

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA



**OPTIMIZACIÓN DE LA RECUPERACIÓN DE
MINERALES AURÍFEROS CON BAJA LEY EN PADS
DINÁMICOS**

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

PRESENTADO POR:

EDWIN OMAR SUÁREZ HUAMÁN

ASESOR:

ING. MARIA FLOR SUAREZ SANCHEZ

LIMA – PERU

2013

DEDICATORIA

Este trabajo es dedicado a Dios, a mis padres, hermanos y a todas aquellas personas que confiaron siempre en mí.

RESUMEN

El presente informe abarca el sistema de lixiviación de minerales de oro, de baja ley, mediante Pads Dinámicos. La solución cianurada lixivante es distribuida, hacia los módulos construidos sobre el pad por dos sistemas de riego una por goteo y otra por aspersión. El proceso principal para tratar la solución con contenido de complejos cianurados es mediante Merrill Crowe hasta obtener un doré de oro y plata; alternativamente la solución rica (pregnant) puede ser procesada mediante la adsorción con carbón activado.

La variabilidad del material que es enviado al Pad es continuamente analizado mediante pruebas metalúrgicas para obtener parámetros de fuerza de cianuro, tipo de blending, rate de riego, entre otros, con los cuales se ha logrado mejorar la recuperación metalúrgica.

Adicionalmente se presenta la implementación de cambios realizados en el tratamiento de escorias de fundición variando la recuperación mediante mesa gravimétrica por un equipo concentrador, el cual ha permitido alcanzar una mayor recuperación de oro y plata.

ABSTRACT

The present report covers the leaching system of gold ore of low-grade, using dynamic pads. The cyanide leaching solution is distributed to the modules built on the pad for two irrigation systems, one of them by drip one another by sprinkle. The main process for treating solution with cyanide complex content is by Merrill Crowe until to obtain a golden and silver dore; alternately the rich solution (pregnant) could be processed by activated carbon adsorption.

The variability of the material that is sent to pad is continuously analyzed by metallurgical testing to obtain cyanide strength parameters, type of blending, and irrigation rate and others, which has improved metallurgical recovery.

Additionally presents the implementation of changes to the smelting slag treatment varying gravimetric recovery by a team concentrator, which has helped to achieve a greater recovery of gold and silver.

INDICE

CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES

1.1. Objetivo general	13
1.2. Justificación	13

CAPITULO II: INFORMACIÓN DEL PROYECTO MINERO

2.1 Antecedentes	15
2.2 Localización	16
2.3 Accesibilidad	17
2.4 Condiciones climáticas	18
2.5 Sismicidad	19
2.6 Recursos de agua	19
2.6.1 Aguas superficiales	19
2.6.1.1 Calidad	19
2.6.1.2 Suministro	20
2.7 Ambiente Socio-económico	20
2.7.1 Ambiente Social	20

CAPITULO III: ACTUALIDAD GEOLÓGICA

3.1 Geología Regional	21
3.2 Geología del depósito	22
3.3 Geología local	24
3.3.1 Patibal Alto	24
3.3.2 Patibal Medio	26
3.3.3 Patibal Bajo	27
3.4 Actualidad geológica	29
3.4.1 Campañas de perforación	29
3.4.2 Características geológicas	30
3.4.2.1 Estratigrafía y litología	30
3.4.2.2 Estructuras	31
3.4.3 Mineralización	31
3.4.4 Evaluación del recurso minero	31

CAPITULO IV: OPERACIÓN EN MINA

4.1 Métodos de minado	33
4.2 Perforación	33
4.3 Voladura	34
4.4 Carguío	35
4.5 Transporte	36
4.6 Remoción	36
4.7 Botaderos para desmonte	36

CAPITULO V: LIXIVIACIÓN EN PAD DINÁMICO

5.1 Etapa de construcción	37
5.1.1 Movimiento de tierras	37
5.1.2 Excavaciones	37
5.1.3 Relleno estructural	38
5.1.4 Capa de baja impermeabilidad	39
5.1.5 Revestimiento	39
5.1.6 Recubrimiento con overliner	40
5.1.7 Sistema de drenaje	41
5.2 Conformación de módulos	41
5.2.1 Carguío de mineral	41
5.2.2 Acondicionamiento	41
5.2.3 Remoción y nivelación de módulos	42
5.3 Lixiviación	42
5.3.1 Efecto de la alcalinidad	43
5.3.2 Mecanismo electroquímico	44
5.3.3 Disolución del oro	45
5.3.4 Velocidad de disolución	47
5.4 Sistema de riego	48
5.4.1 Sistema de riego por goteo	48
5.4.2 Sistema de riego por aspersion	51

CAPITULO VI: OPERACIONES EN PLANTA

6.1 Proceso Merrill Crowe	55
6.1.1 Descripción	55
6.1.2 Etapas	56
6.1.2.1 Clarificación	56
6.1.2.2 De – aireación	57
6.1.2.3 Precipitación con polvo de zinc	58
6.1.3 Fundición	59
6.1.3.1 Área de filtros prensa	59
6.1.3.2 Área de hornos retorta	59
6.1.3.3 Área de fundición	61
6.1.3.4 Tratamiento de escorias	61
6.2 Adsorción mediante carbón activado (CIC)	62
6.2.1 Descripción	62
6.2.2 Cinética de la Adsorción	62

CAPITULO VII: PRUEBAS METALÚRGICAS

7.1 Pruebas de cianuración en columna	66
7.2 Pruebas realizadas	66
7.2.1 Preparación de muestras y análisis químico	66
7.2.1.1 Análisis de Au, Ag, Cu, Pb y Zn	67
7.2.1.2 Análisis de Au soluble, Ag soluble, solubilidad y humedad	67
7.2.2 Pruebas en columnas	67
7.2.2.1 Pruebas sin curado	67
7.2.2.2 Pruebas con curado	68
7.3 Resultados	68
7.3.1 Pruebas sin curado	68
7.3.2 Cinética de recuperación	69
7.3.2.1 Recuperaciones de Au y Ag en columna de finos	69
7.3.2.2 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 1 : 1	70
7.3.2.3 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 2 : 1	71
7.3.2.4 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 3 : 1	71

7.3.3 Pruebas con curado	72
7.3.3.1 Recuperaciones de Au y Ag en columna de finos	72
7.3.3.2 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 1 : 1	73
7.3.3.3 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 2 : 1	73
7.3.3.4 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 3 : 1	74
7.4 Modelamiento de resultados obtenidos	74
7.4.1 Control por difusión	74
7.4.2 Modelo del NSR con formación de sólidos	77
7.4.3 Columna ensayada con finos sin curado	79
7.4.4 Columna ensayada con blending 1 : 1 sin curado	80
7.4.5 Columna ensayada con blending 2 : 1 sin curado	80
7.4.6 Columna ensayada con blending 3 : 1 sin curado	81
7.4.7 Columna ensayada con finos con curado	81
7.4.8 Columna ensayada con blending 1 : 1 con curado	82
7.4.9 Columna ensayada con blending 2 : 1 con curado	82
7.4.10 Columna ensayada con blending 3 : 1 con curado	83
7.5 Comparación de las pruebas sin curado y con curado	83

CONCLUSIONES

BIBLIOGRAFIA

ANEXOS

INDICE DE FIGURAS

Figura 2.1. Plano de ubicación y acceso a la unidad	17
Figura 3.1. Falla contacto rumbo Este – Oeste	25
Figura 3.2. Falla E –W en Patibal Alto	25
Figura 3.3. Contacto volcánico – sedimentario	26
Figura 3.4. Contacto volcánico – sedimentario (Rumbo SW)	27
Figura 3.5. Contacto sedimentario volcánico – volcánico (Rumbo NW)	28
Figura 5.1. Extendido de la capa de baja permeabilidad (Soil liner)	39
Figura 5.2. Extensión de geomembrana sobre la capa de arcilla	39
Figura 5.3. Adición de cal y empuje de mineral	41
Figura 5.4. Diagrama Eh vs pH para el proceso de cianuración a 25°C	43
Figura 5.5. Efecto de los iones de calcio a alta alcalinidad	44
Figura 5.6. Representación física de la disolución de Au en solución de cianuro	45
Figura 5.7. Rate de disolución de Au	46
Figura 5.8. Gotero cilíndrico en línea – Flujo turbulento	48
Figura 5.9. Manguera lay flat de 4”. Lateral hydromine de 16mm-1.6 l/h	50
Figura 5.10. Bulbo húmedo formado por goteo	50
Figura 5.11. Bulbo de humedad a diferente tipo de mineral	50
Figura 5.12. Marco de riego 40 cm x 40 cm. Flow Rate de 8 l/h/m ²	51
Figura 5.13. Malla de riego cuadrada mediante aspersores	52
Figura 5.14. Distribución de la solución cianurada y perfiles de riego	52
Figura 5.15. Problemas comunes en un sistema de riego por aspersión	53
Figura 5.16. Efecto del viento en la distribución del flujo generada por el aspersor	53
Figura 5.17. Marco de riego para distribución de aspersores	53
Figura 7.1. Recuperaciones de Au y Ag en columna de finos	70
Figura 7.2. Recuperaciones de Au y Ag en columna blending 1:1	70
Figura 7.3. Recuperaciones de Au y Ag en columna blending 2:1	71
Figura 7.4. Recuperaciones de Au y Ag en columna blending 3:1	71
Figura 7.5. Recuperaciones de Au y Ag en columna de finos	72
Figura 7.6. Recuperación de Au y Ag en columna blending 1:1	73
Figura 7.7. Recuperaciones de Au y Ag en columna blending 2:1	73

Figura 7.8. Recuperaciones de Au y Ag en columna blending 3:1	74
Figura 7.9. Partícula esférica reaccionando con control por transferencia de masa	75
Figura 7.10. Partícula esférica reaccionando con control por difusión	78
Figura 7.11. Modelamiento cinético de la columna de finos	79
Figura 7.12. Modelamiento cinético de la columna blending 1:1	80
Figura 7.13. Modelamiento cinético de la columna blending 2:1	80
Figura 7.14. Modelamiento cinético de la columna blending 3:1	81
Figura 7.15. Modelamiento cinético de la columna de finos con curado	81
Figura 7.16. Modelamiento cinético de la columna blending 1:1	82
Figura 7.17. Modelamiento cinético de la columna blending 2:1	82
Figura 7.18. Modelamiento cinético de la columna blending 3:1	83

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Coordenadas UTM del proyecto minero	16
Tabla 2.2. Distancia y tiempo de recorrido al proyecto minero	17
Tabla 3.1. Campañas de perforación realizadas	29
Tabla 3.2. Cálculo de leyes de mineral	32
Tabla 3.3. Promedio de leyes de mineral	32
Tabla 4.1. Parámetros principales de perforación	34
Tabla 4.2. Parámetros para voladura	34
Tabla 4.3. Accesorios por taladro	35
Tabla 4.4. Parámetros de equipos de carguío	35
Tabla 5.1. Especificaciones del material para relleno estructural	38
Tabla 5.2. Propiedades para geomembrana SST de LLDPE de 1.5 mm	40
Tabla 7.1. Leyes del mineral ensayado	67
Tabla 7.2. Leyes solubles del mineral ensayado	67
Tabla 7.3. Condiciones de cianuración en columnas sin curado	68
Tabla 7.4. Condiciones de cianuración en columnas con curado	68
Tabla 7.5. Balance metalúrgico de las pruebas sin curado	69
Tabla 7.6. Balance metalúrgico de las pruebas con curado	72

INTRODUCCIÓN

El incremento del precio de los metales desde hace algunos años y la estabilidad de los mismos ha sido un factor determinante en la viabilidad de proyectos que anteriormente eran económicamente perjudiciales. Este incremento, particularmente en el oro, ha impulsado al procesamiento de zonas mineralizadas de baja ley, especialmente la lixiviación en pilas captando la solución lixiviada y recuperando el oro en solución mediante la adición de polvo de zinc o la adsorción de complejos cianurados mediante carbón activado en columna (CIC) hasta la obtención del doré en fundición.

