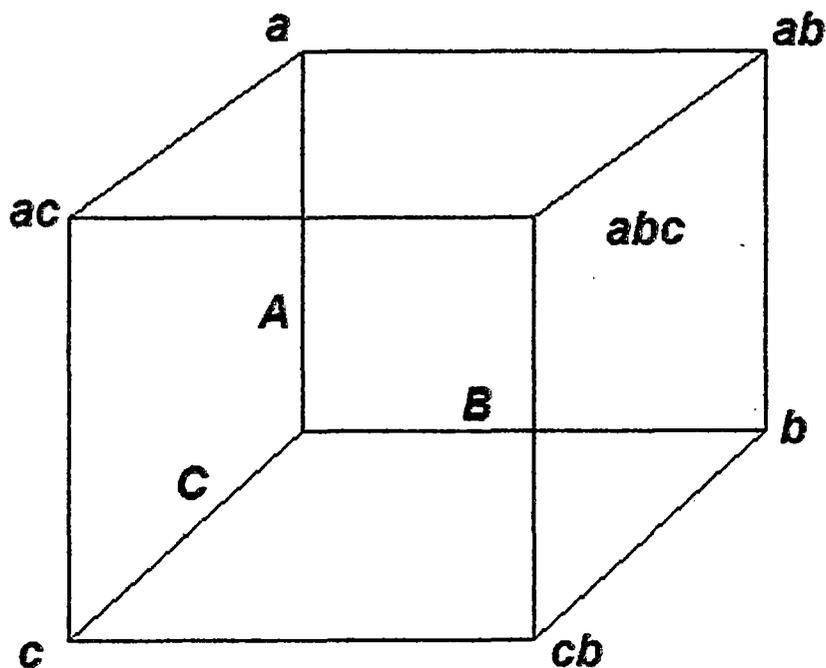
- **Unidad experimental:** Es la unidad básica sobre la cual se aplica un tratamiento dado o combinación de tratamientos.
- **Error experimental:** Si dos unidades experimentales idénticas reciben el mismo tratamiento y combinación de tratamiento y producen respuestas o mediciones diferentes, a la diferencia entre las dos respuestas se llama error experimental.

El diseño 2^K y puede considerarse geoméricamente y cada combinación experimental puede graficarse, correspondiendo cada uno de ellos puntos en el espacio, cuyas coordenadas son: +1 y -1. Su representación matemática obedece a un modelo lineal del tipo:

$$Y = b_0 + b_1X_1 + b_2X_2 + b_3X_3 + E \quad (5.2)$$

En la figura 5.1, se muestra la representación espacial con las combinaciones para un diseño factorial 2^3 .

FIGURA N° 5.1 REPRESENTACIÓN ESPACIAL DE UN DISEÑO FACTORIAL 2^3

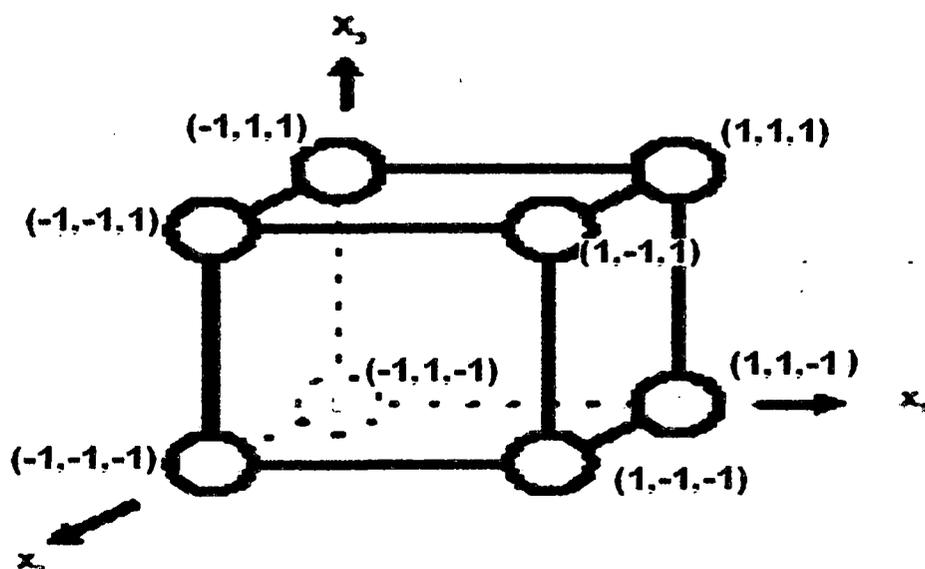


5.4 DISEÑO FACTORIAL 2^k CON RÉPLICA EN EL PUNTO CENTRAL DEL DISEÑO

El diseño factorial 2^k , asume que la relación entre las variables y la respuesta es representada por un modelo matemático lineal de ser cierta la linealidad, el modelo debe predecir adecuadamente todos los puntos del diseño, inclusive el punto central. Aunque no se verifique linealidad perfecta, el modelo funcionará bastante bien si la linealidad se cumple de manera aproximada. De no predecir adecuadamente el modelo, especialmente en el punto central, se afirma que el modelo no es suficiente para explicar las respuestas en tal región y es posible asumir la existencia de curvatura. Se debe realizar pruebas en el punto central del diseño para dar un estimado del efecto de curvatura.

El diseño factorial, 2^k , permite obtener valiosa información para el análisis de los resultados de las pruebas metalúrgicas. Nos permite determinar el efecto de las variables del proceso. Para los cálculos de diseño factorial se realizó 8 corridas de pruebas. En este diseño se estudian tres factores, cada uno a dos niveles, con ocho combinaciones de tratamiento que, se representan en la figura 5.2 gráficamente, en un cubo.

FIGURA N° 5.2 REPRESENTACIÓN ESPACIAL CON COORDENADAS +1 Y -1 PARA UN DISEÑO FACTORIAL DE 2^3



Para la confirmación de los valores encontrados para las distintas variables se adiciona el corrido de pruebas centrales a dicho diseño. Estas pruebas nos permiten evaluar el error aleatorio, así como evaluar la curvatura de la función matemática encontrada.

A continuación se muestran los factores o variables más importantes en la Cianuración de minerales de oro y plata.

5.5 DISEÑO FACTORIAL 2^3 PARA LA CIANURACIÓN DEL ORO

5.5.1 IDENTIFICACION DE LAS VARIABLES

a) VARIABLES INDEPENDIENTES

En el cuadro 5.1 se muestran las variables independientes que intervienen en el proceso, incluyendo los niveles mínimo y máximo. La elección de estas variables fue explicada y analizada en el capítulo anterior.

CUADRO Nº 5.1 VARIABLES DEL DISEÑO

VARIABLES	NIVEL (-)	NIVEL(+)
Concentración de $Pb(NO_3)_2$ (g/TM)	170	190
Concentración de NaCN (%)	0.2	0.3
pH	10	11

Las réplicas centrales para el diseño factorial se ven en el cuadro 5.2:

CUADRO Nº 5.2 RÉPLICAS CENTRALES (Y°)

Concentración de $Pb(NO_3)_2$ (g/TM)	Concentración de NaCN (%)	pH
180	2.5	10.5

Los valores de las réplicas centrales se fijan como el promedio del nivel bajo (-) y el nivel alto (+) de cada variable.

b) VARIABLE DEPENDIENTE

La variable dependiente es el porcentaje de extracción. A continuación se procede a construir la planificación del diseño experimental (con pruebas con los valores extremos y tres réplicas en el punto central), que nos indican los valores de las variables en escala natural (Z_j), y en escala codificada (X_j), representando la variable dependiente (Y) la extracción del Oro. Ver cuadro 5.3.

CUADRO Nº 5.3 VARIABLES EN ESCALA NATURAL Y CODIFICADA CON RÉPLICAS CENTRALES (PARA EL ORO)

PRUEBA (N)	ESCALA NATURAL			ESCALA CODIFICADA			Respuesta
	Z_1	Z_2	Z_3	X_1	X_2	X_3	Y
1	170	0.2	10	-1	-1	-1	95.91
2	190	0.2	10	+1	-1	-1	96.57
3	170	0.3	10	-1	+1	-1	96.85
4	190	0.3	10	+1	+1	-1	97.01
5	170	0.2	11	-1	-1	+1	95.98
6	190	0.2	11	+1	-1	+1	96.84
7	170	0.3	11	-1	+1	+1	97.00
8	190	0.3	11	+1	+1	+1	97.60
9	180	0.25	10.5	0	0	0	95.95
9	180	0.25	10.5	0	0	0	96.02
9	180	0.25	10.5	0	0	0	96.06

5.5.2 CALCULO DE EFECTOS

Con este diseño se pueden estudiar tres efectos principales X_1 , X_2 , X_3 ; tres interacciones dobles $X_1 X_2$, $X_1 X_3$, $X_2 X_3$ y una interacción triple $X_1 X_2 X_3$. Para saber cuantitativamente cuánto afectan las variables sobre la respuesta o criterio de optimización del proceso, se determina el cálculo de los efectos, definido como la diferencia entre los valores de las respuestas, cuando en los tratamientos respectivos, las variables se encuentran en su nivel inferior y superior; por la expresión:

$$E_x = \frac{(\sum Y+) - (\sum Y-)}{\left(\frac{N}{2}\right) * r} \quad (5.3)$$

$$E_x = \frac{(773.76 - 0)}{\left(\frac{8}{2} \times 1\right)} = 193.44$$

$$E_x = \frac{(388.02 - 385.74)}{\left(\frac{8}{2} \times 1\right)} = 0.57$$

Donde:

- $\sum Y+$ = Sumatoria de las respuestas de las variables del nivel superior.
- $\sum Y-$ = Sumatoria de las respuestas de las variables del nivel inferior.
- N = Número de pruebas experimentales.
- r = Número de réplicas en el diseño. En este caso se considera 1 por las tres réplicas en el punto central.

El cálculo de los efectos se realiza matricialmente. Se puede trabajar en computadora mediante una hoja de cálculo, o si se prefiere, se puede utilizar cualquier lenguaje de programación. La ecuación, para el cálculo de los efectos, esta dado por:

$$E_x = \frac{\sum_{i=j}^N X_{ij} Y_j}{\left(\frac{N}{2}\right) * r} = \frac{[X^T] * [Y]}{\left(\frac{N}{2}\right) * r} \quad (5.4)$$

Donde:

- $[X^T]$ = matriz transpuesta.
- $[X]$ = matriz de la variable respuesta.

La matriz de diseño factorial, con una sola prueba en cada punto extremo de diseño, se observa en el cuadro 5.4.

**CUADRO N° 5.4 MATRIZ DEL DISEÑO FACTORIAL Y RESPUESTAS
EXPERIMENTALES (CODIFICADA)**

		EFECTOS PRINCIPALES			EFECTO DE LAS INTERACCIONES DOBLES		EFECTO DE LAS INTERACCIONES TRIPLES		VECTOR REPUESTA	
PRUEBAS	X_0	X_1	X_2	X_3	X_1X_2	X_1X_3	X_2X_3	$X_1X_2X_3$	(Y)	
1	1	1	-1	-1	-1	1	1	1	-1	95.91
2	A	1	1	-1	-1	-1	-1	1	1	96.57
3	B	1	-1	1	-1	-1	1	-1	1	96.85
4	Ab	1	1	1	-1	1	-1	-1	-1	97.01
5	C	1	-1	-1	1	1	-1	-1	1	95.98
6	Ac	1	1	-1	1	-1	1	-1	-1	96.84
7	Bc	1	-1	1	1	-1	-1	1	-1	97.00
8	Abc	1	1	1	1	1	1	1	1	97.60

Promedio general (exceptúa puntos en el centro)

$$\hat{Y} = 96.72$$

Operando por la matriz transpuesta, se obtiene el efecto (ver cuadro 5.5).

$$[X] = \begin{pmatrix} 1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 & 1 & -1 \\ 1 & 1 & -1 & -1 & -1 & -1 & 1 & 1 \\ 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & 1 & -1 & 1 \\ 1 & 1 & 1 & -1 & 1 & -1 & -1 & -1 \\ 1 & -1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 \\ 1 & 1 & -1 & 1 & -1 & 1 & -1 & -1 \\ 1 & -1 & 1 & 1 & -1 & -1 & 1 & -1 \\ 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 1 \end{pmatrix}$$

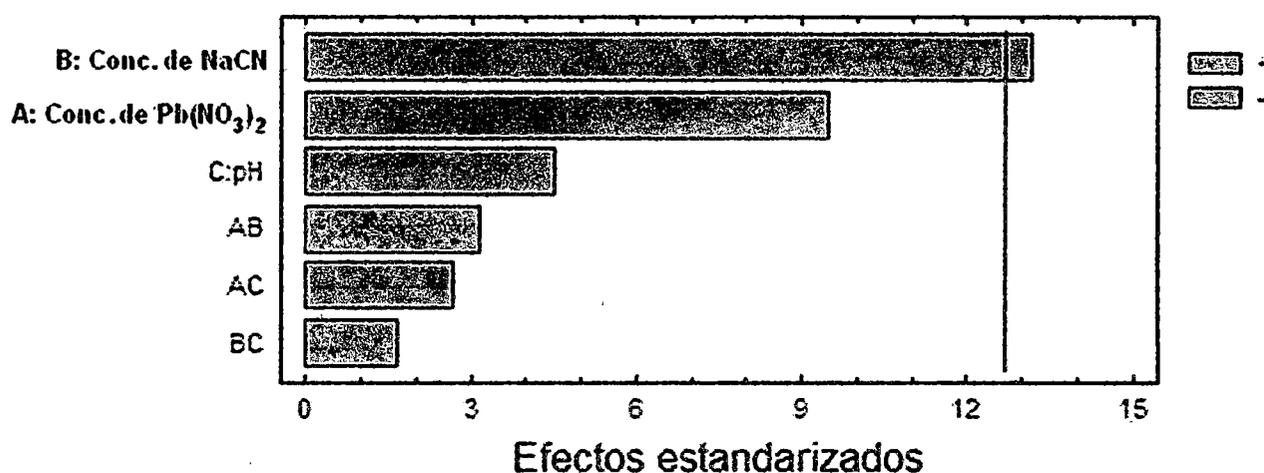
$[(X)^T]$	Resp. Y	$(X)^T \times Y$
1 1 1 1 1 1 1 1	95.91	773.76
-1 1 -1 1 -1 1 -1 1	96.57	2.28
-1 -1 1 1 -1 -1 1 1	96.85	3.16
-1 -1 -1 -1 1 1 1 1	97.01	1.08
1 -1 -1 1 1 -1 -1 1	95.98	0.76
1 -1 1 -1 -1 1 -1 1	96.84	0.64
1 1 -1 -1 -1 -1 1 1	97.00	0.40
-1 1 1 -1 1 -1 -1 1	97.60	0.24