Uno de los usos del carbón activado es el de la recuperación del oro disuelto en soluciones cianuradas aprovechando una de las propiedades del carbón que es su selectividad por el oro y la plata ante la presencia de otros complejos cianurados contenidos en las soluciones. En particular, el proceso de adsorción de oro por carbón activado se ha convertido en nuestros días, en la tecnología adecuada para la recuperación de oro de soluciones diluidas (concentraciones inferiores a 1gAu/l), en donde el proceso de precipitación con polvo de zinc resulta menos eficiente y de mayor costo por onza producida. En las plantas modernas, el carbón activado se usa como una etapa de concentración de la solución, para luego recuperar el oro por medio de la electrodeposición. El proceso integral considera cuatro operaciones principales: la adsorción del oro en el carbón; la elución o desorción; la electrodeposición del oro y la regeneración del carbón para su reciclado, en este informe solo se considerará la etapa de adsorción. La existencia de cambios en el mineral hace que la metalurgia se adapte para que la recuperación no se vea afectada, es por ello que se han realizado diversas pruebas con el material antes de ingresar al

Pad dinámico, permitiendo diseñar el tratamiento que recibirá controlando factores de fuerza de cianuro, tiempo de lixiviación, rate de riego, así como el sistema de riego, ya sea por goteo o aspersión.

Los cambios en la mineralogía del mineral extraído hace que el proceso no mantenga sus parámetros de operación fijos, éstos están siendo modificados según pruebas metalúrgicas antes de empezar con la lixiviación del mineral depositado en el Pad.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1 Objetivo General

Determinar los parámetros adecuados para la lixiviación de material fino con contenidos de oro y plata que ayuden a obtener una mejor recuperación metalúrgica.

1.2 Justificación

El proceso hidrometalúrgico del oro representa el método más importante desarrollado para la extracción del oro y la técnica más usada actualmente. Es importante comprender los fundamentos de la lixiviación de menas auríferas, así como control de las variables y parámetros de proceso que involucran la disolución del oro desde sus menas y el tratamiento de menas difíciles de lixiviar. La recuperación del oro desde soluciones cianuradas se basa en dos procesos actualmente, como la tecnología del carbón activado y el proceso Merrill-Crowe. Ambas técnicas son presentadas prestándose especial incidencia en la selección de la más óptima de acuerdo a las características del proceso.

Bajo esta perspectiva se puso en marcha el proyecto, gracias a la mineralogía de sus yacimientos que permite la recuperación de oro y plata de soluciones cianuradas. Actualmente el procesamiento metalúrgico comprende el tratamiento por cianuración en pilas y recuperación de valores por adsorción mediante Merrill Crowe (precipitación mediante polvo de zinc) y columnas de adsorción mediante carbón activado (Circuito ADR que por ahora solo cuenta con la etapa de adsorción, quedando en proyecto para los meses subsiguientes, la implementación de las etapas correspondientes a la desorción y reactivación).

Se considera un Pad permanente de lixiviación y un Pad dinámico con un área de 2,4 ha. La solución rica (pregnant) producto de la lixiviación de los minerales puestos en el Pad dinámico servirán de alimentación a uno de los circuitos de adsorción mediante carbón, mientras que la solución rica que resulta de la lixiviación del mineral depositado en el Pad permanente serán procesados, de manera simultánea, por otro circuito de adsorción de carbón y la planta de precipitación mediante Merrill Crowe, dependiendo del contenido de plata principalmente y la frecuencia de carguío en las zonas destinadas para el riego.

CAPITULO II

INFORMACIÓN DEL PROYECTO MINERO

2.1 Antecedentes

El proyecto minero está localizado en el departamento de La Libertad, en una zona montañosa escasamente poblada en la parte norte de Los Andes peruanos. El emplazamiento forma parte de uno de los principales distritos mineros denominado Distrito Angamarca, ubicado aproximadamente a 242 Km. al este de la ciudad de La Libertad y al cual se ingresa por una carretera asfaltada y de grava.

El emplazamiento de la mina se encuentra ubicado al sur de las operaciones mineras existentes de Santa Rosa. La propuesta del proyecto consiste en el desarrollo de una nueva mina con tres tajos abiertos, la implementación de cuatro botaderos de desmonte y la operación de dos Pads de Lixiviación. El procesamiento de la solución proveniente de la lixiviación se llevará a cabo en la planta de Merrill Crowe y circuitos de adsorción de carbón hasta llegar a obtener el doré.

Desde el año 2002 se viene explorando las concesiones mineras en la zona Sur del gran alineamiento estructural NW- SE (paralelo a los Andes peruanos), el mismo que se ubica en el megaproyecto aurífero Alto Chicama, Mina Santa Rosa, Mina La Virgen, La Arena y Algamarca. Con la información recopilada de estudios realizados anteriores al año 2002 y con los resultados del muestreo geoquímica de superficie en el Cerro Pariahuanca efectuados el año 2003, se decidió realizar exploraciones más detalladas y el año 2004 inician las gestiones correspondientes para la obtención del permiso de exploraciones categoría C.

Los resultados de las exploraciones realizadas en los primeros meses del año 2005 determinan la existencia de 6.8 millones de recursos de minerales con una ley de oro de 0.98 g/TM. En junio del 2007 Century Mining inicia operaciones hasta mayo del 2008. En el segundo semestre del año 2008 se realiza una evaluación geológica – económica del recurso, delimitando 15 polígonos mineralizados con un recurso inferido de 3,298.6 onzas de oro.

A mediados del 2010 se inicia la construcción de la ampliación del Pad de lixiviación el cual se maneja como un Pad dinámico con un tiempo de lixiviación promedio de 25 días. El objetivo de esta ampliación fue el de mejorar la recuperación, así como, aprovechar el mineral con alta ley proveniente de Patibal Alto y Patibal Medio. Para fines del 2013 queda la construcción de un nuevo Pad dinámico en la zona mineralizada de Pariahuanca con la finalidad de disminuir el tiempo promedio de carguío, debido a la lejanía de esta zona con los Pads actuales.

2.2 Localización

Específicamente el proyecto minero se ubica en el distrito de Angamarca, provincia de Santiago de Chuco en la Región La Libertad, montañosa y escasamente poblada en la parte norte de Los Andes peruanos. Se encuentra a aproximadamente 242 km al este de la ciudad de Trujillo. El área de la unidad se encuentra ubicada a una altitud promedio de 3,435 m.s.n.m. El relieve del terreno a partir de la cota 3,400 m.s.n.m. hacia abajo es accidentada y recortada a intervalos con laderas muy inclinadas, interrumpidas por depresiones profundas causadas por erosiones pluviales.

Tabla 2.1. Coordenadas UTM del proyecto minero

VERTICE	COORDENADAS UTM	
	N	E
NE	9'095,000	831,000
SE	9'093,000	831,000
SO	9'093,000	829,000
NO	9'095,000	829,000

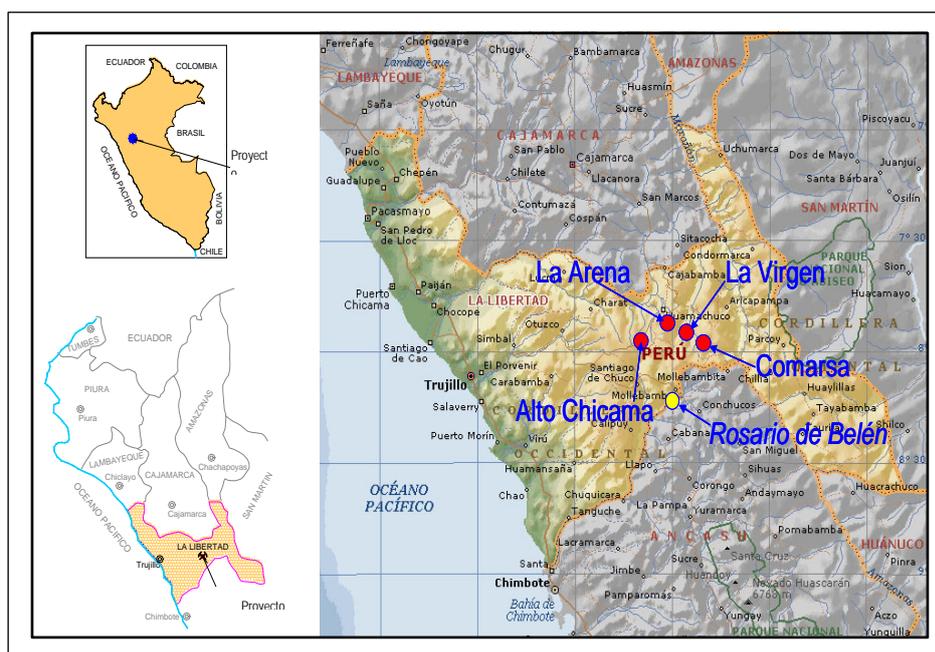


Figura 2.1. Plano de ubicación y acceso a la unidad

2.3 Accesibilidad

El acceso a la zona del proyecto desde la ciudad de Lima se realiza por la carretera Panamericana Norte hasta la ciudad de Trujillo, luego por la carretera afirmada hasta la ciudad de Santiago de Chuco, continuando por la carretera afirmada a Cachicadán hasta llegar al distrito de Angasmarca. Finalmente desde esta localidad hasta el área de la unidad por los manzanos se llega a Colpa Seca, el caserío de Quillupampa. Finalmente se llega a la unidad Patibal, haciendo un recorrido total de 803 km. desde la ciudad de Lima. El acceso a la zona del proyecto desde la ciudad de Lima se realiza de la siguiente manera:

Tabla 2.2. Distancia y tiempo de recorrido al proyecto minero

Tramo	Distancia (km)	Tiempo	Condición
Lima - Trujillo	561	8.0 h	Asfaltado
Trujillo – Santiago de Chuco	168	5.0 h 15 min	Afirmado
Santiago de Chuco – Angasmarca	47	1.0 h 45 min	Afirmado
Angasmarca – Quillupampa	21	0.0 h 55 min	Carrozable
Quillupampa – Unidad	6	0.0 h 15 min	Carrozable

2.4 Condiciones climáticas

El emplazamiento del proyecto se caracteriza por un clima frío y húmedo, con períodos secos y lluviosos diferenciados. La estación de lluvias se presenta habitualmente desde octubre hasta abril y la estación seca, desde mayo hasta septiembre.