CUADRO N° 5.5 CÁLCULO DE LOS EFECTOS PARA LA CIANURACION DEL ORO

	Xo	X1	X2	X3	X1X2	X1X3	X2X3	X1X2X3
$(X)^T \cdot Y$	773.76	2.28	3.16	1.08	-0.76	0.64	0.4	0.24
Efectos	193.44	0.57	0.79	0.27	-0.19	0.16	0.1	0.06

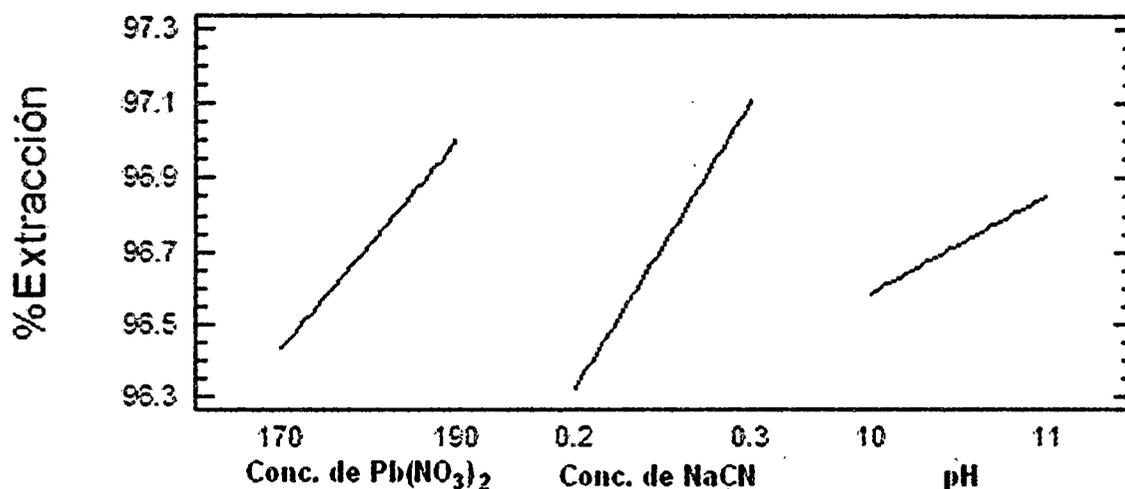
Con los datos del cuadro 5.5, se gráfica los efectos, ver gráfico 5.1.

GRÁFICO N° 5.1 GRÁFICO DE PARETO PARA % DE EXTRACCION DEL ORO



Fuente: Programa STATGRAPHICS Plus.

GRÁFICO N° 5.2 GRÁFICO DE EFECTOS EN LA CIANURACIÓN DEL ORO



Fuente: Programa STATGRAPHICS Plus.

Si se visualiza los signos de los efectos X_1 , X_2 y X_3 notamos que los dos primeros son positivos con valores altos, por lo tanto deberán ser maximizados; es decir que ambos factores son variables, y deben ser optimizados y establecidos sus rangos de trabajo óptimo. El factor X_3 tiene signo positivo y nos indica que está en su valor máximo, pero a su vez es mucho menor que los factores anteriores es decir en este caso se considera como una constante en el proceso porque no influye mucho.

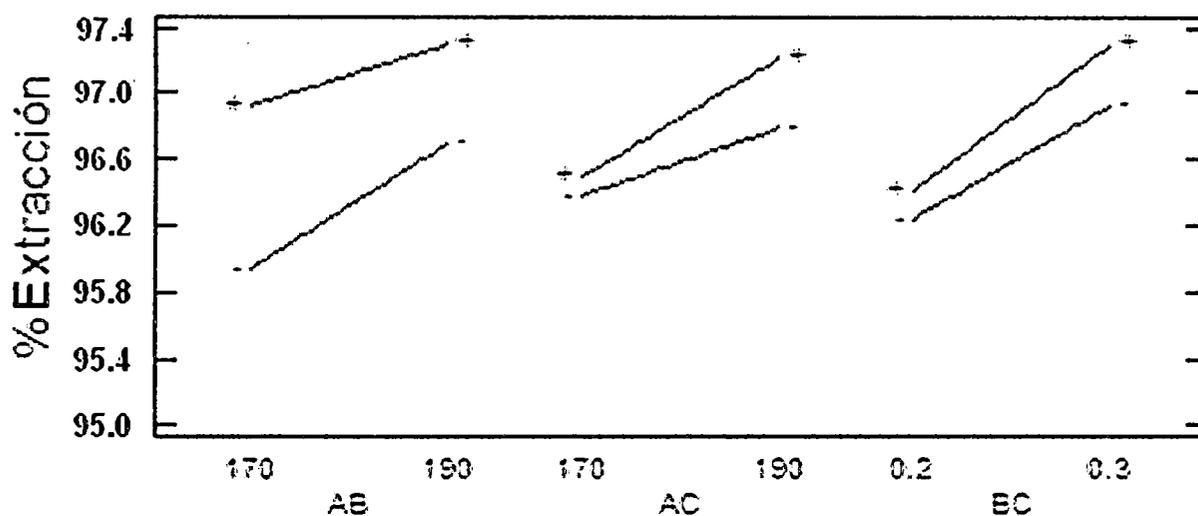
- **Interpretación de la interacción:**

El significado físico del cálculo, de los efectos, es ver cómo varía la respuesta al variar una variable desde el nivel inferior hasta el nivel superior. Las siguientes observaciones se deducen de los efectos calculados:

- El efecto de la variable (X_1) Concentración de $Pb(NO_3)_2$ (g/TM); al aumentar su valor inicial de 170 a 190, se logra obtener un incremento de la extracción del oro en 0.57 de efecto.
- Otro efecto importante es la variable (X_2) Concentración de NaCN(%); al aumentar su valor inicial de 0.2 a 0.3, se logra obtener un incremento de la extracción del oro en 0.79 de efecto.

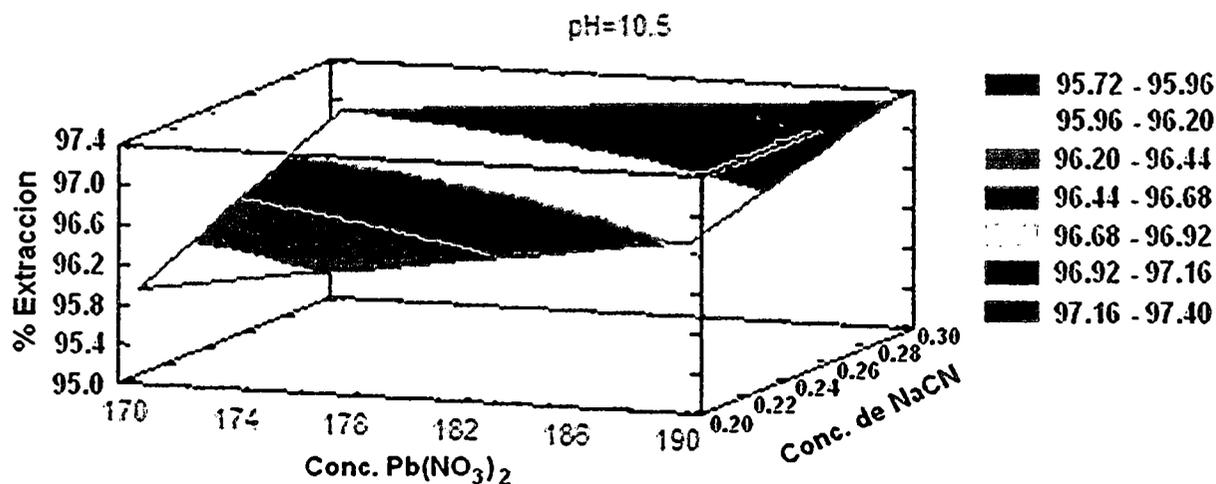
- El efecto de la variable (X_3), que corresponde al pH, es mínima.
- El efecto de la interacción (X_1X_2) es negativa, las interacciones (X_1X_3), (X_2X_3) y ($X_1X_2X_3$), son mínimas y no son consideradas relevantes en el proceso.

GRÁFICO Nº 5.3 EFECTO DE LAS INTERACCIONES PARA % DE EXTRACCION DEL ORO



Fuente: Programa STATGRAPHICS Plus

GRÁFICO Nº 5.4 SUPERFICIE DE RESPUESTA EN EL PROCESO DE LIXIVIACION DEL ORO



Fuente: Programa STATGRAPHICS Plus

5.5.3 ANÁLISIS DE VARIANZA DEL DISEÑO FACTORIAL

El análisis de varianza es una herramienta útil en la inferencia estadística: Se aplica para probar la significancia de los efectos en el diseño experimental. Mediante este análisis se determinará cual de las variables, de un grupo determinado (Concentración de Nitrato de plomo, concentración de NaCN y pH) son realmente importantes en el rango investigado. Para este fin se elabora la tabla de análisis de varianza (ANOVA) para comparar la varianza de cada efecto.

El análisis de varianza implica el cálculo de:

- $SS_{Efectos}$ = Suma de cuadrados debida a los efectos o tratamientos.
- SS_{Error} = Suma de cuadrados debido al error.
- $SS_{Curvatura}$ = Suma de cuadrados debida a la curvatura.
- SS_{Total} = Suma total de cuadrados.

La suma de cuadrados de los efectos e interacciones se da por la siguiente ecuación:

$$SS_{Efecto} = \frac{\left(\sum_{i=1}^N X_{ij} Y_j \right)^2}{Nr} = \frac{\{X^T\} * \{Y\}^2}{Nr} \quad (5.5)$$

Ejemplo:

$$SS_{Efecto} = \frac{(2.28)^2}{8 \times (1)} = 0.6498$$

$$SS_{Efecto} = \frac{(3.16)^2}{8 \times (1)} = 1.2482$$

; y así sucesivamente.

La suma de ecuaciones debida al error se calcula con cada % de extracción de las tres replicas con la siguiente ecuación:

$$SS_{Error} = \sum_{i=1}^N (Y_i^{\circ} - \bar{Y}^{\circ})^2 \quad (5.6)$$

$$SS_{Error} = (95.95 - 96.01)^2 = 0.0036$$

$$SS_{Error} = (96.02 - 96.01)^2 = 0.0001$$

$$SS_{Error} = (96.06 - 96.01)^2 = 0.0025$$

$$SS_{Error-Total} = 0.0036 + 0.0001 + 0.0025 = 0.0062$$

Donde:

Y_i° = Réplicas en el punto central del diseño.

n° = Número de réplicas en el punto central.

$\bar{Y}^{\circ} = \sum_{i=j}^{n^{\circ}} Y_j^{\circ} =$ Promedio de todas las réplicas.

La suma de cuadrados, debida a la curvatura, se calcula con la siguiente ecuación:

$$SS_{Curvatura} = \frac{Nn^{\circ}(Y - \bar{Y}^{\circ})^2}{N + n^{\circ}} \quad (5.7)$$

$$SS_{Curvatura} = \frac{8 \times 3(96.72 - 96.01)^2}{8 + 3} = 1.099$$

Donde:

$(Y - \bar{Y}^{\circ}) =$ Es la diferencia del promedio general y el promedio de réplicas.

$$\bar{Y} = \frac{\sum_{j=1}^N Y_j}{N} = \text{Promedio de puntos exteriores del diseño.}$$

$$Y = 96.72$$

La variabilidad total de los datos, en sus partes componentes, esta dado por la siguiente ecuación:

$$SS_{Total} = SS_{Efectos} + SS_{curvatura} + SS_{Error} \quad (5.8)$$

$$SS_{Total} = (0.6498+1.2482+0.1458+0.0722+0.0512+0.02+0.0072)+1.099+0,0062$$

$$SS_{Total} = 3.2996$$

A través del cálculo de los efectos se observó que las variables X_1 (Concentración de Nitrato de Plomo) y X_2 (Concentración de NaCN), tienen incidencia importante en el proceso. La manera precisa de medir esas variables es por el teorema de Cochran, que se expresa en la siguiente ecuación:

$$F_0 = \frac{MS_{Efectos}}{MS_{Error}} \quad (5.9)$$

➤ **Cálculo de media de cuadrados de efectos:**

$$MS_{Efectos} = \frac{SS_{Efectos}}{f_1} \quad (5.10)$$

$$MS_{efectos} = 0.6498/1 = 0.6498$$

$$MS_{efectos} = 1.2482/1 = 1.2482; \text{ Y así sucesivamente.}$$

➤ **Cálculo de media de cuadrados de error:**

$$MS_{Error} = \frac{SS_{Error}}{f_2} \quad (5.11)$$

$$MS_{Error} = \frac{0.0062}{2} = 0.0031$$

De los cálculos efectuados, con las ecuaciones anteriores, se obtienen los resultados que se muestran en el cuadro 5.6.

➤ **Análisis de varianza del diseño factorial:**

$$F_0 = \frac{MS_{Efectos}}{MS_{Error}}$$

$$F_0 = 0.6498/(0.0031) = 209.61$$

CUADRO N° 5.6 ANÁLISIS DE VARIANZA DEL DISEÑO FACTORIAL

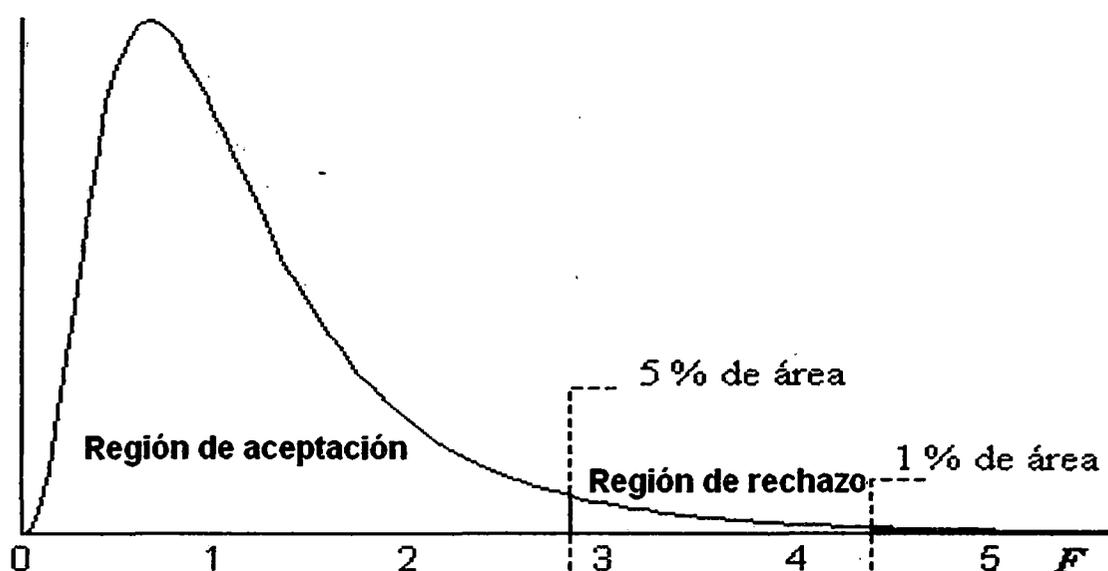
FUENTE DE VARIACIÓN	SUMA DE CUADRADOS	GRADOS DE LIBERTAD	MEDIA DE CUADRADOS	F ₀
X1 (Concentración de Pb(NO ₃) ₂ (g/TM))	0.6498	1	0.6498	209.61
X2 (Concentración de NaCN (%))	1.2482	1	1.2482	402.65
X3 (pH)	0.1458	1	0.1458	47.03
X1X2 (Concentración de Pb(NO ₃) ₂ (g/TM) – Concentración de NaCN (%))	0.0722	1	0.0722	23.29
X1X3 (de Pb(NO ₃) ₂ (g/TM) - pH)	0.0512	1	0.0512	16.52
X2X3(Concentración de NaCN (%) - pH)	0.0200	1	0.02	6.45
X1X2X3(Concentración de Pb(NO ₃) ₂ (g/TM) - Concentración de NaCN (%)- pH)	0.0072	1	0.0072	2.32
Curvatura	1.0998	1	1.0999	354.79
Error	0.0062	2	0.0031	
Total	3.3004	10		

Los resultados obtenidos a continuación mediante el programa statgraphics plus, para R² y los respectivos errores son los siguientes:

R-cuadrado = 99.6719 por ciento

Del cuadro 5.6 podemos observar que los efectos, realmente significativos, son la concentración de Nitrato de Plomo y concentración de NaCN, lo que significa que la curvatura es significativa dentro de la región investigada. En la figura 5.3 se muestra la gráfica de la distribución de la probabilidad de "F".

FIGURA Nº 5.3 REPRESENTACIÓN GRÁFICA DE LA DISTRIBUCIÓN DE PROBABILIDAD, F, DE MÁS USO EN INFERENCIA



Donde:

H_0 (hipótesis nula): $H_0: t_1 + t_2 = \dots = t_k = 0$

H_A (hipótesis alternativa): $H_A: t_1 \neq 0$

Criterios: se rechaza H_0 si $F_{\text{experimental}} > F_{\text{critico}}$

$F_{\text{critico}} = F_{\alpha, df1, df2}$

$df1=1$

$df2=2$; se rechaza H_0 si $F_{\text{experimental}} > 199.5$

Bajo el supuesto que la hipótesis H_0 (hipótesis nula) es verdadera, el estadístico F_0 debe seguir la distribución F con $f_1 = 1$ y $f_2 = (n^o - 1)$. Si F_0 es grande, se contradice la hipótesis de que no hay efectos de tratamiento; en cambio, si F_0 es pequeño, se confirma la validez de H_A .

Donde:

f_1 (Numerador) = Grados de libertad de los efectos e interacciones, generalmente, igual a uno, en el diseño factorial de dos niveles.

f_2 (denominador) = $(n^o - 1)$ = Grados de libertad de la suma de cuadrados del error, para el presente caso igual a dos ($f_2 = 3 - 1 = 2$).

Donde los grados de libertad son 2.

Así, para un nivel de significancia α , prefijado, se rechaza H_0 , si $F_0 > F_{\alpha, K-1, N-K}$ donde $F_{\alpha, K-1, N-K}$ es el percentil $(1 - \alpha) * 100$ de la distribución F.

Si $\alpha + \partial = 1$

Donde:

α = Nivel de significancia.

∂ = Nivel de confianza.

Una variable o interacción es significativa si se cumple la siguiente condición:

$$F_0 > F(\alpha, f_1, f_2)$$

f_1 = Variable dependiente.

f_2 = Variable independiente.

Donde:

α = Nivel de significancia (generalmente al 0,01 o 0,05).

Para el nivel de confianza de 99% F de tabla (Tabla N° 2 de anexos), para uno y dos grados de libertad, respectivamente es:

$$F(\alpha, f_1, f_2) = F(0.01, 1, 2) = 98.50$$

Del valor obtenido de tabla (F= 98,50) y el valor calculado (F_0) se deduce que las variables más significativas son:

- X_1 (Concentración de Nitrato de Plomo) y X_2 (Concentración de NaCN), estos valores son elegidos ya que $F_0 > F$.
- También se observa que el efecto de la curvatura es muy significativa, por lo que se concluye que la región óptima se encuentra en el centro del diseño.

5.5.4 MODELO MATEMÁTICO

Una vez determinado los efectos y teniendo en cuenta el análisis de varianza, y resultando significativas las variables X_1 y X_2 , el siguiente paso es obtener el modelo matemático lineal, que relaciona las variables estudiadas con el fin de predecir el fenómeno en cuestión.

El modelo matemático es la expresión lógica y cuantitativa de las interrelaciones de las variables del sistema en estudio.

El modelo matemático lineal tiene la siguiente forma:

$$\hat{Y} = \bar{Y} + \sum_{j=1}^K b_j X_j + \sum_{\substack{u=1 \\ u \neq j}}^K b_{uj} X_u X_j + \dots \quad (5.12)$$

Para estimar los coeficientes b_j y b_{uj} se hace uso de la fórmula matemática o a partir de los efectos:

$$[B] = ([X^T][X])^{-1}([X^T][Y]) \quad (5.13)$$

$$b_j = \frac{Ex_j}{2} \quad (5.14)$$

De los efectos calculados (cuadro 5.5) y reemplazando en la ecuación 5.14 obtenemos los respectivos b_j , que se resume en el cuadro 5.7.

CUADRO N° 5.7 MODELO MATEMATICO

			$[X^T \cdot X]^{-1}$					$(X)^T \cdot Y$	$[B]$	
0.125	0	0	0	0	0	0	0	773.76	96.72	X ₀
0	0.125	0	0	0	0	0	0	2.28	0.285	X ₁
0	0	0.125	0	0	0	0	0	3.16	0.395	X ₂
0	0	0	0.125	0	0	0	0	1.08	0.135	X ₃
0	0	0	0	0.125	0	0	0	-0.76	-0.095	X ₁ X ₂
0	0	0	0	0	0.125	0	0	0.64	0.08	X ₁ X ₃
0	0	0	0	0	0	0.125	0	0.4	0.05	X ₂ X ₃
0	0	0	0	0	0	0	0.125	0.24	0.03	X ₁ X ₂ X ₃

$$\bar{Y} = 96.72$$

$$b_1 = [(x)^T * Y] * 0.125$$

$$b_1 = 2.28 * 0.125 = 0.285$$

$$b_2 = 3.16 * 0.125 = 0.395$$

A partir de estos cálculos y reemplazando en la ecuación 5.12, el modelo matemático queda de la siguiente forma:

$$\hat{Y}_{\text{estudiado}} = 96.72 + 0.285 X_1 + 0.395 X_2$$

5.5.5 ANÁLISIS DE RESIDUOS

El análisis de residuos se efectúa para saber cuán distanciados están los valores que se predice con el modelo de los valores experimentales. Este análisis considera los residuales iguales a:

$$Y - \hat{Y} \quad (5.15)$$

Donde:

Y = Porcentajes de extracción de las pruebas

\hat{Y} = Valores ajustados de respuestas.

Se resume en el cuadro 5.8.

CUADRO N° 5.8 ANÁLISIS DE RESIDUOS

N	X ₁	X ₂	Y	\hat{y}	(Y- \hat{y})	(Y- \hat{y}) ²
1	-1	-1	95.91	96.04	-0.13	0.0169
2	1	-1	96.57	96.04	0.53	0.2809
3	-1	1	96.85	96.61	0.24	0.0576
4	1	1	97.01	96.61	0.4	0.16
5	-1	-1	95.98	96.83	-0.85	0.7225
6	1	-1	96.84	96.83	0.01	0,000100
7	-1	1	97.00	97.40	-0.4	0.16
8	1	1	97.60	97.40	0.2	0.04
						Σ = 1.438

Con los resultados presentados en el cuadro 5.8, se procede a calcular la suma de cuadrados medios de residual del modelo (SSM_R), mediante la siguiente ecuación:

$$SSM_R = \frac{\sum_{i=1}^{N_r} (Y - \hat{Y})^2}{N_r - I} \quad (5.16)$$

Donde:

- \hat{Y} = "Y" estimado o respuesta, según el modelo matemático.
Y = "Y" observado o respuesta experimental.
 N_r = Número total de experimentos.
I = Número de parámetros del modelo matemático.
 $N_r - I = f_R$ = Grados de libertad del residuo.

Aplicando la ecuación 5.16 se obtiene la suma de cuadrados medios del residual del modelo (SSM_R):

$$SSM_R = \frac{1.438}{8 \times 1 - 3} = 0.2876$$

Para determinar estadísticamente si el modelo matemático hallado representa adecuadamente los datos experimentales, se realiza la prueba F:

$$F_0 = \frac{SSM_{Residual}}{MS_{Error}} \quad (5.17)$$

$$F_0 = \frac{0.2876}{0.0031} = 92.77$$

Entonces, el modelo es adecuado, si:

$$F_0 < F(\alpha, f_R, f_2)$$

$\alpha = 0.01$ para un nivel de confianza del 99%.

Para el nivel de significancia de 0.01, F, de la tabla, para cinco y dos grados de libertad, respectivamente, es:

$$F(\alpha, f_R, f_2) = F(0.01, 5, 2) = 99.30 \text{ (Obtenido de la Tabla N° 2 de Anexos).}$$

Como F_0 calculado es menor que F de la tabla, el modelo matemático se ajusta o representa adecuadamente a los datos experimentales.

5.5.6 DECODIFICACIÓN DEL MODELO A ESCALA NATURAL

El modelo matemático codificado fue:

$$\hat{Y}_{\text{estudiado}} = 96.72 + 0.285 X_1 + 0.395 X_2$$

En este modelo, los valores de las variables X_1, X_2 , se representa por diferentes niveles o valores (-1) y (+1).