Los datos sobre precipitaciones indican que febrero y marzo son los meses más húmedos en el área, en tanto que julio y agosto son los meses más secos. La precipitación acumulada durante los meses húmedos puede exceder los 600 mm por mes, mientras que durante los meses secos la precipitación mensual acumulada puede de 10 mm por mes. El proyecto está ubicado en la región intermontañosa del norte de los andes del Perú cuya topografía regional se caracteriza por tener montaña altas y empinadas, colinas ondulantes, valles y quebradas entre montañas, con pendientes que van desde suaves a pronunciadas, donde se ubican lagunas pequeñas. La elevación del lugar es variada, pero en promedio se encuentra a aproximadamente 3,300 m.s.n.m.

La topografía del área probablemente afecta los patrones locales de viento, dando como resultado su canalización a lo largo de los ejes de los valles, con vientos predominantes colina y valle arriba durante el día y vientos colina abajo durante la noche, en respuesta a los cambios de densidad del aire ocasionados por las variaciones de temperatura.

Los datos disponibles sobre el viento en el distrito minero indican que los vientos dominantes generalmente provienen desde el noreste, el este y el sudeste, con vientos ocasionales que sobrepasan los 10 km/h.

Las temperaturas fluctúan entre un máximo mensual promedio (alto) de 13 °C y un mínimo promedio mensual (bajo) de 4 °C. A pesar de ello, las temperaturas diarias pueden elevarse hasta 19.7 °C y disminuir hasta -0.7 °C, según la información registrada. Los meses más cálidos son habitualmente los de verano, entre septiembre y abril.

Referente a la calidad de aire, las fuentes existentes de contaminantes llevados en el área del proyecto están limitadas a partículas generadas mediante erosión natural en la superficie del suelo durante la estación seca, al tráfico de vehículos en rutas no pavimentadas, a las actividades mineras cercanas y al humo generado por la práctica de los pobladores locales de quemar pastos naturales, para promover el crecimiento de nuevo pasto que pueda ser aprovechado por su ganado.

2.5 Sismicidad

Según un análisis de riesgo sísmico de la zona el área está bajo la influencia de dos principales fuentes de eventos sísmicos: la zona de subducción entre la placa continental sudamericana y la placa de Nazca (conocida como el Plano Wadatti-Benioff) y una serie de sistemas de fallas geológicas activas de la región, ubicadas en la “zona de influencia” (radio de 200 km) del área en estudio. Sin embargo, dentro de la “zona crítica” (radio de 70 km) del área de estudiada, no se han reconocido fallas activas. El Proyecto se diseñó y construyó con el coeficiente lateral sísmico de diseño de 0.12 para el análisis pseudoestático de diseño.

2.6 Recursos de Agua

2.6.1 Aguas superficiales

La información sobre agua superficial, que se presenta, incluye características geomórficas e hidrológicas aplicables a los temas de caudales, avenidas y calidad del agua superficial. Los datos sobre la calidad del agua superficial fueron recopilados de una base de datos manejada por el proyecto.

2.6.1.1 Calidad

El proyecto cumple con los límites máximos permitidos exigidos por la legislación vigente (D.S. N° 010-2010 – MINAM) en los puntos de monitoreo y realiza el monitoreo de los cuerpos de agua receptores para mantener los usos del agua en las zonas bajas de acuerdo con la ley general de aguas.

Los resultados analíticos indican que la calidad natural del agua superficial en el área del proyecto, se caracteriza por bajas concentraciones de sólidos totales suspendidos (TSS) y acidez moderada a neutro.

2.6.1.2 Suministro

El área del proyecto está ubicada en la margen derecha del río Angasmarca a 3 km aguas arriba de la confluencia con el río Tablachaca. El agua para consumo industrial es captada del río Angasmarca a través de un sistema de tuberías y bombas hasta la parte alta a través de tres pozas de almacenamiento. El suministro es a través de tuberías a las instalaciones del proyecto.

2.7 Ambiente Socio-económico

2.7.1 Ambiente Social

En el área del proyecto, no existen poblaciones o comunidades que son afectadas por la operación. El único lugar cercano a operaciones es el caserío de Quillupampa. El área del proyecto no cuenta con ningún tipo de infraestructura establecida, por no existir población alguna ajena a las del proyecto.

La organización sociopolítica predominante en el área de influencia es el caserío de 25 unidades familiares, una escuela y autoridades locales que incluyen un gobernador y un agente municipal. Los pobladores viven en casas adyacentes o semi-dispersas, con un centro comunal y una escuela.

CAPITULO III

GEOLOGÍA DEL PROYECTO

3.1 Geología Regional

El proyecto minero se ubica en un contexto geológico muy favorable donde predomina la presencia de rocas sedimentarias mesozoicas, pero también se nota la presencia de volcánicos terciarios e intrusiones sub-volcánicas posteriores.

De acuerdo al mapa geológico, del cuadrángulo de Santiago de Chuco, en el área del proyecto minero, afloran rocas sedimentarias de las formaciones: Santa-Carhuaz, compuesta por lutitas, areniscas, limonitas y delgados horizontes de caliza; esta formación, sobreyace concordantemente a las areniscas y cuarcitas de la formación Chimú, de edad cretácica inferior; que a su vez, yace en contacto con las lutitas, pizarras negras y areniscas de la formación Chicama del jurásico superior.

En la parte oeste y cubriendo a todas estas formaciones, existen potentes bancos de andesitas, aglomerados y tufos volcánicos, pertenecientes a los volcánicos terciarios del grupo Calipuy. Cortando a todas estas formaciones se ubican alineados N-S, una serie de intrusivos sub volcánicos, que afloran principalmente entre el proyecto Calorco y la Mina Santa Rosa.

El marco estructural, está representado por fallas del sistema NW, siendo la más representativa, la falla regional Angasmarca, que por la zona del proyecto se une a la falla Pallasca, también del mismo sistema; el sistema conjugado NE, se manifiesta por fracturas menores siendo algunas de ellas rellenadas con mineralización de plata y oro, el sistema NE a E-W, también se manifiesta en la zona.

3.2 Geología del depósito

Las unidades estratigráficas presentes en la zona, de la más reciente a la más antigua, son como sigue:

- a) **Formación Santa-Carhuaz**, sus afloramientos son discontinuos y se ubican mayormente fuera de la zona de trabajo y los pocos existentes en el área, se ubican en la parte oeste del proyecto (Cerro La Quinua), generalmente formando lomadas y laderas suaves; está constituida por lutitas friables, lutitas arenosas a areniscas lutáceas con venillas de calcita y se exponen fuertemente intemperizadas, de color marrón claro, plegadas y dislocadas.

En la quebrada Tamur, al NW de la zona de trabajo, se encuentra expuesta la caliza de la formación Santa y las lutitas negras arenosas de la formación Carhuaz, que yacen concordantemente sobre las areniscas y cuarcitas de la formación Chimú.

- b) **Formación Chimú**, aflora principalmente en la cumbre del cerro Parihuanca, en ambas riberas del río Angasmarca y en la parte oeste fuera de la zona de trabajo; está constituida, por areniscas, cuarcitas, areniscas cuarzosas, intercaladas por horizontes de lutitas negras bituminosas; es bastante resistente a la erosión, por lo que es común encontrarla en las partes altas o formando acantilados de topografía muy agreste, su orientación es NW- NE a E-W, con buzamiento hacia el norte; se encuentra fuertemente fracturada y fallada y en ella se alojan algunas estructuras mineralizadas con plata, plomo y oro.

Aparentemente ínter estratificada, se encuentra una formación volcánica de unos 300 metros de potencia, que ha sido clasificada, como una roca andesita porfírica, que aflora en la parte SE del proyecto y tufo cristalizado que aflora en la parte norte del mismo.

Toda la formación Chimú, sobreyace concordante a la formación Chicama.

- c) **Formación Chicama**, aflora en las partes bajas al Sur del proyecto, en las vecindades del río Tablachaca; es una secuencia lutácea oscura y pizarras bituminosas, con intercalaciones de areniscas, capas lenticulares de caliza, lechos arcillosos y volcánicos tobáceos.

El área del proyecto, se encuentra emplazado, en las areniscas y cuarcitas de la formación Chimú y los volcánicos interestratificados de esta misma formación; las fracturas reaccionaron en forma diferente a los esfuerzos de compresión y ruptura, siendo las areniscas donde se desarrollan mejor las fracturas; en cambio, en los volcánicos, dichas fracturas sufren un adelgazamiento, hasta desaparecer.

En la unidad minera la mineralización de plata, plomo, oro, es de origen hidrotermal, de alcance epitermal y por los componentes que presenta, denota un ambiente que puede clasificarse como de baja sulfuración a intermedia. El emplazamiento de la mineralización se produjo por relleno de fracturas y en general cualquier espacio abierto que permitió la circulación de fluidos mineralizantes cargados en iones de fierro, plomo, plata y oro.

La presencia de sulfuros en superficie, indica que la zona de oxidación es muy reducida, a consecuencia de haber sido sometida a intensos procesos de erosión que han originado que gran parte del mineral oxidado sea removido por erosión. No se ha reconocido en superficie un intrusivo sub volcánico de naturaleza dacítica, que es lo común para toda la mineralización de la zona.

Las soluciones hidrotermales, alteraron en diferente grado las rocas iniciales, produciendo una fuerte silicificación en las zonas adyacentes a las fracturas, cambiando conforme se alejan de ellas a cuarzo-sericita, para terminar en una alteración propilítica con fuerte adición de cloritas y calcitas, notándose mejor este tipo de alteración en los volcánicos.

La mineralización se encuentra rellenando fracturas, tipo vetas y en algunos casos pueden presentar pequeños cuerpos estratiformes, cuando se presenta una o

varias estructuras en areniscas, la mineralización está controlada por otro horizonte sedimentario suprayacente, de composición más arcillosa que actúa como control estratigráfico.

Los minerales presentes son: galena, pirita, arsenopirita, argentita, plata nativa y óxidos como la goetita, hematita, magnetita y limonitas. El oro en los óxidos se presenta al estado libre y en granos muy finos entre los 5 a 10 micrones; en los sulfuros está asociado a la galena, pirita y arsenopirita.

El grupo de los metales, como el oro y la plata al estado nativo, es un factor positivo en la captura del oro por el cianuro y mejor si las partículas están muy finas, el oro en los óxidos se presenta al estado libre y en granos muy finos entre los 5 a 10 micrones; en los sulfuros debe estar asociado a la galena, pirita y arsenopirita. Los minerales presentes son:

- a) Óxidos (Hematita, Goetita, Magnetita, Limonitas, Cuarzo, entre otros)
- b) Sulfuros (Arsenopirita, Pirita, Galena, Argentita, Proustita, entre otros)
- c) Sulfosales (Boulangerita, Cerusita)

3.3 Geología local

El yacimiento es de tipo epitermal de alta sulfuración emplazado en las zonas de contacto / falla entre las unidades subvolcánicas y cuarcitas y en venillas, asociados con óxidos dentro de rocas encajonantes silíceas de la formación Chimú. Así como en depósitos coluviales producto de los procesos de erosión. Dentro de la geología local podemos distinguir tres zonas:

3.3.1 Patibal Alto

a) Litología

Consiste de cuarcita gris a gris clara, en capas de 0.3 a 0.4 metros con intercalación de algunos niveles limolíticos de hasta 0.5 centímetros de espesor. El fracturamiento va de débil a moderado al contacto con la estructura, siendo intenso en su parte más distal.

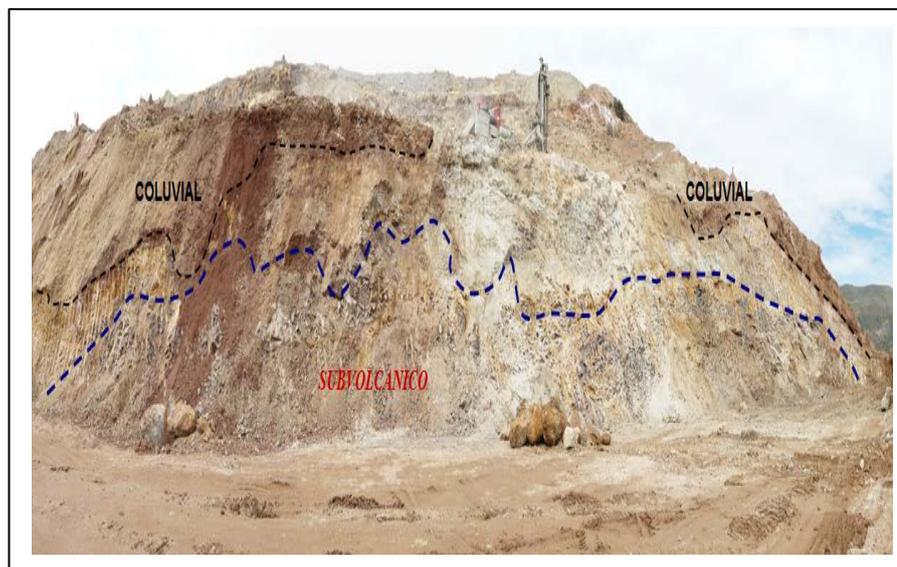


Figura 3.1. Falla contacto rumbo Este – Oeste



Figura 3.2. Falla E –W en Patibal Alto

b) Mineralización

La mineralización está asociada a la presencia de una veta de cuarzo blanco, con presencia moderada de oquedades e intercrecimiento de cristales en drusas. La potencia promedio varía entre 0.5 a 1.5 metros y su longitud aproximada es 30 metros, el rumbo preferencial es N-S buzando entre 45° y 60° al oeste.

La roca caja presenta como influencia de mineralización una distancia de 6 metros a cada lado, mediante pequeños vetillosos y venillos de cuarzo blanco.

3.3.2 Patibal Medio

a) Litología

Contacto – falla subvolcánico – sedimentario, representado por una andesita de textura afanítica y cuarcitas gris clara de grano medio. La presencia de arcillas es en capas centimétricas y de cuarcitas en capas de hasta 20 centímetros.

La estructura principal está controlada por el plano de falla de rumbo E-W, buzando entre 35° a 45° hacia el norte.

En asociación al plano de falla se observa una estructura post mineralización aurífera, consistiendo en una brecha polimíctica con clastos de cuarzo – escorodita y cuarcita gris clara; la matriz es de galena argentífera.

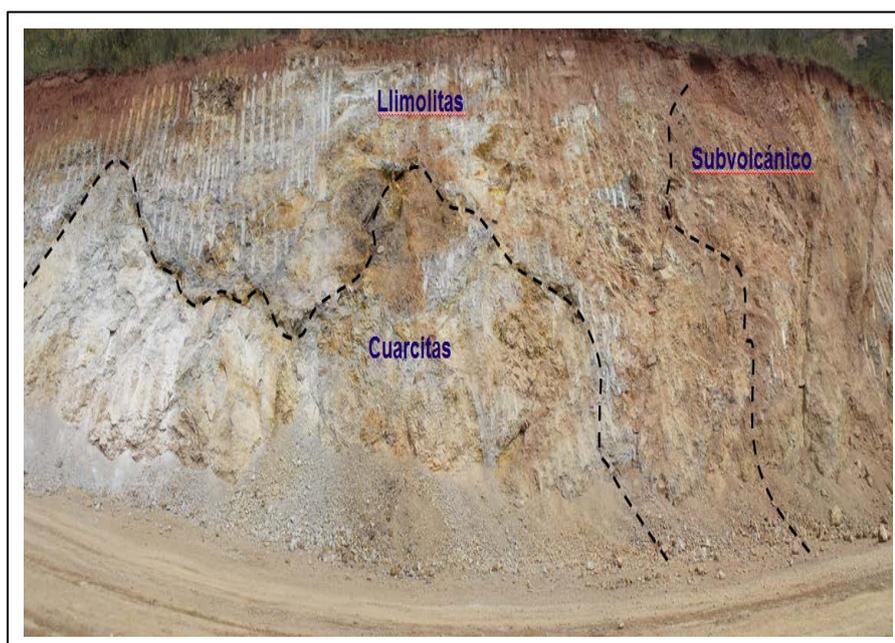


Figura 3.3. Contacto volcánico – sedimentario

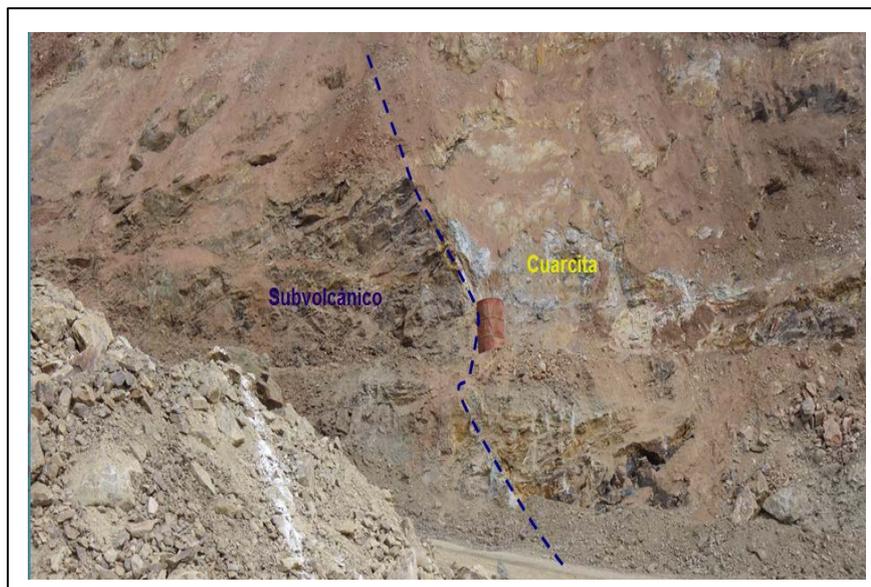


Figura 3.4. Contacto volcánico – sedimentario (Rumbo SW)

b) Mineralización

La mineralización se encuentra representada por una estructura principal de cuarzo blanco con una potencia de 0.5 metros y una longitud de 35 metros; con ocurrencia fuerte de cavidades lixiviadas con pátinas y relleno de escorodita.

c) Alteración

La alteración en el subvolcánico corresponde a una argilización moderada al contacto con la falla con una potencia de 3 a 4 metros; gradando hacia su parte más distal a una andesita gris verdosa con alteración propilítica y silicificación moderada a fuerte en la cuarcitas.

3.3.3 Patibal Bajo

a) Litología

La roca predominante es una andesita de textura afanítica intruída tardíamente por diques andesíticos de color verde; estos a su vez se encuentran intruídos por un subvolcánico violáceo a manera de diques sills.

El subvolcánico se encuentra en contacto con rocas sedimentarias, principalmente cuarcitas gris claras a gris con niveles delgados de carbón.



Figura 3.5. Contacto Sedimentario volcánico – Volcánico
(Rumbo NW)

b) Mineralización

La mineralización está asociada a la presencia de vetillas de cuarzo blanco de hasta 0.1 metros de potencia con presencia de óxidos de fierro en patinas y rellenando fracturas, con halos de oxidación en la caja; también se aprecia una estructura de cuarzo blanco y escorodita de 0.3 metros de potencia y 15 metros de longitud siguiendo paralelo al plano de falla. La presencia ocasional de sulfuros tales como piritita y galena ocurre de manera diseminada en las vetillas con intensidad débil. Sobre, imponiéndose a la mineralización inicial, se aprecian carbonatos y sulfatos cristalizados adheridos como patinas y rellenos de fracturas.

c) Alteración

La alteración del subvolcánico mineralizado corresponde a una argilización moderada, acompañada de silicificación en vetillas; mientras los otros dos subvolcánicos tardíos presentan una argilización fuerte.

3.4 Actualidad Geológica

3.4.1 Campañas de Perforación

Durante la etapa de exploración se ejecutaron tres campañas cortas de perforación con aire en reversa RCD (Dispositivo de control rotatorio-Reverse Circulation Drilling), con el propósito de obtener información geológica, valores en oro del mineral, ubicación y características del cuerpo mineral. La finalidad es poner en producción en breve tiempo y con tajo abierto el cuerpo mineralizado localizado en el cerro Pariahuanca. A continuación se muestran las campañas realizadas.