Para que en el modelo se pueda reemplazar los valores reales de las variables, se calcula el modelo decodificado según:

$$\hat{Y}_D = a_0 + a_1 Z_1 + a_2 Z_2 \quad (5.18)$$

➤ Donde el factor a esta dado por:

$$a_0 = \hat{Y} - b_1 \varepsilon_{x1} - b_2 \varepsilon_{x2} \quad (5.19)$$

$$a_1 = \frac{b_1}{\Delta Z_{x_2}} \quad (5.20)$$

$$a_2 = \frac{b_2}{\Delta Z_{x_2}} \quad (5.21)$$

➤ Ahora se procede a calcular el centro del diseño:

$$Z_{x_1}^0 = \frac{170 + 190}{2} = 180$$

$$Z_{x_2}^0 = \frac{0.2 + 0.3}{2} = 0.25$$

$$Z_{x_3}^0 = \frac{10 + 11}{2} = 10.5$$

➤ **Radio del diseño:**

$$\Delta Z_{X_1} = \frac{190 - 170}{2} = 10$$

$$\Delta Z_{X_2} = \frac{0.3 - 0.2}{2} = 0.05$$

$$\Delta Z_{X_3} = \frac{11 - 10}{2} = 0.5$$

➤ **Relación ε:**

$$\varepsilon_{X_1} = \frac{Z_{X_1}^0}{\Delta Z_{X_1}} = \frac{180}{10} = 18$$

$$\varepsilon_{X_2} = \frac{Z_{X_2}^0}{\Delta Z_{X_2}} = \frac{0.25}{0.05} = 5$$

$$\varepsilon_{X_3} = \frac{Z_{X_3}^0}{\Delta Z_{X_3}} = \frac{10.5}{0.5} = 21$$

Los datos obtenidos se resumen en el cuadro 5.9:

CUADRO Nº 5.9 VALORES PARA LA DECODIFICACIÓN DEL MODELO

	VARIABLES	NIVEL (-)		NIVEL(+)		CENTRO DEL DISEÑO Z ^o J	RADIO DEL DISEÑO ΔZJ	RELACIÓN E J
Z1	Concentración de Pb(NO ₃) ₂ (g/TM)	170	-1	190	1	180	10	18
Z2	Concentración de NaCN (%)	0.2	-1	0.3	1	0.25	0.05	5
Z3	pH	10	-1	11	1	10.5	0.5	21

Reemplazando estos valores en las ecuaciones 5.19, 5.20 y 5.21 se obtiene los coeficientes para la ecuación a escala natural:

➤ **Aplicando la fórmula de decodificación:**

Término independiente:

$$a_0 = 96.72 - [(0.285 \cdot 18) + (0.395 \cdot 5)] = 89.615$$

Términos lineales:

$$a_1 = 0.285/10 = 0.0285$$

$$a_2 = 0.395/0.05 = 7.9$$

Reemplazando estos valores en la ecuación 5.18 obtenemos la ecuación final decodificada a escala natural.

5.5.7 MODELO A ESCALA NATURAL

El modelo matemático, decodificado, a escala natural es:

$$\hat{Y}_D = 89.62 + 0.0285 Z_1 + 7.9 Z_2 \quad (5.22)$$

A partir de esta ecuación 5.22, despejando Z_2 (X_2) se obtiene la ecuación 5.23, y dando valores a Z_1 se construye el cuadro de tabulación 5.10.

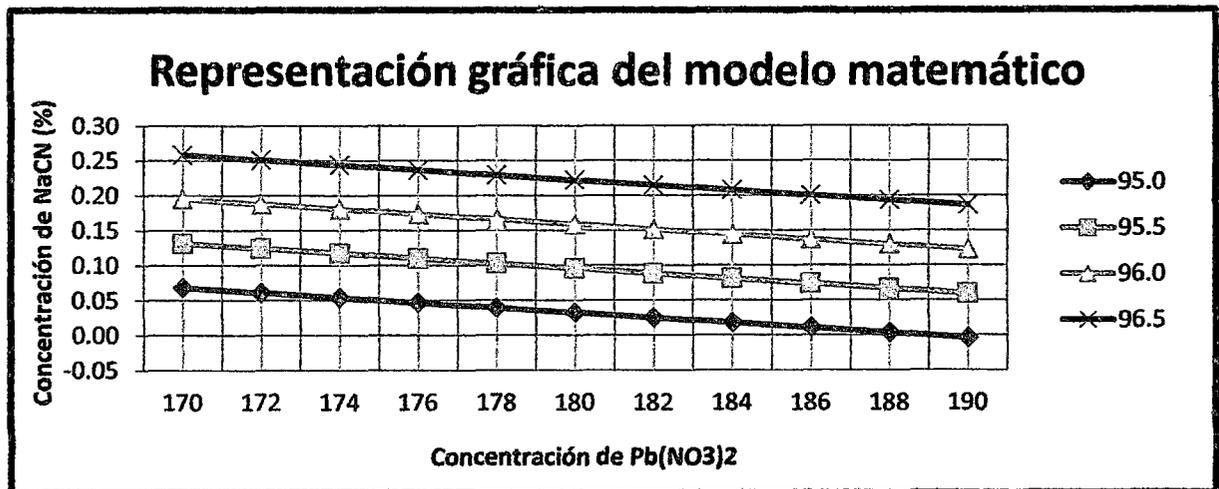
$$Z_2 = \frac{(\hat{Y}_D - 89.62) - (0.0285 Z_1)}{7.9} \quad (5.23)$$

Si; \hat{Y}_D = porcentaje de extracción dando valores como (95%, 95.5%, 96% y 96.5%)

CUADRO Nº 5.10 TABULACIÓN DE LA ECUACIÓN (5.23)

Z ₁ = Concentración de Pb(NO ₃) ₂ (g/TM)	Z ₂ = Concentración de NaCN (%)			
	95%	95.5%	96%	96.5%
170	0,07	0,13	0,19	0,26
172	0,06	0,12	0,19	0,25
174	0,05	0,12	0,18	0,24
176	0,05	0,11	0,17	0,24
178	0,04	0,10	0,17	0,23
180	0,03	0,10	0,16	0,22
182	0,03	0,09	0,15	0,21
184	0,02	0,08	0,14	0,21
186	0,01	0,07	0,14	0,20
188	0,00	0,07	0,13	0,19
190	0,00	0,06	0,12	0,19

GRÁFICO Nº 5.5 DE LA TABULACIÓN DANDO VALORES DE RESPUESTA 95%, 95.5%, 96% y 96.5% PARA LA ECUACIÓN (5.23)



Fuente: Programa STATGRAPHICS Plus.

A partir de la ecuación (5.22), despejando Z₁(X₁) se obtiene la ecuación 5.24, y dando valores a Z₂ se construye el cuadro de tabulación 5.11.

$$\hat{Y}_D = 89.62 + 0.0285 Z_1 + 7.9 Z_2$$

$$Z_1 = \frac{(\hat{Y}_D - 89.62) - (7.9 Z_2)}{0.0285} \quad (5.24)$$

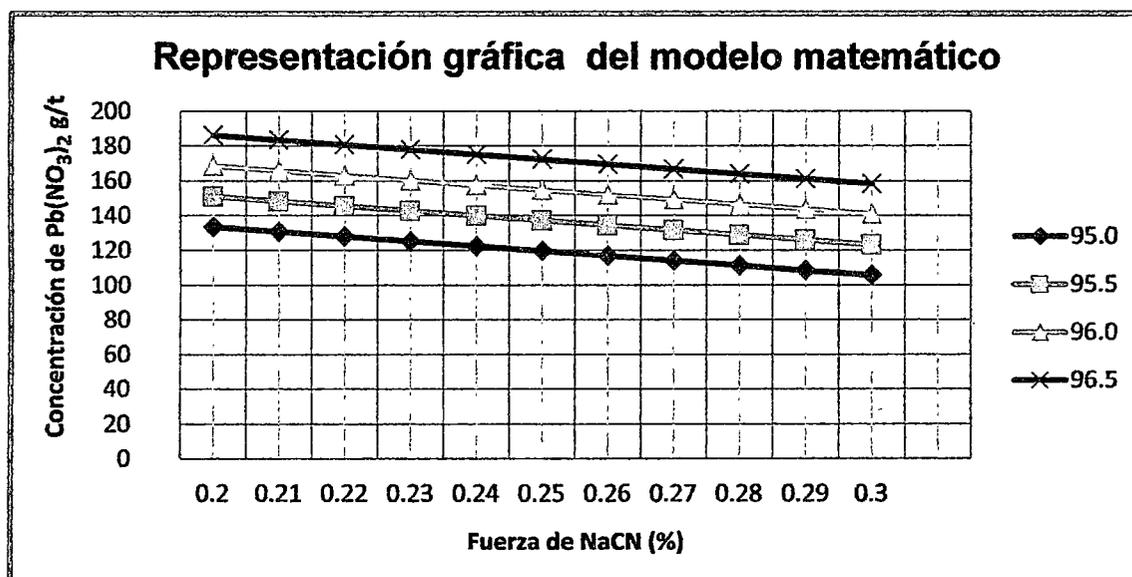
Donde:

\hat{Y}_D = Porcentaje de extracción dando valores como (95%, 95.5%, 96% y 96.5%)

CUADRO N° 5.11 TABULACIÓN DE LA ECUACIÓN (5.24)

Z ₂ = Concentración de NaCN (%)	Z ₁ = Concentración de Pb(NO ₃) ₂ (g/TM)			
	95%	95.5%	96%	96.5%
0.20	133.5	151.05	168.60	186.14
0.21	130.7	148.28	165.82	183.37
0.22	128.0	145.51	163.05	180.60
0.23	125.2	142.74	160.28	177.82
0.24	122.4	139.96	157.51	175.05
0.25	119.6	137.19	154.74	172.28
0.26	116.9	134.42	151.96	169.51
0.27	114.1	131.65	149.19	166.74
0.28	111.3	128.88	146.42	163.96
0.29	108.6	126.11	143.65	161.19
0.30	105.8	123.33	140.88	158.42

GRÁFICO N° 5.6 DE LA TABULACIÓN DANDO VALORES DE RESPUESTA 95%, 95.5%, 96% y 96.5% PARA LA ECUACIÓN (5.24)



Fuente: Programa STATGRAPHICS Plus.

5.6 DISEÑO FACTORIAL 2³ PARA LA CIANURACIÓN DE LA PLATA

5.6.1 SELECCIÓN DE VARIABLES

De las variables citadas anteriormente no todas son muy incidentes dentro del proceso de lixiviación, por lo que es necesario trabajar con las variables apropiadas. Para el diseño experimental y conociendo ampliamente el proceso hemos optado por seleccionar las siguientes variables:

CUADRO N° 5.12 VARIABLES DEL DISEÑO PARA LA PLATA

VARIABLES	NIVEL (-)	NIVEL(+)
Concentración de Pb(NO ₃) ₂ (g/TM)	170	190
Concentración de NaCN (%)	0.2	0.3
pH	10	11

Las réplicas centrales para el diseño factorial se muestran en el cuadro 5.13.

CUADRO N° 5.13 REPLICAS CENTRALES DEL DISEÑO

	Concentración de Pb(NO ₃) ₂ (g/TM)	Concentración de NaCN (%)	pH
1	180	0.25	10.5
2	180	0.25	10.5
3	180	0.25	10.5

5.6.2 CÁLCULO DE EFECTOS

Calculamos por el método Yates a partir de las respuestas de las pruebas experimentales que se muestran en el cuadro 5.14, obteniendo los correspondientes valores de los efectos, a escala codificada, que se detallan en el cuadro 5.15.

CUADRO N° 5.14 AJUSTE MATRICIAL DEL DISEÑO FACTORIAL A ESCALA CODIFICADO Y NATURAL

N°	ESCALA CODIFIDA			ESCALA NATURAL			Y _(RESPUESTA)
	X1	X2	X3	Z1	Z2	Z3	
1	-1	-1	-1	170	0.2	10	86.89
2	1	-1	-1	190	0.2	10	87.56
3	-1	1	-1	170	0.3	10	87.83
4	1	1	-1	190	0.3	10	88.01
5	-1	-1	1	170	0.2	11	86.97
6	1	-1	1	190	0.2	11	87.84
7	-1	1	1	170	0.3	11	88.05
8	1	1	1	190	0.3	11	88.63
9	0	0	0	180	0.25	10.5	86.98
9	0	0	0	180	0.25	10.5	87.08
9	0	0	0	180	0.25	10.5	86.98

CUADRO N° 5.15 CÁLCULO DE LOS EFECTOS PARA LA CIANURACION DE LA PLATA

	X ₀	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃
(X)T*Y	701.78	2.3	3.26	1.2	-0.78	0.6	0.48	0.2
Efectos	175.445	0.575	0.815	0.3	-0.195	0.15	0.12	0.05

5.6.3 INTERPRETACIÓN DE LOS EFECTOS

- Los signos de los efectos principales (concentración de cianuro de sodio, concentración de Pb(NO₃)₂) son positivos y pueden ser maximizados para optimizar el proceso de cianuración de la plata.
- El efecto del pH es bajo en comparación con las anteriores variables, por lo tanto se considera como una constante en el proceso.

- El signo de la interacción (Concentración de Cianuro de sodio- Concentración de $Pb(NO_3)_2$, es negativo, de manera que no existe interacción entre ambos factores en el proceso de cianuración.
- El signo de la interacción entre las variables Concentración de Cianuro de sodio y pH, Concentración de $Pb(NO_3)_2$ y pH, son positivos de esta manera se concluye que existe interacción entre ambos factores.
- El signo de la interacción entre las variables de Concentración de Cianuro de sodio, Concentración de $Pb(NO_3)_2$ y pH es positivo pero hay un bajo efecto en el proceso de cianuración y no hay relevancia.

5.6.4 ANÁLISIS DE VARIANZA

Para determinar el significado real de los efectos de las variables tomadas en consideración se realiza el análisis de varianza.

El cuadro 5.16 muestra el análisis de varianza para los datos procesados:

**CUADRO N° 5.16 ANOVA PARA LA EXTRACCION DE LA PLATA
ANALISIS DE LA VARIANZA PARA % EXTRACCION**

FUENTE DE VARIACIÓN	SUMA DE CUADRADOS	GRADOS DE LIBERTAD	MEDIA DE CUADRADOS	F ₀
Conc. $Pb(NO_3)_2$	0,661	1	0,661	198,375
Conc. de NaCN	1,328	1	1,328	398,535
pH	0,180	1	0,180	54,000
Conc. $Pb(NO_3)_2$ - Conc. de NaCN	0,076	1	0,076	22,815
Conc. $Pb(NO_3)_2$ - pH	0,045	1	0,045	13,500
Conc. de NaCN - pH	0,029	1	0,029	8,640
Conc. $Pb(NO_3)_2$ - Conc. de NaCN - pH	0,005	1	0,005	1,500
Curvatura	1,097	1	1,097	329,182
Error	0,007	2	0,003	
Total	3,428	10		

5.6.5 DETERMINACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO

Ecuación del modelo matemático a escala codificada:

$$Y_{\text{ESTUDIADO}} = 87.72 + 0.2875 X_1 + 0.408 X_2$$

Ecuación del modelo matemático a escala descodificada o natural

$$Y_{\text{ESTUDIADO}} = 80.51 + 0.0288 Z_1 + 8.15 Z_2$$

- **Análisis:**

Si igualamos las tres variables a cero, el porcentaje de extracción de la plata será igual a la constante que, en este caso es positivo, significa que puede ser maximizado.

5.6.6 ANÁLISIS DE RESIDUOS

El modelo matemático debe predecir adecuadamente el fenómeno investigado; es decir, podemos predecir los valores observados y se puede calcular matricialmente: $Y \text{ estimado} = [X][B]$. Estos datos se muestran en el cuadro 5.17.

CUADRO Nº 5.17 PORCENTAJE DE EXTRACCION DE LA PLATA CALCULADO

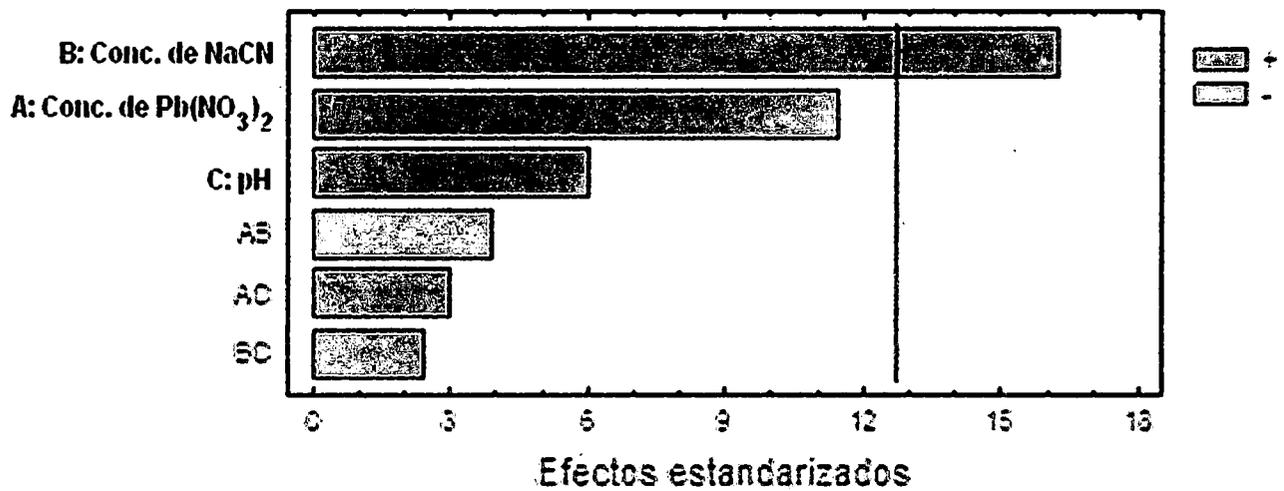
MATRIZ DE VARIABLES								[B]	Y _{ESTIMADO}
X ₀	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃		
1	-1	-1	-1	1	1	1	-1	87.7225	86.89
1	1	-1	-1	-1	-1	1	1	0.2875	87.56
1	-1	1	-1	-1	1	-1	1	0.4075	87.83
1	1	1	-1	1	-1	-1	-1	0.15	88.01
1	-1	-1	1	1	-1	-1	1	-0.0975	86.97
1	1	-1	1	-1	1	-1	-1	0.075	87.84
1	-1	1	1	-1	-1	1	-1	0.06	88.05
1	1	1	1	1	1	1	1	0.025	88.63

De los resultados obtenidos se realiza el análisis de residuos:

CUADRO Nº 5.18 ANÁLISIS DE RESIDUOS

N	Y observado	Y estimado	Yobs - Yest	(Yobs - Yest) ²
1	86,89	87,03	-0,14	0,02
2	87,56	87,03	0,53	0,28
3	87,83	87,60	0,23	0,05
4	88,01	87,60	0,41	0,17
5	86,97	87,84	-0,87	0,76
6	87,84	87,84	0,00	0,00
7	88,05	88,42	-0,37	0,14
8	88,63	88,42	0,21	0,05
Sumatoria=				1.4618

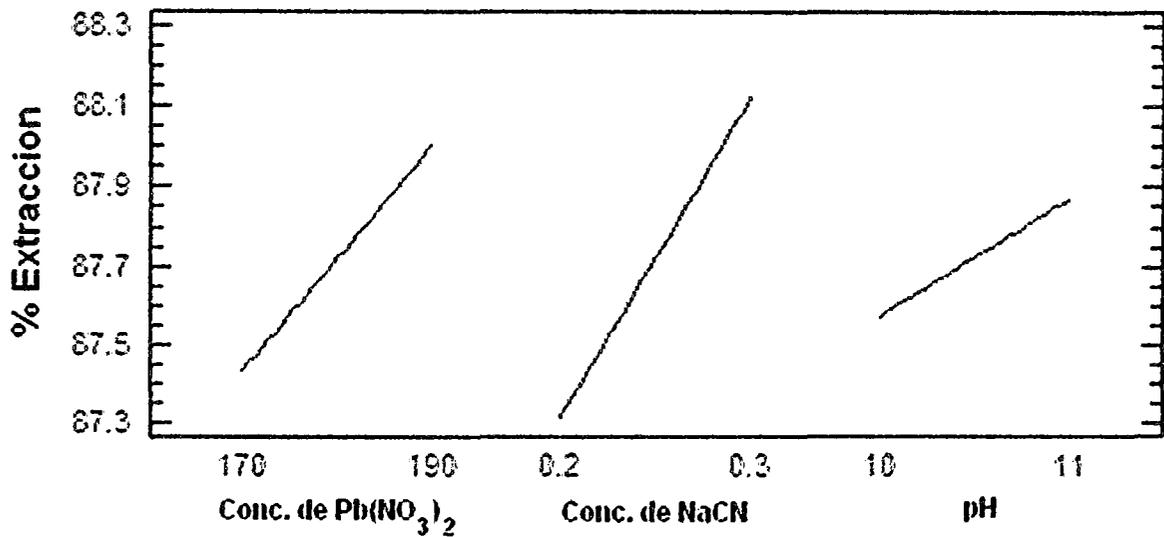
GRAFICO Nº 5.7 GRÁFICO DE PARETO PARA % DE EXTRACCIÓN DE LA PLATA



Fuente: Programa STATGRAPHICS Plus.

- **Interpretación:** El gráfico indica que el mayor efecto en el proceso de cianuración es la variable concentración de cianuro.

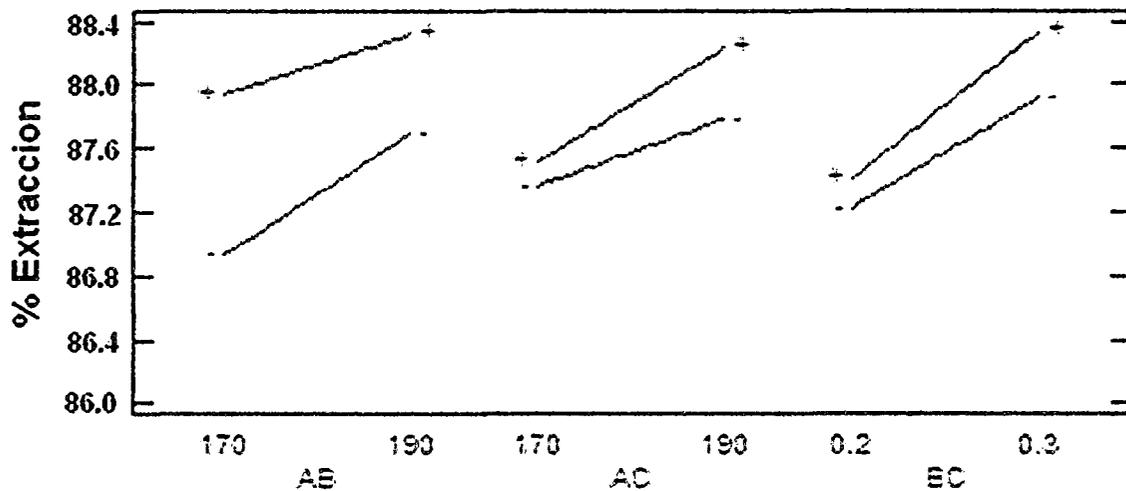
GRAFICO N° 5.8 GRÁFICO DE EFECTOS EN LA CIANURACIÓN DE LA PLATA



Fuente: Programa STATGRAPHICS Plus.

- **Interpretación:** Mayor pendiente tiene el factor concentración de NaCN, seguido por el factor concentración de $Pb(NO_3)_2$, la pendiente del factor pH es negativa entonces no tiene efecto y se considera como una constante.

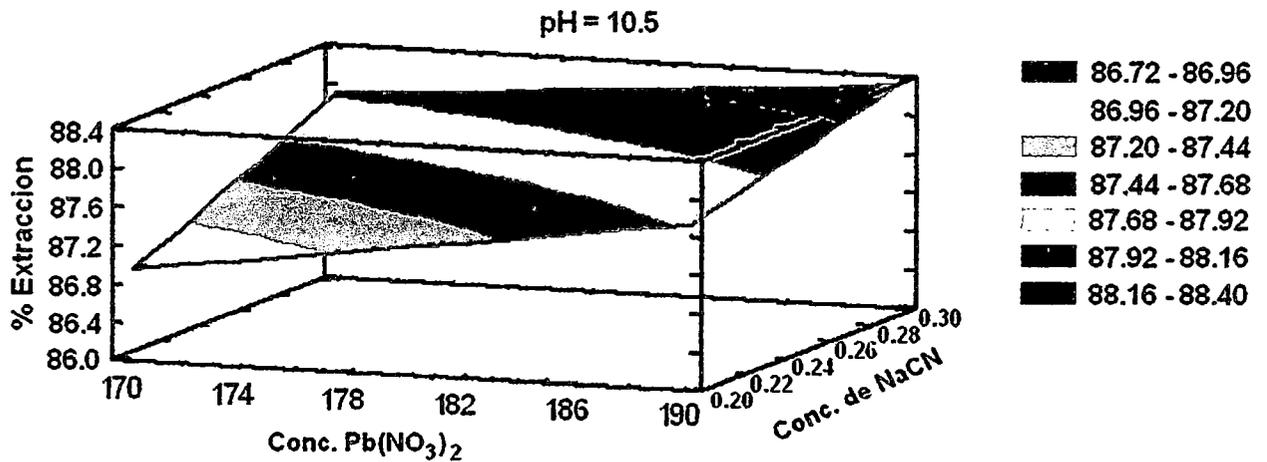
GRAFICO N° 5.9 EFECTO DE LAS INTERACCIONES PARA EL PORCENTAJE DE EXTRACCIÓN DE LA PLATA



Fuente: Programa STATGRAPHICS Plus.

- **Interpretación:** En el gráfico se demuestra, claramente, que no hay interacción con ninguno de los factores.

GRÁFICO 5.10 SUPERFICIE DE RESPUESTA EN EL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE LA PLATA



Fuente: Programa STATGRAPHICS Plus.

5.6.7 ANÁLISIS DE RESULTADOS DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES DE CIANURACIÓN DE LA PLATA

Analizando estadísticamente los resultados de las pruebas experimentales del proceso de cianuración, podemos establecer el efecto de las variables, concentración de cianuro de sodio, concentración de $Pb(NO_3)_2$ tienen efecto importante en el proceso de cianuración. Mediante el análisis estadístico estas variables tienen significancia relevante, no hay interacción entre las variables X_1X_2 , X_1X_3 , X_2X_3 , el modelo matemático tiene validez de los resultados.

CONCLUSIONES

1. La composición mineralógica en el yacimiento de la Compañía Minera Ares es relativamente sencilla. Los minerales de ganga ocupan un 98.77% del total del mineral principalmente están compuestas de cuarzo, adularia e illita, mientras que los sulfuros más comunes son pirita, arsenopirita, marcasita, sulfuros y sulfosales de plata (acantita y pirargirita), tetraedrita, galena, esfalerita, calcopirita, electrum, el oro se encuentra en mayor parte libre. Del análisis realizado en laboratorio la composición química de este mineral es: Au 6.00 (g/TM), Ag 156.00 (g/TM), Zn (0.0092%), Cu (0.0028%), Fe (1.55%) y Pb (0.0053%).
2. Según las pruebas experimentales preliminares que se realizaron se obtuvieron los parámetros operativos para realizar el presente trabajo de investigación, estas fueron: tiempo de molienda 27`51" minutos, tamaño de partícula de 74% -270 mallas y las pruebas de cinética establecieron un tiempo de lixiviación de 72 horas.
3. Las variables identificadas para lograr la optimización del proceso fueron la concentración de NaCN (0.2% – 0.3%), Nitrato de Plomo (170g/TM – 190g/TM) y el pH de la solución (10 - 11), la variación de cada una de estas permitió un mayor porcentaje de extracción de valores de oro y plata en el proceso. Los mejores resultados de un total de 11 pruebas de cianuración a nivel laboratorio se obtuvieron en la prueba número ocho, con los siguientes resultados:

➤ Ley de cabeza (Au)	=	6.06g/TM
➤ Extracción (Au)	=	97.60%
➤ Ley de ripio (Au)	=	0.14g/TM
➤ Ley de cabeza (Ag)	=	156.95g/TM
➤ Extracción (Ag)	=	88.63%
➤ Ley de ripio (Ag)	=	17.85g/TM

4. Mediante la evaluación de los resultados por el diseño experimental se determinó que las variables mas influyentes en el proceso de lixiviación para este mineral son: la concentración de NaCN y de Nitrato de Plomo; puesto que la variación en estas presenta una seria influencia sobre el porcentaje de extracción.