Tabla 3.1. Campañas de perforación realizadas

CAMPAÑAS	POZO	UBICACIÓN			AZIMUT	INCLINACIÓN	LONGITUD
		ESTE	NORTE	COTA			
1° CAMPAÑA	2010-CON-RCD-01	830111.933	9092401.28	3360.216	N80°	-60°	90.00
	2010-CON-RCD-02	830161.218	9092527.90	3422.990	N80°	-60°	132.00
	2010-CON-RCD-03	830102.640	9092618.34	3436.861	N80°	-60°	156.00
	2010-CON-RCD-04	830120.073	9092724.44	3425.657	N80°	-60°	129.00
	2010-CON-RCD-05	830076.410	9092815.72	3406.223	N80°	-60°	123.00
	2010-CON-RCD-06	830053.919	9092914.02	3377.114	N80°	-60°	120.00
	2010-CON-RCD-07	830026.957	9093010.71	3348.788	N80°	-60°	99.00
	2010-CON-RCD-08	830011.355	9093109.80	3328.600	N80°	-60°	75.00
	2010-CON-RCD-09	829938.277	9093198.30	3289.035	N80°	-60°	60.00
	2010-CON-RCD-10	829890.786	9093276.43	3249.657	N80°	-75°	60.00
2° CAMPAÑA	2010-CON-RCD-11	830008.052	9092369.97	3341.358	N80°	-80°	115.50
	2010-CON-RCD-12	830062.069	9092378.45	3350.470	...	-90°	45.00
	2010-CON-RCD-13	830107.031	9092518.82	3429.814	...	-90°	118.50
	2010-CON-RCD-14	830043.086	9092607.92	3437.863	N80°	-75°	127.50
	2010-CON-RCD-15	830092.070	9092714.11	3435.838	N80°	-80°	97.50
	2010-CON-RCD-16	829942.070	9093292.36	3250.041	...	-90°	58.50
	2010-CON-RCD-17	830110.894	9092723.29	3426.073	N80°	-80°	105.00
	2010-CON-RCD-18	830069.524	9092710.77	3420.010	N80°	-80°	90.00
3° CAMPAÑA	2010-CON-RCD-19	830198.019	9092737.80	3402.481	N80°	-75°	96.00
	2010-CON-RCD-20	830272.618	9092743.15	3381.287	N80°	-65°	88.50
	2010-CON-RCD-21	830215.950	9092357.74	3417.787	N80°	-65°	105.00
	2010-CON-RCD-22	830201.080	9092632.22	3407.240	N80°	-70°	97.50
	2010-CON-RCD-23	830232.256	9092746.95	3393.310	...	-90°	60.00
	2010-CON-RCD-24	829700.255	9093668.02	3085.004	N80°	-65°	49.50
	2010-CON-RCD-25	830256.375	9092545.97	3403.444	...	-90°	81.00
	2010-CON-RCD-26	830249.397	9092545.97	3395.572	N80°	-80°	75.00

El año 2010 en el mes de octubre se ejecutó la primera campaña de prospección geoquímica, con lo que se obtuvieron valores anómalos tanto en oro como en plata desde leves a fuertes.

Campañas de Perforación RCD

Se realizaron un total de tres campañas, las cuales son detalladas a continuación:

Primera Campaña	:	1041.0 m
Segunda Campaña	:	757.5 m
Tercera Campaña	:	652.5 m
Total	:	2451.0 m

3.4.2 Características geológicas

El cerro Pariahuanca se ubica al sur de la unidad minera Santa Rosa, y al este del contacto por fallamiento entre los volcánicos del grupo Calipuy y cuarcita blanca de la formación Chimú.

Las fallas de rumbo norte-sur actuaron como alimentadores, y se dirigen con dirección al cerro Pariahuanca, y podrían relacionarse con las fallas regionales: Patibal, Pariahuanca y falla 11, ó todas estas fallas regionales podrían formar una gran estructura cimoidal de escala potencial.

3.4.2.1 Estratigrafía y Litología

El sector materia de se encuentra cortando estratos sedimentarios de cuarcita blanca.

a) Rocas sedimentarias

En el sector afloran una secuencia de estratos de cuarcita blanca y lutita/limolita grises y forman parte del miembro inferior de la formación Chimú. En esta secuencia de estratos se localiza el bloque de mineral materia de estudio.

b) Rocas Ígneas

También se ha localizado mineralización de oro en éstas rocas. Tufo de naturaleza andesítica silicatado. Diorita/andesita propilitizados como intrusiones hipabisales.

3.4.2.2 Estructuras

Entre las principales se mencionan las siguientes:

- a) Sistema Paralelo: Norte – Sur
- b) Sistema Paralelo: Este – Oeste
- c) Afloramiento de un cuerpo intrusivo hipabisal de composición diorítico/andesítico propilitizado; localizados dentro de una gran estructura cimoidal Norte – Sur.

El sistema Norte – Sur localizado en Patibal, forma parte íntegramente de la gran estructura cimoidal localizado en la unidad minera Santa Rosa. La mineralización en Patibal está asociado a ésta gran estructura cimoidal y a intrusivos de composición diorítico/andesítico propilitizado.

3.4.3 Mineralización

La mineralización es epitermal, por relleno de fractura y diseminado. A la fecha se ha comprobado mineralización en cuarcita – lutita/limolita (Chimú), Tufo. Falta comprobar en el intrusivo diorítico / andesítico.

3.4.4 Evaluación del recurso minero

Para esta primera etapa se ha considerado un sector de 320 metros de longitud horizontal, de un total de 1300 metros y solamente el bloque superior de mineral. Para el cálculo de tonelaje y promedio de leyes de oro, se emplearon los resultados de la perforación RCD y secciones geológicas estructurales. El tonelaje estimado tiene la categoría de probado accesible.

Tabla 3.2. Cálculo de leyes de mineral

Secciones	Nº de nuestras	Longitud (m)	Au total (g/TM)	Au soluble (g/TM)	Solubilidad (%)
Sección 01 - RCD - 01	15	22.5	0.652	0.300	
Trinchera Capilla	20	20.0	1.188	0.899	
Sub total	35	42.5	0.920	0.600	65.22

Sección 02 - RCD - 21	21	31.5	0.201	0.185	
Sección 02 - RCD - 25	10	15.0	0.616	0.503	
Sub total	31	46.5	0.408	0.344	84.31

Sección 03 - RCD - 26	7	10.5	0.462	0.355	
Sección 04 - RCD - 19	32	48.0	0.268	0.214	
Sección 04 - RCD - 23	21	31.5	0.134	0.117	
Sub total	60	48.0	0.201	0.174	86.57

Tabla 3.3. Promedio de leyes de mineral

Secciones	Nº de nuestras	Espesor (m)	Au total (g/TM)	Au soluble (g/TM)	Solubilidad (%)
Sección 01	35	42.5	0.920	0.600	
Sección 02	31	46.5	0.408	0.344	
Sección 03	7	10.5	0.462	0.355	
Sección 04	53	48.0	0.268	0.174	
Total	126	45.66	0.498	0.368	74.00

CAPITULO IV

OPERACIONES MINA

4.1 Métodos de minado

La explotación minera de los tajos abiertos, y el acceso a estos, se realizan con excavadoras, tractores tipo oruga y volquetes para el acarreo. El control del mineral se realiza mediante perforaciones para controlar la ley a fin de definir los límites entre el mineral y el desmonte.

El mineral se lleva a la pila de lixiviación (Pad). El desmonte se maneja selectivamente de acuerdo con los procedimientos ambientales establecidos.

4.2 Perforación

Los equipos de perforación que se han considerados son de tipo rotativo con martillo de fondo de 6.0 pulgadas de diámetro de broca. Se usan dos perforadoras tipo CM-695D Ingersoll Rand.

Se optó por este sistema de perforación debido a la necesidad de ejecutar perforaciones de corto alcance teniendo como pauta el modelo geológico, en el cual, la mineralización está controlada por un sistema de fallas circulares que buzanan hacia el norte.

Para el desarrollo de las campañas se diseñan mallas de 30 por 30 metros, con profundidades mínimas de 27 metros. Partiendo de áreas con mayor certeza de ocurrencia de mineral, para posteriormente distanciarse y verificar su continuidad.

A continuación se muestran los principales parámetros de perforación

Tabla 4.1. Parámetros principales de perforación

DESCRIPCION	UNIDAD	INGERSOLL R. CM-695D
Diámetro de taladro	pulg	6"
Tipo de roca		Desmote/Mineral
Densidad	TM/m ³	2.4
Altura de banco	m	6.0
Longitud de taladro	m	6.5
Malla de perforación	m	30 x 30
Burden	m	4.6
Espaciamiento	m	5.3
Movimiento Mat. Requerido	TM/día	29,600

4.3 Voladura

En el caso de la voladura se utiliza los siguientes parámetros

Tabla 4.2. Parámetros para voladura

Parámetros	Unidad	Desmote	Mineral
Voladura			
Cantidad de carga explosiva	kg/m taladro		
Mezcla explosiva		Heavy Anfo	Heavy Anfo
Emulsión		40%	40%
Anfo		60%	60%
Densidad explosivo	kg/m ³	1280.00	1280.00
Tipo de carga		C. Fondo	C. Fondo
Explosivo por taladro	kg	92	92
Factor de potencia	kg-exp/TM	0.261	0.261
Factor de carga	kg-exp/m ³	0.627	0.627
Distribución de carga			
Altura de fondo	m	3.70	3.70
Taco superior	m	2.80	2.80

Tabla 4.3. Accesorios por taladro

Accesorios	Unidad	Desmonte	Mineral
Booster 1 lb	Pieza/taladro	1.0	1.0
Fanel Dual	Pieza/taladro	1.0	1.0
Cordón Detonante de 5g	m/taladro	0.0268	0.0268
Mecha lenta	m/taladro	0.0003273	0.0003273
Fulminante	Unid/taladro	0.0001601	0.0001601
Retardo superficial	Unid/taladro	0.0006897	0.0006897

4.4 Carguío

Una vez realizada la voladura se empieza con la operación de carguío. Esta operación generalmente es con dos frentes de trabajo debido a que los tajos cuentan con zonas arcillosas (Patibal Bajo) y para evitar problemas en la percolación del mineral en el Pad se realiza el blending con zonas donde el mineral es grueso (Patibal Alto, Medio o Este). Se considera que el equipo de carguío más adecuado para las condiciones geológicas mineras del proyecto es la excavadora, que facilita una mejor selección del material y reduce el uso de tractores en el frente de minado.

Con base a los cálculos de eficiencia y rendimientos se ha determinado la capacidad productiva del equipo de carguío. Para la producción estimada y el tonelaje de desmonte a remover se ha calculado que es necesario utilizar excavadoras tipo EC345-BL.