Los efectos producidos por la variación de estas variables son los siguientes:

- Los efectos de la variable Cconcentración de NaCN(%), al aumentar de 0.2 a 0.3 % (X_2), son de 0.79 en Au y 0.815 en Ag; lo que produce un incremento en su extracción.
- Los efectos de la variable Concentración de $Pb(NO_3)_2$ (g/TM) al aumentar de 170 a 190 (X_1), son de 0.57 en Au y 0.575 en Ag; lo que produce un incremento en su extracción.

5. De acuerdo a los resultados obtenidos por el diseño experimental se determinaron los siguientes modelos matemáticos;

- **Para el oro:** $\hat{Y}_D = 89.615 + 0.0285Z_1 + 7.9Z_2$
- **Para la plata:** $\hat{Y}_D = 80,51 + 0,02875Z_1 + 8,15Z_2$

Los cuales permitieron establecer los siguientes parámetros operativos:

- Concentración de NaCN = 0.30 %
- Concentración de Nitrato de Plomo = 190 g/TM
- pH de la solución = 10.5

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar un número mayor de pruebas para confirmar los resultados obtenidos en la investigación y de este modo verificar el comportamiento del mineral en la parte industrial para así iniciar su implementación en el proceso.
2. Se recomienda realizar una evaluación costo-beneficio para verificar si es ó no rentable para la empresa elevar el consumo de reactivos para obtener mejores porcentajes de extracción de valores de oro y plata en el proceso, y estos porcentajes tengan valores económicos mayores a los gastos realizados para justificar de esta manera su implementación.

BIBLIOGRAFÍA

1. CONCA LETICIA; "Teoría y Operación en Molienda Semiautógena"; TECSUP, Lima – Perú.
2. CONTRERAS CASTRO, DAVID; "Metalurgia del Oro y de la Plata"; ed. Comisión de Fomento Minero, 2ª Edición; México; 1964.
3. DIEZ CANSECO; "Metalurgia del Oro y de la Plata"; ed. UNI, 1ª Edición; Lima – Perú; 1989.
4. EGAS SAENZ, J. ANGEL; "Evaluación de Plantas Concentradoras", 1ª Edición; Lima – Perú.
5. HABASHI; "Cianuración del Oro"; 1967.
6. HUAMÁN ASILLO, LUÍS D.; "Metodología de la Investigación"; ed. 2001.
7. MISARI CH, FIDEL SERGIO; "Metalurgia del Oro I y II"; ed. CEPECT, 1ª Edición; Lima - Perú.
8. PALACIOS CALIZAYA, SEVERO; "Diseño Experimental"; ed. CONCYTEC, 1ª Edición; Lima; 2004.
9. RIVERA ZEBALLOS, JUAN H; "Compendio de Conminución"; 1ª Edición; Lima - Perú; 2003.
10. UNIVERSIDAD DE ATACAMA; "Introducción a la Hidrometalurgia"; Atacama - Chile; 2000.
11. VARGAS GALLARDO, JUAN; "Metalurgia del Oro y de la Plata"; 5ª Edición; Lima - Perú; 2005.
12. YANNOPOULUS, J. C.; "The Extractive Metallurgical of Gold"; ed. Van Nostram a Rainhold, N.Y.; EE.UU. 1991.

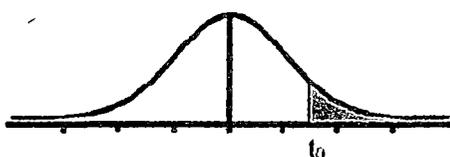
PAGINAS WEB:

1. http://es.wikipedia.org/wiki/Nitrato_de_plomo_%28II%29
2. http://intranet2.minem.gob.pe/web/archivos/dgaam/estudios/chicama/archivos/Volumen_B_Descripcion%20Proyecto.pdf
3. http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/Tesis/Ingenie/Aramburu_R_V/T_completo.pdf
4. <http://tesis.uson.mx/digital/tesis/docs/20422/Capitulo7.pdf>
5. <http://www.cetem.gov.br/publicacao/CTs/CT2005-126-00.pdf>

Anexo N° 1

TABLA t-STUDENT PARA ANALISIS ESTADISTICO

Tabla t-Student



Grados de libertad	0.25	0.1	0.05	0.025	0.01	0.005
1	1.0000	3.0777	6.3137	12.7062	31.8210	63.6559
2	0.8165	1.8856	2.9200	4.3027	6.9645	9.9250
3	0.7649	1.6377	2.3534	3.1824	4.5407	5.8408
4	0.7407	1.5332	2.1318	2.7765	3.7469	4.6041
5	0.7267	1.4759	2.0150	2.5706	3.3649	4.0321
6	0.7176	1.4398	1.9432	2.4469	3.1427	3.7074
7	0.7111	1.4149	1.8946	2.3646	2.9979	3.4995
8	0.7064	1.3968	1.8595	2.3060	2.8965	3.3554
9	0.7027	1.3830	1.8331	2.2622	2.8214	3.2498
10	0.6998	1.3722	1.8125	2.2281	2.7638	3.1693
11	0.6974	1.3634	1.7959	2.2010	2.7181	3.1058
12	0.6955	1.3562	1.7823	2.1788	2.6810	3.0545
13	0.6938	1.3502	1.7709	2.1604	2.6503	3.0123
14	0.6924	1.3450	1.7613	2.1448	2.6245	2.9768
15	0.6912	1.3406	1.7531	2.1315	2.6025	2.9467
16	0.6901	1.3368	1.7459	2.1199	2.5835	2.9206
17	0.6892	1.3334	1.7396	2.1098	2.5669	2.8982
18	0.6884	1.3304	1.7341	2.1009	2.5524	2.8784
19	0.6876	1.3277	1.7291	2.0930	2.5395	2.8609
20	0.6870	1.3253	1.7247	2.0860	2.5280	2.8453
21	0.6864	1.3232	1.7207	2.0796	2.5176	2.8314
22	0.6858	1.3212	1.7171	2.0739	2.5083	2.8188
23	0.6853	1.3195	1.7139	2.0687	2.4999	2.8073
24	0.6848	1.3178	1.7109	2.0639	2.4922	2.7970
25	0.6844	1.3163	1.7081	2.0595	2.4851	2.7874
26	0.6840	1.3150	1.7056	2.0555	2.4786	2.7787
27	0.6837	1.3137	1.7033	2.0518	2.4727	2.7707
28	0.6834	1.3125	1.7011	2.0484	2.4671	2.7633
29	0.6830	1.3114	1.6991	2.0452	2.4620	2.7564
30	0.6828	1.3104	1.6973	2.0423	2.4573	2.7500
31	0.6825	1.3095	1.6955	2.0395	2.4528	2.7440
32	0.6822	1.3086	1.6939	2.0369	2.4487	2.7385
33	0.6820	1.3077	1.6924	2.0345	2.4448	2.7333
34	0.6818	1.3070	1.6909	2.0322	2.4411	2.7284
35	0.6816	1.3062	1.6896	2.0301	2.4377	2.7238
36	0.6814	1.3055	1.6883	2.0281	2.4345	2.7195
37	0.6812	1.3049	1.6871	2.0262	2.4314	2.7154
38	0.6810	1.3042	1.6860	2.0244	2.4286	2.7116
39	0.6808	1.3036	1.6849	2.0227	2.4258	2.7079
40	0.6807	1.3031	1.6839	2.0211	2.4233	2.7045
41	0.6805	1.3025	1.6829	2.0195	2.4208	2.7012
42	0.6804	1.3020	1.6820	2.0181	2.4185	2.6981
43	0.6802	1.3016	1.6811	2.0167	2.4163	2.6951
44	0.6801	1.3011	1.6802	2.0154	2.4141	2.6923
45	0.6800	1.3007	1.6794	2.0141	2.4121	2.6896

46	0.6799	1.3002	1.6787	2.0129	2.4102	2.6870
47	0.6797	1.2998	1.6779	2.0117	2.4083	2.6846
48	0.6796	1.2994	1.6772	2.0106	2.4066	2.6822
49	0.6795	1.2991	1.6766	2.0096	2.4049	2.6800
50	0.6794	1.2987	1.6759	2.0086	2.4033	2.6778
51	0.6793	1.2984	1.6753	2.0076	2.4017	2.6757
52	0.6792	1.2980	1.6747	2.0066	2.4002	2.6737
53	0.6791	1.2977	1.6741	2.0057	2.3988	2.6718
54	0.6791	1.2974	1.6736	2.0049	2.3974	2.6700
55	0.6790	1.2971	1.6730	2.0040	2.3961	2.6682
56	0.6789	1.2969	1.6725	2.0032	2.3948	2.6665
57	0.6788	1.2966	1.6720	2.0025	2.3936	2.6649
58	0.6787	1.2963	1.6716	2.0017	2.3924	2.6633
59	0.6787	1.2961	1.6711	2.0010	2.3912	2.6618
60	0.6786	1.2958	1.6706	2.0003	2.3901	2.6603
61	0.6785	1.2956	1.6702	1.9996	2.3890	2.6589
62	0.6785	1.2954	1.6698	1.9990	2.3880	2.6575
63	0.6784	1.2951	1.6694	1.9983	2.3870	2.6561
64	0.6783	1.2949	1.6690	1.9977	2.3860	2.6549
65	0.6783	1.2947	1.6686	1.9971	2.3851	2.6536
66	0.6782	1.2945	1.6683	1.9966	2.3842	2.6524
67	0.6782	1.2943	1.6679	1.9960	2.3833	2.6512
68	0.6781	1.2941	1.6676	1.9955	2.3824	2.6501
69	0.6781	1.2939	1.6672	1.9949	2.3816	2.6490
70	0.6780	1.2938	1.6669	1.9944	2.3808	2.6479
71	0.6780	1.2936	1.6666	1.9939	2.3800	2.6469
72	0.6779	1.2934	1.6663	1.9935	2.3793	2.6458
73	0.6779	1.2933	1.6660	1.9930	2.3785	2.6449
74	0.6778	1.2931	1.6657	1.9925	2.3778	2.6439
75	0.6778	1.2929	1.6654	1.9921	2.3771	2.6430
76	0.6777	1.2928	1.6652	1.9917	2.3764	2.6421
77	0.6777	1.2926	1.6649	1.9913	2.3758	2.6412
78	0.6776	1.2925	1.6646	1.9908	2.3751	2.6403
79	0.6776	1.2924	1.6644	1.9905	2.3745	2.6395
80	0.6776	1.2922	1.6641	1.9901	2.3739	2.6387
81	0.6775	1.2921	1.6639	1.9897	2.3733	2.6379
82	0.6775	1.2920	1.6636	1.9893	2.3727	2.6371
83	0.6775	1.2918	1.6634	1.9890	2.3721	2.6364
84	0.6774	1.2917	1.6632	1.9886	2.3716	2.6356
85	0.6774	1.2916	1.6630	1.9883	2.3710	2.6349
86	0.6774	1.2915	1.6628	1.9879	2.3705	2.6342
87	0.6773	1.2914	1.6626	1.9876	2.3700	2.6335
88	0.6773	1.2912	1.6624	1.9873	2.3695	2.6329
89	0.6773	1.2911	1.6622	1.9870	2.3690	2.6322
90	0.6772	1.2910	1.6620	1.9867	2.3685	2.6316
91	0.6772	1.2909	1.6618	1.9864	2.3680	2.6309
92	0.6772	1.2908	1.6616	1.9861	2.3676	2.6303
93	0.6771	1.2907	1.6614	1.9858	2.3671	2.6297
94	0.6771	1.2906	1.6612	1.9855	2.3667	2.6291
95	0.6771	1.2905	1.6611	1.9852	2.3662	2.6286
96	0.6771	1.2904	1.6609	1.9850	2.3658	2.6280
97	0.6770	1.2903	1.6607	1.9847	2.3654	2.6275
98	0.6770	1.2903	1.6606	1.9845	2.3650	2.6269
99	0.6770	1.2902	1.6604	1.9842	2.3646	2.6264
100	0.6770	1.2901	1.6602	1.9840	2.3642	2.6259
∞	0.6745	1.2816	1.6449	1.9600	2.3263	2.5758

Anexo N° 2

TABLA DE FISHER PARA ANALISIS ESTADISTICO

VALORES F DE LA DISTRIBUCION F DE FISHER

1 - $\alpha = 0.99$

1 - $\alpha = P(F \leq f_{\alpha, v_1, v_2})$

v_1 = grados de libertad del numerador

v_2 = grados de libertad del denominador

$v_2 \backslash v_1$	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	4052.165	4022.340	5453.534	5624.267	5763.958	5858.950	5923.334	5920.954	6022.397	6055.925	6063.329	6100.652	6125.774	6143.004	6156.974	6170.012	6181.162	6191.432	6200.748	6209.222
2	98.502	99.000	99.164	99.251	99.302	99.331	99.357	99.375	99.390	99.397	99.405	99.419	99.422	99.423	99.423	99.437	99.441	99.444	99.448	99.448
3	34.118	33.816	33.457	33.710	33.237	32.911	32.671	32.489	32.345	32.228	32.132	32.052	31.983	31.924	31.872	31.826	31.785	31.746	31.710	31.676
4	21.195	19.000	18.694	18.977	18.522	18.207	17.976	17.799	17.659	17.546	17.452	17.374	17.306	17.249	17.198	17.154	17.114	17.079	17.045	17.019
5	16.295	13.274	12.670	11.392	10.957	10.672	10.455	10.289	10.159	10.051	9.963	9.888	9.825	9.770	9.722	9.680	9.643	9.609	9.580	9.553
6	13.745	10.925	9.760	8.148	8.746	8.466	8.260	8.102	7.976	7.874	7.790	7.718	7.657	7.605	7.559	7.519	7.483	7.451	7.422	7.395
7	12.246	9.547	8.451	7.647	7.480	7.191	6.993	6.849	6.719	6.620	6.538	6.469	6.410	6.359	6.314	6.275	6.240	6.209	6.181	6.155
8	11.259	8.649	7.591	7.038	6.632	6.371	6.178	6.029	5.911	5.814	5.734	5.667	5.609	5.559	5.515	5.477	5.442	5.412	5.384	5.359
9	10.582	8.022	6.992	6.422	6.057	5.802	5.613	5.467	5.351	5.257	5.178	5.111	5.055	5.005	4.962	4.924	4.890	4.860	4.833	4.805
10	10.044	7.559	6.562	5.994	5.636	5.386	5.200	5.057	4.942	4.849	4.772	4.706	4.650	4.601	4.558	4.520	4.487	4.457	4.430	4.405
11	9.645	7.206	6.217	5.668	5.316	5.069	4.886	4.744	4.632	4.539	4.462	4.397	4.342	4.293	4.251	4.213	4.180	4.150	4.123	4.099
12	9.330	6.927	5.953	5.412	5.064	4.821	4.640	4.499	4.388	4.296	4.220	4.155	4.100	4.052	4.010	3.972	3.939	3.910	3.883	3.855
13	9.074	6.701	5.739	5.205	4.862	4.620	4.441	4.302	4.191	4.100	4.025	3.960	3.905	3.857	3.815	3.778	3.745	3.716	3.689	3.665
14	8.862	6.515	5.564	5.035	4.695	4.456	4.278	4.140	4.030	3.939	3.864	3.800	3.745	3.698	3.655	3.619	3.586	3.557	3.529	3.505
15	8.685	6.359	5.417	4.893	4.556	4.318	4.142	4.004	3.895	3.805	3.730	3.666	3.612	3.564	3.522	3.485	3.452	3.423	3.395	3.372
16	8.531	6.226	5.282	4.773	4.437	4.202	4.026	3.890	3.780	3.691	3.616	3.553	3.499	3.451	3.409	3.372	3.339	3.310	3.283	3.259
17	8.400	6.112	5.165	4.659	4.326	4.101	3.927	3.791	3.682	3.593	3.518	3.455	3.401	3.353	3.312	3.275	3.242	3.213	3.186	3.162
18	8.285	6.013	5.062	4.559	4.228	4.015	3.841	3.705	3.597	3.508	3.434	3.371	3.316	3.269	3.227	3.190	3.158	3.128	3.101	3.077
19	8.185	5.926	5.010	4.500	4.171	3.959	3.785	3.651	3.543	3.454	3.380	3.317	3.262	3.215	3.168	3.131	3.099	3.072	3.045	3.021
20	8.099	5.849	4.938	4.431	4.103	3.891	3.717	3.584	3.476	3.387	3.313	3.250	3.195	3.148	3.101	3.064	3.032	2.999	2.972	2.948
21	8.017	5.780	4.874	4.369	4.042	3.831	3.657	3.524	3.416	3.327	3.253	3.190	3.135	3.088	3.041	3.004	2.972	2.945	2.918	2.894
22	7.945	5.719	4.817	4.313	3.986	3.775	3.601	3.468	3.360	3.271	3.197	3.134	3.079	3.032	2.985	2.948	2.916	2.889	2.862	2.838
23	7.881	5.684	4.785	4.284	3.959	3.748	3.574	3.441	3.333	3.244	3.170	3.107	3.052	2.995	2.948	2.911	2.879	2.852	2.825	2.801
24	7.823	5.614	4.718	4.218	3.895	3.684	3.510	3.377	3.269	3.180	3.106	3.043	2.988	2.931	2.884	2.847	2.815	2.788	2.761	2.737
25	7.770	5.568	4.675	4.177	3.855	3.644	3.470	3.337	3.229	3.140	3.066	2.993	2.938	2.881	2.834	2.797	2.765	2.738	2.711	2.687
26	7.721	5.526	4.637	4.140	3.818	3.607	3.433	3.300	3.192	3.103	3.029	2.956	2.891	2.834	2.787	2.750	2.718	2.691	2.664	2.640
27	7.677	5.488	4.601	4.103	3.781	3.570	3.396	3.263	3.155	3.066	2.992	2.919	2.854	2.797	2.750	2.713	2.681	2.654	2.627	2.603
28	7.635	5.453	4.568	4.074	3.754	3.543	3.369	3.236	3.128	3.039	2.965	2.892	2.827	2.770	2.723	2.686	2.654	2.627	2.600	2.576
29	7.593	5.420	4.536	4.045	3.726	3.515	3.341	3.208	3.090	2.991	2.902	2.828	2.763	2.706	2.659	2.622	2.590	2.563	2.536	2.512
30	7.562	5.390	4.510	4.018	3.699	3.488	3.314	3.181	3.063	2.964	2.875	2.801	2.736	2.679	2.632	2.595	2.563	2.536	2.509	2.485
40	7.314	5.178	4.313	3.823	3.514	3.291	3.124	2.993	2.875	2.801	2.727	2.653	2.611	2.563	2.522	2.484	2.451	2.421	2.394	2.369
50	7.171	5.057	4.199	3.720	3.409	3.186	3.020	2.890	2.772	2.698	2.624	2.550	2.508	2.461	2.419	2.382	2.349	2.319	2.292	2.268
60	7.077	4.977	4.126	3.649	3.339	3.116	2.950	2.820	2.702	2.628	2.554	2.480	2.438	2.391	2.349	2.312	2.281	2.251	2.223	2.199
70	7.011	4.922	4.074	3.600	3.291	3.071	2.904	2.774	2.656	2.582	2.478	2.404	2.362	2.315	2.273	2.236	2.205	2.175	2.147	2.123
80	6.963	4.831	4.036	3.563	3.255	3.036	2.870	2.740	2.622	2.548	2.444	2.370	2.328	2.281	2.239	2.202	2.171	2.143	2.115	2.091
90	6.925	4.849	4.007	3.535	3.228	3.009	2.843	2.713	2.595	2.521	2.417	2.343	2.291	2.244	2.202	2.165	2.134	2.106	2.078	2.054
100	6.895	4.824	3.984	3.513	3.206	2.987	2.821	2.691	2.573	2.499	2.395	2.321	2.269	2.222	2.180	2.143	2.112	2.084	2.056	2.032
200	6.763	4.713	3.891	3.414	3.110	2.891	2.725	2.595	2.477	2.403	2.300	2.226	2.174	2.127	2.085	2.048	2.017	1.989	1.961	1.937
500	6.656	4.642	3.821	3.357	3.054	2.835	2.669	2.539	2.421	2.347	2.244	2.170	2.118	2.071	2.029	1.992	1.961	1.933	1.905	1.881
1000	6.660	4.626	3.801	3.333	3.030	2.811	2.645	2.515	2.397	2.323	2.220	2.146	2.094	2.047	2.005	1.968	1.937	1.909	1.881	1.857

Anexo Nº 3

ANALISIS DE CIANURO Y CAL EN PRUEBAS EXPERIMENTALES

	“ SEGURIDAD ES CERO ACCIDENTES “		
	PROCEDIMIENTO: ANÁLISIS DE CIANURO Y CAL		CODIGO SIG-PRO-PTA05- 109-01
	SISTEMA INTEGRADO DE GESTION HOCHSCHILD MINING-DNV		ELEMENTO: 04
	FECHA DE ELABORACIÓN : 30-10-2007	FECHA DE REVISION: 14-06-2011	

1. PERSONAL

- 01 Supervisor de Metalurgia
- 01 Operador

2. EQUIPOS DE PROTECCION PERSONAL

- Guantes de Látex
- Lentes de Seguridad
- Mameluco con señal de seguridad
- Zapatos de Seguridad

3. EQUIPO / HERRAMIENTAS / MATERIALES

- Buretas de 50 ml
- Pipetas de 5 ml
- Picetas con agua destilada l
- Soluciones de titulación e indicadores apropiados (fenoltaleina, ácido oxálico, ioduro de potasio, rodamina, nitrato de plata y agua destilada).

4. PROCEDIMIENTO

4.1 Análisis de CAL en Solución

- a) Pipetear 5 ml de solución filtrada de over en vaso de precipitado de 100 ml
- b) Agregar 4 gotas de fenoltaleina.
- c) Agitar la solución en forma circular, hasta que se torne color rosado intenso.
- d) Enrasar la bureta con solución de ácido oxálico (5.625 g/L).
- e) Titular gota a gota con ácido oxálico, hasta el cambio de color a incoloro.
- f) Multiplicar el volumen gastado por 0.05.
- g) El resultado será el % de Cal.

4.2 Análisis de NaCN en Solución

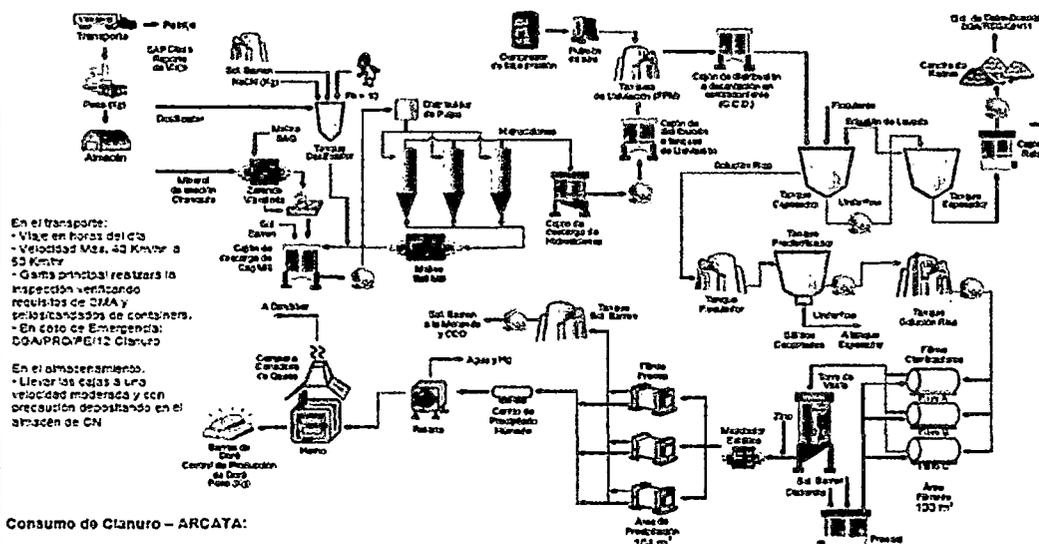
- a) Pipetear 5 ml de solución filtrada de over en vaso de precipitado de 100 ml.
- b) Agregar 4 gotas de ioduro de potasio (KI al 10%) o rodamina.
- c) Agitar la solución en forma circular.
- d) Enrasar la bureta con solución de nitrato de plata (4.33 g/L).
- e) Titular gota a gota con nitrato de plata, hasta el cambio de color con KI de incoloro a amarillo limón. Con rodamina de amarillo canario a salmón.
- f) Multiplicar el volumen gastado por 0.05
- g) El resultado será el % de NaCN.

5. RESTRICCIONES

- 5.1 Ninguna.