Tabla 4.4. Parámetros de equipos de carguío

Equipos de carguío	Capacidad de cuchara (m ³)		N° de pases	Factor de llenado	Esponjamiento Fsp	Carga por volquete (TMH)
	Nominal	Real				
PC-300	4.0	4.20	3	1.05	1.48	21.7
345-BL	2.8	3.25	4	1.16	1.48	22.4
365-BL	4.0	4.51	3	1.13	1.48	23.3
980-G	4.5	4.51	3	1.00	1.48	23.3
WA-580	4.5	4.57	3	1.02	1.48	23.6

4.5 Transporte

El acarreo de mineral se realiza con 15 volquetes de 15 m³ de capacidad. Dichos volquetes también son utilizados para el traslado de desmonte hacia los botaderos. El cálculo de requerimiento de volquetes se ha realizado mediante la simulación de carguío y acarreo, tomando en cuenta la distancia promedio de la zona de carguío de mineral hacia el Pad de 1,250 m y la distancia hacia el botadero de 500 m.

4.6 Remoción

De acuerdo a los estándares de utilización de equipos en otras operaciones similares se eligieron los equipos de remoción y se realizó el cálculo de requerimiento. Se determinó las horas efectivas de los equipos de remoción a utilizarse por mes. Los equipos que se considera son un tractor tipo Cat. D6, para el botadero y remoción en el tajo. Para la remoción de los módulos en el Pad se usa un tractor de orugas.

4.7 Botaderos para desmonte

Botadero N° 1. La altura es de 18 metros con una berma de 9.0 metros de ancho. La relación de 1H:2V y ocupa un área de 7.5 Has. Cuenta con una capacidad actual de 3.5 millones de toneladas de desmonte.

El Botadero N° 2. Tiene una superficie con una inclinación de 23° en la parte media y superior y el ángulo de talud intermedia. Abarca un área de 14,823 m² (1.48 Has) tiene una capacidad de 120,159 m³ (264,349 TM).

El Botadero N° 3. Está designado para la disposición de desmonte proveniente del tajo Patibal Este. La superficie del terreno tiene un área de 5.5 Has. La altura de banco es de 18.0 m y el talud de banco 38°, la relación de 1H: 2V.

El Botadero N° 4, La superficie del terreno tiene un área de 5.5 hectáreas. La altura de banco es de 18.0 m y el talud de banco 38°, la relación de 1H: 2V. Es decir un ángulo de talud final de 26.5°. Ocupa un área de 10.52 Has y tiene una capacidad de almacenamiento de 3.5 millones de toneladas de desmonte.

CAPITULO V

LIXIVIACIÓN EN PAD DINÁMICO

La pila o Pad de lixiviación es una estructura a manera de pirámide escalonada donde se acumula el mineral extraído. A este material se le aplica, a través de un sistema de distribución, una solución cianurada que permite la formación de aniones complejos de oro, estable en condiciones acuosas.

Los Pads dinámicos reciben una sola capa de mineral, típicamente de 4 a 8 m de altura. Dicha capa es lixiviada por un período establecido para finalmente disponer los rípios a una zona donde seguirán lixivándose a otras condiciones. Una vez descargada, la plataforma recibe una nueva carga del mineral repitiéndose todo el ciclo. La construcción del Pad dinámico se realizó con el objetivo de asegurar un buen sistema de drenaje evitando escurrimiento de taludes y derrumbes de la pila.

5.1 Etapa de construcción

5.1.1 Movimiento de tierras

El inicio de la construcción se inicia con trabajos de limpieza y desbroce, excavación de material orgánico, excavación y eliminación de material inadecuado, excavación de material para ser usado como relleno propio y a su vez como relleno de préstamo, preparación, carguío y transporte.

5.1.2 Excavaciones

Los materiales que se necesitaron para construir la ampliación del Pad, los caminos perimetrales, las bermas o para realizar otra actividad relativa al movimiento de tierras fueron obtenidas de las áreas cercanas al proyecto fueron procesados según las especificaciones técnicas del proyecto.

En las áreas de préstamo y excavaciones permanentes, los taludes de relleno tuvieron un talud no mayor de 1.5:1 (H:V) en suelo o roca meteorizada y hasta 1:1 (H:V), para excavaciones en roca firme.

Todas las líneas de cambios en talud de las excavaciones y rellenos que se pondrán por debajo de los futuros sistemas de revestimiento deberán tener un radio mínimo de 2 m, para minimizar esfuerzos en la geomembrana.

5.1.3 Relleno estructural

El relleno de suelo fue colocado en capas sueltas de 300 mm acondicionado a su contenido de humedad óptimo y compactado al 95% de su densidad máxima (ASTM D - 6981).

A continuación se muestran las especificaciones del material para relleno estructural.

Tabla 5.1. Especificaciones del material para relleno estructural

Tamaño de Malla		% Pasante
S.I.	Norma EEUU	Capa Suelo
600 mm	24 pulgadas	100
300 mm	12 pulgadas	100
150 mm	6 pulgadas	80-100
75 mm	3 pulgadas	60-100
25 mm	1 pulgadas	40-80
4,75 mm	Nº 4	0-35
0,45 mm	Nº 40	0-25
0,075 mm	Nº 200	0-5
Índice de Plasticidad		-
Índice de carga Puntual corregido ASTMD - 5731, Mínimo I_{s50}		> 2,7 N/mm ²

5.1.4 Capa de baja impermeabilidad

La capa de baja permeabilidad (soil liner) tiene un espesor de 30 cm, con un material de acuerdo a las especificaciones técnicas que garantiza la impermeabilidad del Pad. Se compactó cada capa al 95% de la densidad seca máxima con un contenido de humedad en un rango entre 0% y +4% del valor óptimo determinado por la norma ASTM D - 6983. Después de la capa de suelo colocada se niveló el campo de modo tal de dar a la superficie una pendiente positiva.



Figura 5.1. Extendido de la capa de baja permeabilidad (Soil liner)

5.1.5 Revestimiento

Una vez terminada la parte de recubrimiento con arcilla se procede a cubrir la superficie con geomembrana usada para evitar la migración de fluidos.



Figura 5.2. Extensión de geomembrana sobre la capa de arcilla

La geomembrana SST (Simple Side Texture – Texturado por un solo lado) y LLDPE (Linear Low Density Polyethylene - Geomembrana de baja densidad lineal) debe cumplir con las siguientes propiedades:

Tabla 5.2. Propiedades para geomembrana SST de LLDPE de 1.5 mm

Propiedad	Designación del ensayo	Requerimiento	Frecuencia
Espesor de Lamina	ASTMD-5199	Mínimo 1.4 mm Prom 1.5 mm	Por Rollo
Altura de aspereza	GM-12	0.25 mm	Cada 2° rollo
Gravedad Especifica	ASTMD-1505	0.395-0.950	Cada 90 000 kg
Resistencia a la tracción en el Punto de rotura	ASTMD-638 TIPO IV	Min 16N/mm	90 000 kg
Elongación en el punto de rotura	ASTMD-638 TIPO IV	Min 250%	90 000 kg
Módulo al 2%	ASTMD-5323	Máx. 630N/mm	Por cada formulación
Resistencia al rasgado	ASTMD-1004	Min 150N	20 000 kg
Resistencia al punzonado	ASTMD-4833	Min 300N	20 000 kg
Deformación de resistencia a la rotura axiométrica	ASTMD-5617	Min 30%	9 000 kg
Contenido de humo negro	ASTMD-1603	2 a 3 %	9 000 kg

5.1.6 Recubrimiento con overliner

La geomembrana que impermeabiliza la base de la ampliación de la ampliación Pad, donde será acopiado el mineral para ser lixiviado, es protegida con una capa de material percolable de 50 cm de espesor (overliner) permitiendo simultáneamente una adecuada permeabilidad. La extensión de la capa de overliner sobre la geomembrana es mediante un tractor de oruga D65.

5.1.7 Sistema de drenaje

Con la superficie cubierta con overliner se procede a instalar una combinación de tuberías perforadas laterales y principales de HDPE de pared doble localizadas sobre el revestimiento de geomembrana. Las tuberías son corrugadas de 10" con reducciones a 4" que permitirán captar la solución hacia la poza pregnant.

5.2 Conformación de módulos

5.2.1 Carguío de mineral

El mineral es transportado desde el tajo mediante volquetes con una capacidad de 15 m³ y es descargado al final de la rampa previamente preparada del módulo correspondiente, avanzando progresivamente a un mismo nivel de 6 m de altura del módulo y en algunos casos de 5 m cuando el material contenga una gran cantidad de arcillas.

5.2.2 Acondicionamiento

La dosificación de cal viva se realiza luego que el volquete ha efectuado la descarga del mineral en el módulo, el mezclado se produce en el momento en que el mineral es empujado al borde de la pila mediante el uso de un cargador frontal. Dependiendo de la acidez, del mineral presente, el ratio varía de 1.5 a 1.8 kg/TM. Con ello se logra mantener un pH adecuado, de 10 a 10.5, que garantice una buena lixiviación y evitar la degradación del cianuro.



Figura 5.3. Adición de cal y empuje de mineral

5.2.3 Remoción y nivelación de módulos

Una vez alcanzado aproximadamente los 2500 m² de área superior de pila se procede a la remoción de la capa superior, que ha sido compactado en el momento de la descarga del mineral (ripiado), con la ayuda de un tractor de orugas D8R, y de esta manera, mejorar la percolación de la solución lixivante evitando los pondings (encharcamientos). Posteriormente se procede a emparejar el terreno (nivelación) con el tractor de oruga D65.

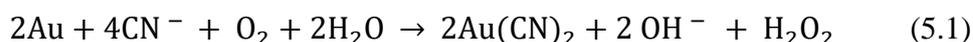
5.3 Lixiviación

Una vez concluida la remoción de un módulo se procede a instalar el sistema de riego mediante riego por goteo o con el tendido e instalación de las tuberías de riego yellowmine de Ø3" y Ø2", distribuyéndose los aspersores wobbler N° 7 distanciados cada 6 m.

La solución lixivante con una concentración de NaCN 0.025% a 0.026% y pH variable de 10 a 10.5 es bombeado desde el tanque de solución barren mediante dos bombas horizontales Durco con motores de 150 y 65 HP respectivamente. La percolación de la solución a través del mineral acumulado en el Pad, lixiviará los valores de oro y plata para luego ser colectados por las tuberías de drenaje de fondo y conducidos a la poza de solución pregnant.

Todo proceso de lixiviación, a excepción de los procesos de lixiviación que se realizan por cambio de pH, es similar a los procesos de corrosión de metales; es por esta razón que es muy importante comprender los fundamentos cinéticos de los procesos de corrosión para poder entender los procesos de lixiviación.

Tanto el cianuro de hidrógeno como el cianuro libre pueden oxidarse a cianato en presencia del oxígeno, y bajo las condiciones de oxidación adecuadas, como se muestra en el diagrama Eh-pH para el sistema CN-H₂O, dado en la Figura 5.4. La ecuación global generalmente admitida es:



Esta ecuación pone en evidencia la necesidad de la presencia de oxígeno para que la reacción tenga lugar. La reacción es conducida en medio básico para evitar la transformación de CN^- en $\text{HCN}_{(g)}$ de acuerdo a la siguiente reacción:



5.3.1 Efecto de la alcalinidad

El pH mínimo de la cianuración es de 9.4, por debajo de este se transforma en HCN, el cual conduce a la pérdida de NaCN y también a la emanación de un gas extremadamente tóxico.^[1]

La alcalinidad del medio es controlada en general por la adición de cal. El pH máximo de la cianuración es 11. Esto se puede observar más detenidamente en la siguiente gráfica:

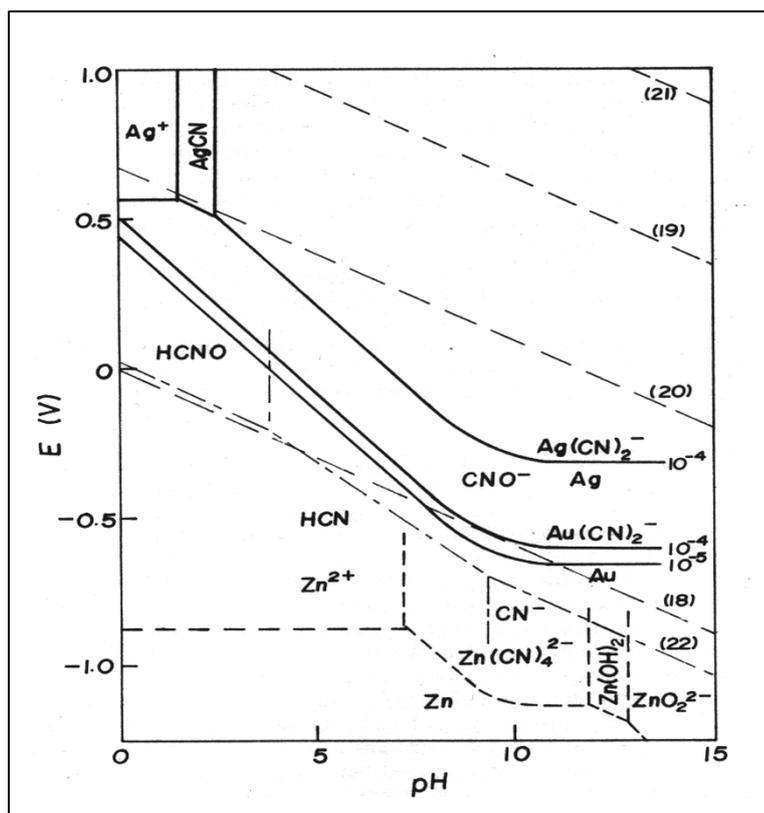


Figura 5.4. Diagrama Eh vs pH para el proceso de cianuración a 25°C y a una concentración de CN total de 0.01M^[4]

Por encima de este pH y si se trabaja con cal como medio básico, la velocidad de disolución decrece, tal como se puede observar en la siguiente gráfica:

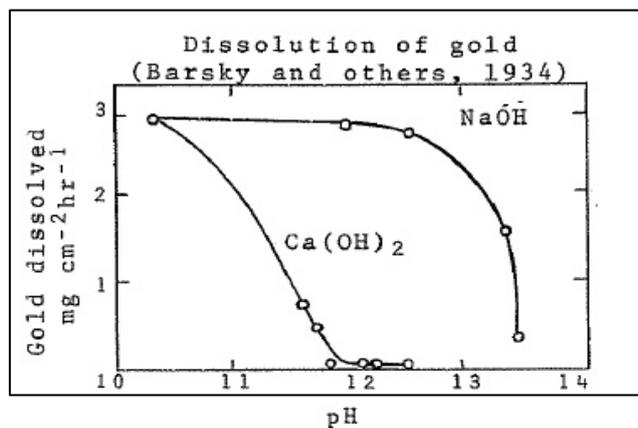
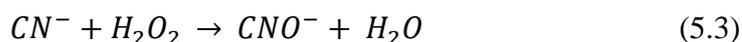


Figura 5.5. Efecto de los iones de calcio a alta alcalinidad^[8]

El peróxido de calcio es un precipitado estable el cual se adsorbe sobre la superficie del oro y no permite la llegada del CN⁻ libre y del oxígeno, por lo tanto decrece en forma notable la disolución del oro ^[13].

Otro de los problemas que se suscita es la presencia del H₂O₂ que trae como consecuencia la formación del ión cianato^[8] de acuerdo a la siguiente reacción:

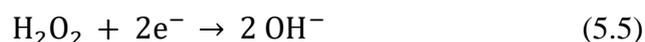
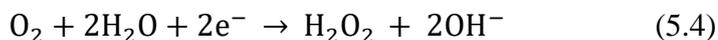


El cianato se hidroliza para formar carbonatos y se ha demostrado que no tiene acción solvente sobre el oro. En relación al mecanismo de disolución de oro y plata en soluciones de cianuro sigue la reacción global (Ec. 5.1) y se ha indicado que se trata de un proceso de corrosión.

5.3.2 Mecanismo electroquímico

La teoría electroquímica de la corrosión supone que cuando un metal entra en contacto con agua y oxígeno o algún despolarizante; el despolarizante toma los electrones de una parte de la superficie (la zona catódica), mientras que el metal dá los otros (la zona anódica).

La reducción catódica de O_2 por ejemplo en la superficie del metal puede estar dirigida a la formación del H_2O_2 o de los iones hidroxilos como sigue:



La reacción anódica (oxidación) puede estar representada como sigue:



5.3.3 Disolución del oro

El Au^+ liberado es inestable y en este caso se adiciona un acomplejante que es el CN^- formándose un complejo cianuro auroso. La representación física de este mecanismo se da en la siguiente gráfica:

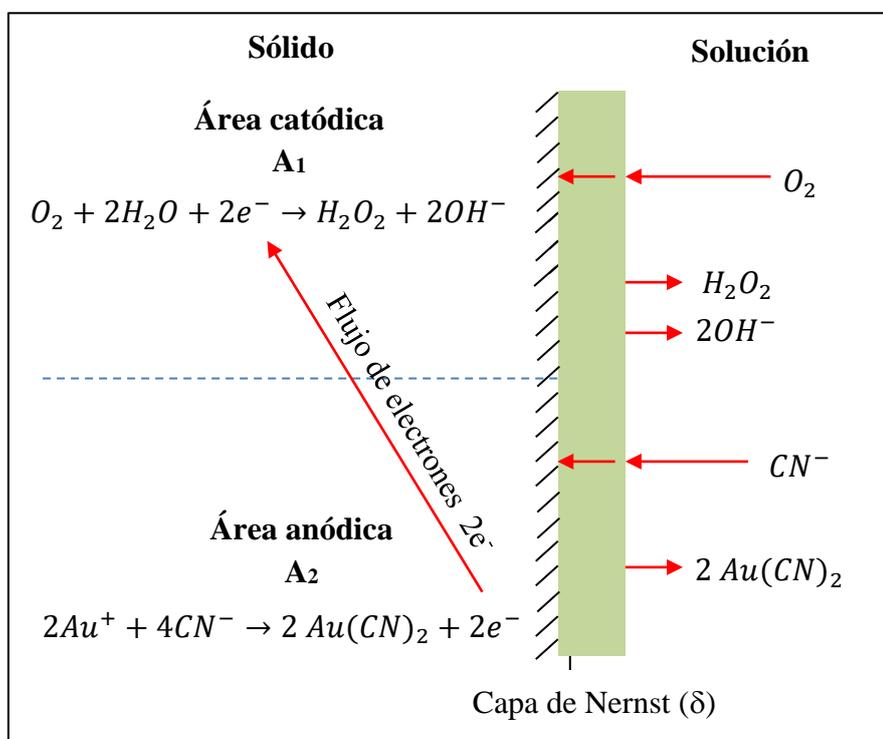


Figura 5.6. Representación Física de la disolución de Au en solución de cianuro^[6]

La energía de activación de la disolución de oro en soluciones de oro es de aproximadamente 3 Kcal/mol, energía típica de un proceso gobernado por la difusión^[13]. En función de esto se determinó la ecuación cinética que gobierna este proceso y que se da a continuación:

$$\text{Rate de disolución de Au} = \frac{2 A D_{CN^-} D_{O_2} [CN^-][O_2]}{\delta \{ [4D_{O_2}][O_2] + [D_{CN^-}][CN^-] \}}$$

Donde:

- A : Superficie total (anódica + catódica) cm²
 D_{CN^-} , D_{O_2} : Coeficientes de difusión en cm²
 $[CN^-]$, $[O_2]$: Concentración en solución, moles /ml.
 δ : Ancho de la capa límite de Nernst en cm

El espesor δ de la capa limitante de Nernst depende de la velocidad de agitación o del flujo de solución a través de una cama empaquetada, en el caso de un mayor flujo el espesor decrece y por lo tanto el rate se incrementa o viceversa^[5]. Otro factor importante es el caso del área específica "A" que esta expresada en m²/g, el cual cuanto más alto, el rate se incrementa o viceversa. En relación a la concentración de CN⁻ y O₂ se realizaron experiencias en la cual se ratifica toda la teoría expresada anteriormente y el cual se puede apreciar en la siguiente gráfica:

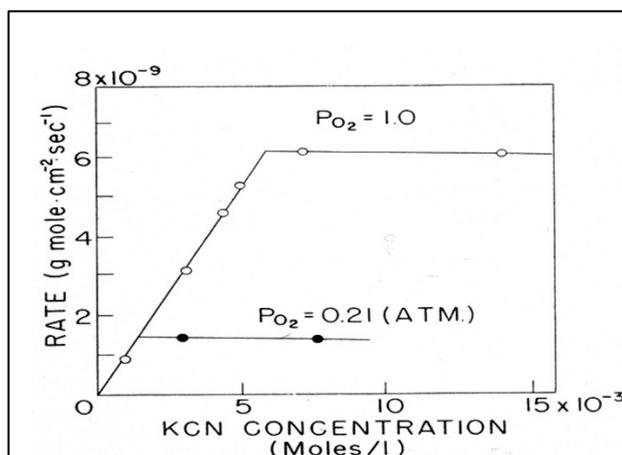


Figura 5.7. Rate de disolución de Au^[8]

5.3.4 Velocidad de disolución

Aparte de la concentración de cianuro y pH, tenemos el rate de riego, tiempo de lixiviación y el armado de módulos (celdas).