Anexo N° 4

PROCEDIMIENTOS OPERATIVOS PARA CADA TIPO DE TRABAJO EN PLANTA U.M.ARES

 Sistema de Gestión Ambiental ISO 14001 PROCEDIMIENTO OPERATIVO		CODIGO	PAGINA
		SGA/PRO/CI/11/02	1/1
Procedimiento Operativo para Consumo de Cianuro		Objetivo: Administrar eficientemente la línea de cianuro, buscando condiciones óptimas de transporte, manipuleo y preparación	
Consumo de Cianuro – ARES:  <p>En el transporte:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Viaje en horas del día - Velocidad Máx. 40 Km/hr a 50 Km/hr - Guía principal realizará la inspección verificando requisitos de OMA y sellos/tanques de contenedores. - En caso de Emergencia: DGA/PRO/PE/12 Cianuro <p>En el almacenamiento:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Llevar las cajas a una velocidad moderada y con precaución depositando en el almacén de CN 		Alcance: Almaceneros, Jefes de Guardia, Operarios, Maestro Flotador, Comité de Seguridad	
		Equipo a Utilizar: Balanza, camiones plataforma con cubierta (containers), kit de antídoto de cianuro, kit de primeros auxilios	
		Responsabilidad: Superintendente de Planta	
		Consideraciones de Seguridad y Ambiente: <ol style="list-style-type: none"> 1. El almacenamiento se efectuará si no existen precipitaciones (lluvia, granizo, garúa, etc.) 2. Equipo de protección personal completo 3. Máscaras faciales con líneas de aire autónomo 4. Guantes de Neoprene 5. Mostrar en forma visible el letrero de VENENO durante su transporte 6. Evitar en todo momento la contaminación del medio ambiente 	
Consumo de Cianuro – ARCATA: 		Documentación Asociada: SGA/PRO/PC/02 (AAS Consumo de Cianuro) SGA/PRO/PE/12 (Procedimiento Operativo de Emergencia para Cianuro) Procedimiento N°12 de Almacén General Procedimiento N°33, N°34 y N° 47 de Planta concentradora SGA/PRO/CO/09 (Control Operacional y Monitoreo)	
Generado Gerente de Operaciones	Revisado Gerente de SMA	Aprobado Gerente General	Fecha 16/01/2006



**Sistema de Gestión Ambiental ISO 14001
PROCEDIMIENTO OPERATIVO**

CODIGO

SGA/PRO/NP/11/01

PAGINA

1/1

MANIPULACION Y PREPARACION DE SOLUCIONES DE NITRATO DE PLOMO (U.O. Ares)

Objetivo: Manipular Soluciones de nitrato de plomo de manera segura

Alcance:
Todos los trabajadores de planta de beneficio

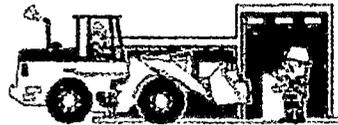
Equipo a Utilizar:
Carretilla para acarreo
Grúa tipo puente

Responsabilidad:
Superintendente de Planta de Beneficio

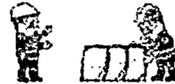
Consideraciones de Seguridad y Ambiente:

1. Uso de casco tipo Jockey con carrilera
2. Botas o zapatos de seguridad con punta de acero
3. Guantes de jebe (neoprene)
4. Protector de oídos
5. Lentes de seguridad
6. Mameluco con cinta reflectiva
7. Respirador semifacial

Documentación Asociada:



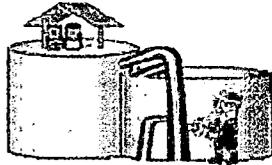
Verificar que las bolsas de Nitrato de plomo sacadas por el cargador frontal de almacén, se encuentren en buenas condiciones



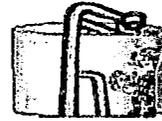
Las bolsas se deben ubicar ordenadamente en el lugar indicado



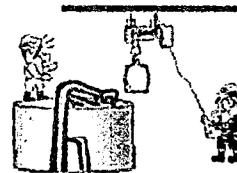
El operador provisto de su EPP pesará la cantidad indicada por el Jefe de Guardia, para que la disolución tenga una concentración adecuada, luego lo llevará con la carretilla a la sección moliente



Una vez concluido el tiempo de agitación, la disolución se traspasará al tanque de dosificación para ser dosificado al caudal indicado por el jefe de guardia



La disolución será preparada con agua fresca, teniendo un tiempo de agitación de 15 min. Para el peso de reactivo y volumen de tanque



En la sección moliente, usará la grúa tipo puente para trasladar el Nitrato de plomo hacia un lugar cercano al tanque de preparación

Generado

Gerente de Operaciones

Revisado

Gerente de SMA

Aprobado

Gerente General

Fecha

16/01/2006



**Sistema de Gestión Ambiental ISO 14001
PROCEDIMIENTO OPERATIVO**

CODIGO

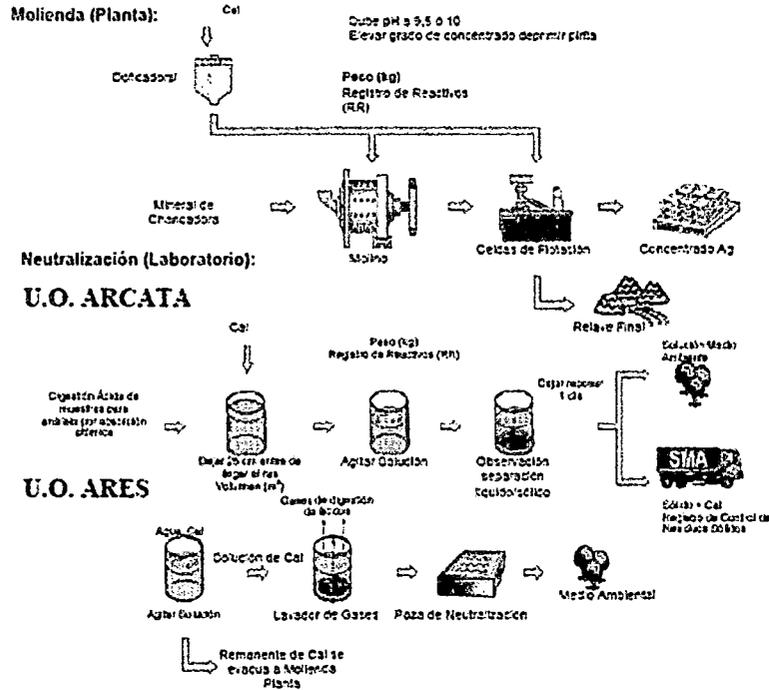
PAGINA

SGA/PRO/CAL/11/03

1/1

**Procedimiento Operativo para el Consumo de Cal en la Molienda y
Neutralización de Solución de Ácido Remanente**

Objetivo: Evitar la formación de ácido cianhídrico y neutralizar cianuro en aguas.
Elevar grado de concentrado deprimiendo pirita.



Alcance:
 Reactivos, supervisores, Atacador, preparador y operarios de laboratorio y de flotación

Equipo a Utilizar:
 Cilindros, dosificador, agitador

Responsabilidad:
 Jefe de Laboratorio, Superintendente de Planta

- Consideraciones de Seguridad y Ambiente:**
1. Uso adecuado del Equipo de Protección Personal
 2. Guantes de vinil
 3. Uso de respiradores
 4. Evitar derrames
 5. Uso de protector visual

Documentación Asociada:
 SGA/REG/PC/02 (AAS Consumo de Ca)
 SGA/PRO/RQ/11 Procedimiento Operativo de Manipuleo de Reactivos Químicos
 SGA/PRO/RS/11 Procedimiento Operativo para el manejo de residuos solidos generados de Operaciones de Mina, Planta y Campamentos
 Procedimiento N°46 de Laboratorio Quimico Metalúrgico

Generado Gerente de Operaciones	Revisado Gerente de SMA	Aprobado Gerente General	Fecha 16/01/2006
---	-----------------------------------	------------------------------------	----------------------------



**Sistema de Gestión Ambiental ISO 14001
PROCEDIMIENTO OPERATIVO**

CODIGO

PAGINA

SGA/PRO/GH/11/03

1/1

Procedimiento Operativo para el Proceso de Detoxificación (Hidróxidos y Peróxido de Hidrógeno)

Objetivo: Evitar contaminación del Medio Ambiente por soluciones cianuradas.

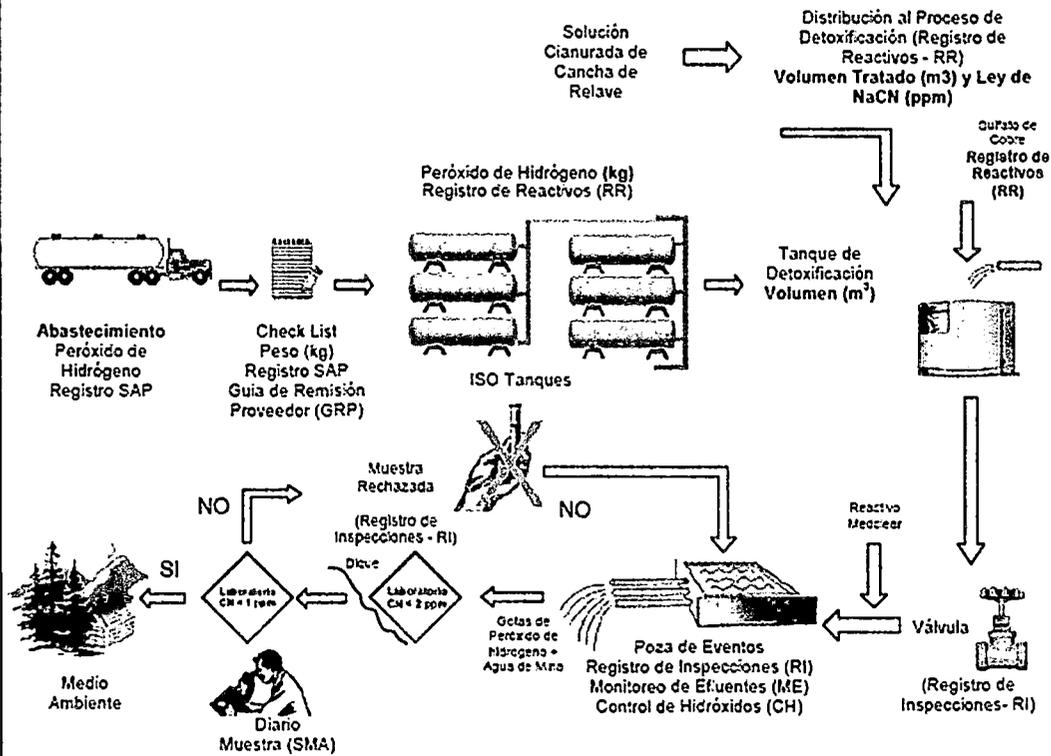
Alcance: Supervisores y Operarios de Planta, Almacenero, Supervisor y Operarios de SMA.

Equipo a Utilizar: Equipo de detoxificación

Responsabilidad: Superintendente de Planta

- Consideraciones de Seguridad y Ambiente:**
1. Uso adecuado del Equipo de Protección Personal
 2. En condiciones de lluvia o nevada no realizar ninguna descarga
 3. Personal debe ser entrenado y autorizado

Documentación Asociada:
 SGA/REG/PC/02 (AAS Consumo de Peróxido de Hidrógeno)
 SGA/REG/PC/02 (AS Generación de Hidróxidos)
 Procedimiento N°12 de Planta de Beneficio Ares
 Procedimiento N°18 de Planta de Beneficio Ares
 Procedimiento N°12 de almacén de Materiales



Generado
Gerente de Operaciones

Revisado
Gerente de SMA

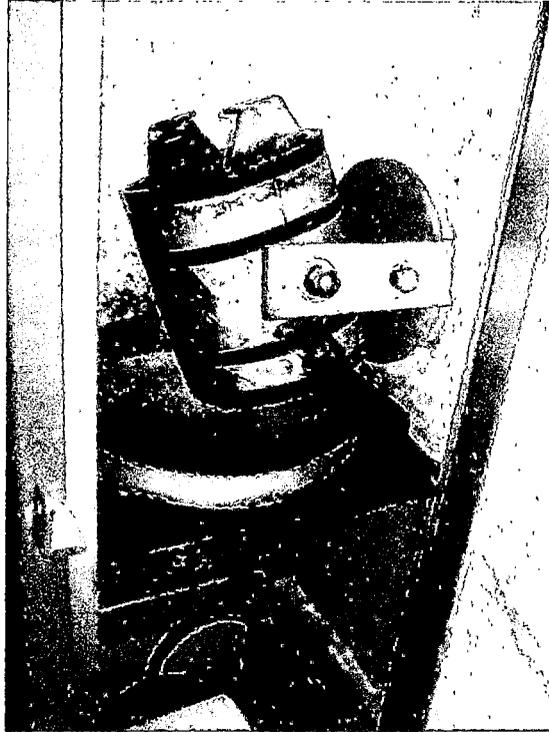
Aprobado
Gerente General

Fecha
16/01/2006

Anexo N° 5

FOTOGRAFÍAS DE LAS PRUEBAS EXPERIMENTALES

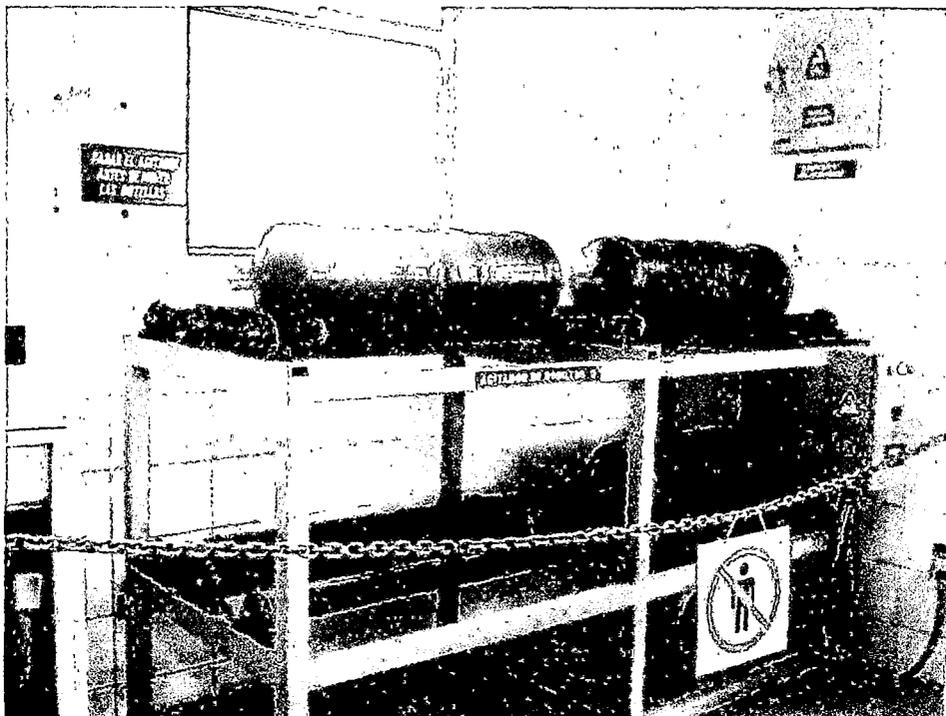
a) Prueba de molienda



b) Análisis de mallas



c) Pruebas de lixiviación



d) Análisis de muestras



d) Titulación de muestras



e) Muestras enviadas para su análisis en laboratorio