Con respecto al rate de riego este varía en un rango de 8 a 10 l/h/m², el cual es un factor importante ya que la difusión es la que gobierna y por lo tanto cuando mayor es el flujo la recuperación del elemento valioso es mayor. Con respecto al ciclo de lixiviación este depende de la cinética de lixiviación y es cuestión de realizar un análisis económico para determinar lo que se conoce como el cut-off, los ciclos de lixiviación varían entre 30 y 90 días.

Con respecto al armado de módulos estos se deben cumplir estrictamente, por ejemplo si se planea regar en forma constante 10 módulos esto se debe cumplir y en función de esto, y de acuerdo al ciclo de lixiviación, se debe cumplir con respecto a su construcción. Con el aumento de la temperatura aumenta la velocidad de disolución de los metales (hasta 85 °C por encima trae serios problemas de descomposición del cianuro^[2]), al mismo tiempo la cantidad de oxígeno en la solución disminuirá porque la solubilidad de los gases disminuye con el incremento de temperatura.

El Tamaño de partícula es importante debido que si se presenta oro grueso, es probable que no se disuelva en el tiempo que dure el proceso; la velocidad mínima de disolución de oro es 3.25 mg/cm²/h^[8].

A mayor porcentaje de finos (mayor a 20% < -10 malla, 1.7 mm) las partículas tienden a aglutinarse, en consecuencia no dejan pasar las soluciones de cianuro, por lo que estos minerales requieren otro tratamiento posiblemente curado con cal, cemento o ambos para lograrlos aglomerarlos y facilitar la percolación necesaria. **En la unidad la aglomeración con cemento no es viable por el costo que implica el proyecto.**

Actualmente, cuando existe la presencia de material arcilloso, se busca encontrar zonas apropiadas para realizar el blending respectivo. El carguío óptimo está dado en la proporción 2: 1 (grueso: fino) para el armado de módulos y el posterior proceso de lixiviación.

5.4 Sistema de riego

Uno de los principales parámetros del proceso de lixiviación en pilas, es el diseño, elección e instalación del sistema de riego a utilizar, con el objeto de lograr distribuir la solución de manera tal que toda la ruma de mineral apilado quede saturada de dicha solución. Para ello se considera dos sistemas de riego, los cuales dependerán, principalmente, del tipo de material a lixiviar.

5.4.1 Sistema de riego por goteo

El sistema de riego por goteo consiste de mangueras, fabricadas de un material de alta densidad, conteniendo emisores o goteros, las que tienen dos partes, una interior y una cubierta o funda. El interior es esencialmente un tubo hueco cuya pared exterior tiene un laberinto de pasajes y canales, llamado camino tortuoso; este laberinto está especialmente diseñado para mantener un flujo determinado a través de él, que sea poco sensible a las variaciones de presión.

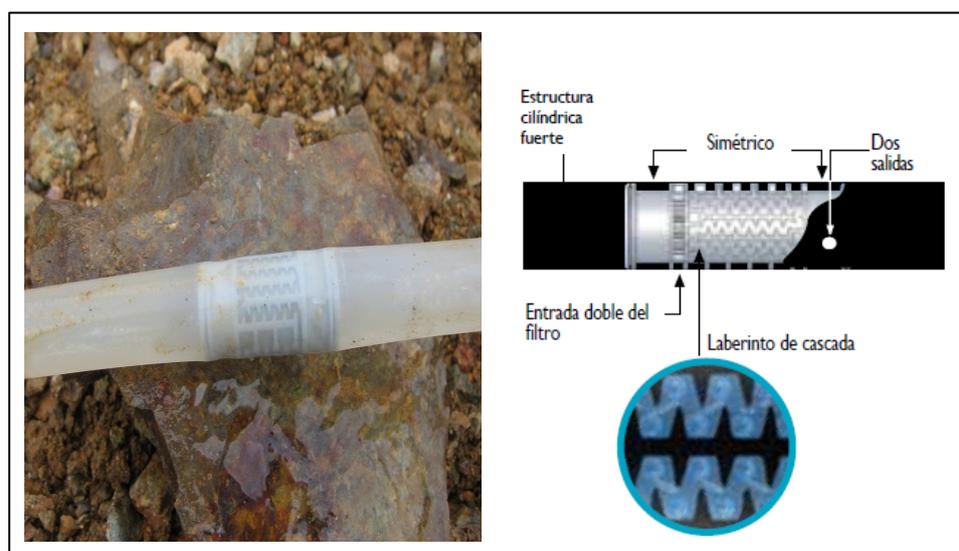


Figura 5.8. Gotero cilíndrico en línea – Flujo turbulento

La cubierta es también un tubo hueco cuyo diámetro interior encaja exactamente alrededor del camino tortuoso del lado exterior del tubo interior, completando el gotero. Como la solución fluye a través del interior del gotero, a una presión de 15 PSI cuando el módulo inicia el riego y a medida que aumente los días las presiones alcanzan los 25 a 30 PSI, sólo algo de la solución logrará atravesar el camino tortuoso y saldrá hacia el exterior en forma de gota.

Con el terreno preparado se procede a extender mangueras Lay flat de 4" a partir de las cuales se conectan los laterales hydromine de 16 mm, que pueden proporcionar un caudal de 0.42 gph (1,6 l/h); manteniendo una distancia entre mangueras y una distancia entre emisores de 40 cm, es decir forman un marco de riego de 40 cm x 40 cm, por donde se distribuye la solución lixivante (solución cianurada pobre en oro) en el módulo.

Dentro de los criterios para el diseño de la malla de riego apropiada se tiene:

- Seleccionar riego con goteros.
- Selección de tasa de riego de acuerdo a conductividad hidráulica de mineral.
- Utilización de goteros de menor capacidad para maximizar puntos de riego y menores tamaños de gota.
- Trabajo a altas presiones de operación, 25 PSI.
- División de la malla de riego en sub módulos.
- Considerar malla de riego de taludes.
- Posición de las líneas paralelas a lo largo del módulo.
- Instalación de sistemas de purga.
- Instalación de reguladores de presión.
- Instalación de líneas transparentes de riego para control visual de taponamiento de goteros.
- Considerar monitoreo en línea de presiones y/o flujos a módulos.



Figura 5.9. Manguera lay flat de 4". Lateral hydromine de 16mm-1.6 l/h

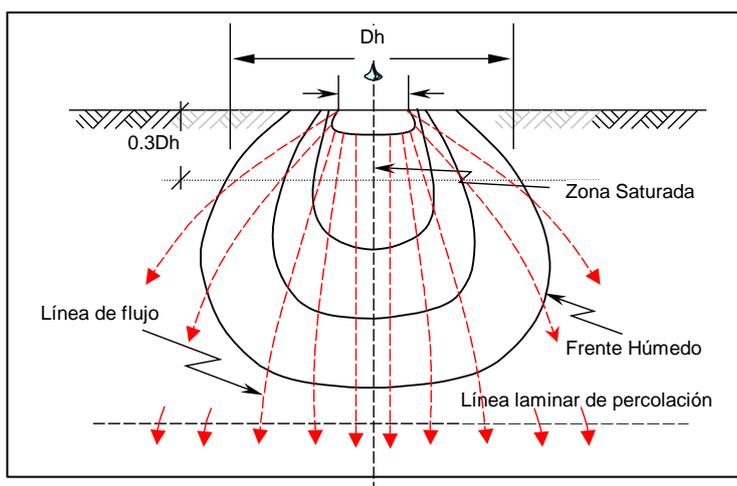


Figura 5.10. Bulbo húmedo formado por goteo^[4]

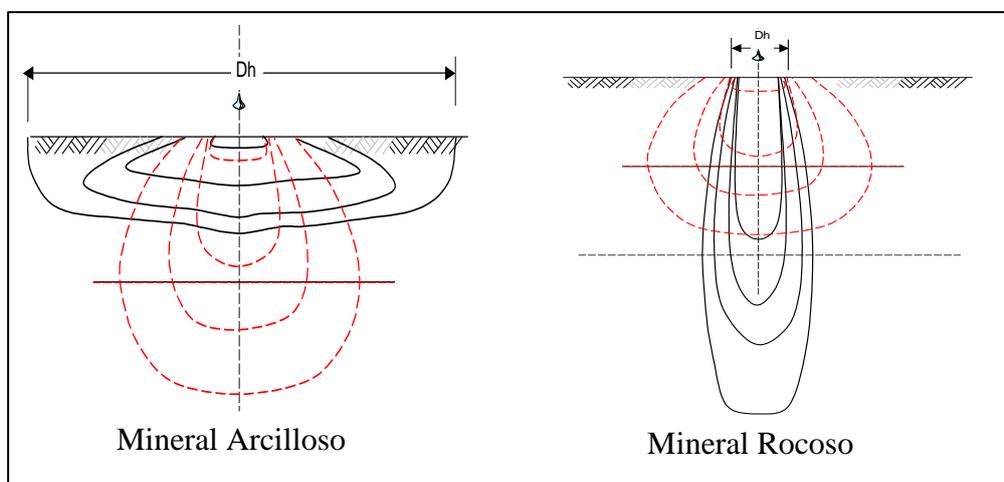


Figura 5.11. Bulbo de humedad a diferente tipo de mineral^[4]



Figura 5.12. Marco de riego 40 cm x 40 cm. Flow Rate de 8 l/h/m²

5.4.2 Sistema de riego por aspersión

El sistema de riego por aspersión se utiliza cuando se tienen módulos con escasa presencia de finos (principalmente arcillas) y cuando las condiciones climáticas sean favorables para lograr una adecuada uniformidad de distribución.

La disposición de los aspersores sobre laterales es mediante un arreglo triangular debido a la presencia de fuertes vientos en determinadas horas del día que perjudica la uniformidad de riego. Una vez concluida la remoción de un módulo se procede con el tendido e instalación de las tuberías de riego Yellowmine de Ø4" y Ø2", distribuyéndose los aspersores Wobbler N° 7 distanciados cada 6 m y formando un arreglo triangular para poder tener un traslape adecuado.

La solución lixiviante con una concentración de NaCN 0.020% a 0.025% y pH = 10.5 es bombeado desde el tanque de solución barren mediante dos bombas horizontales Durco con motores de 150 y 65 HP respectivamente. Este tipo de riego resulta favorable para minimizar el efecto de la precipitación de carbonatos en solución además de poseer menor costo de instalación, mayor simplicidad de instalación, mayor versatilidad para el riego y menor mantenimiento que los sistemas por goteo.

A pesar de las ventajas mencionadas este sistema también presenta sus puntos en contra como mayor pérdida por evaporación, menor precisión en la entrega de solución, baja su rendimiento cuando existen vientos fuertes, el impacto de las gotas produce mayor compresión de la superficie a regar, entre otros comparados con el sistema por goteo^[3].

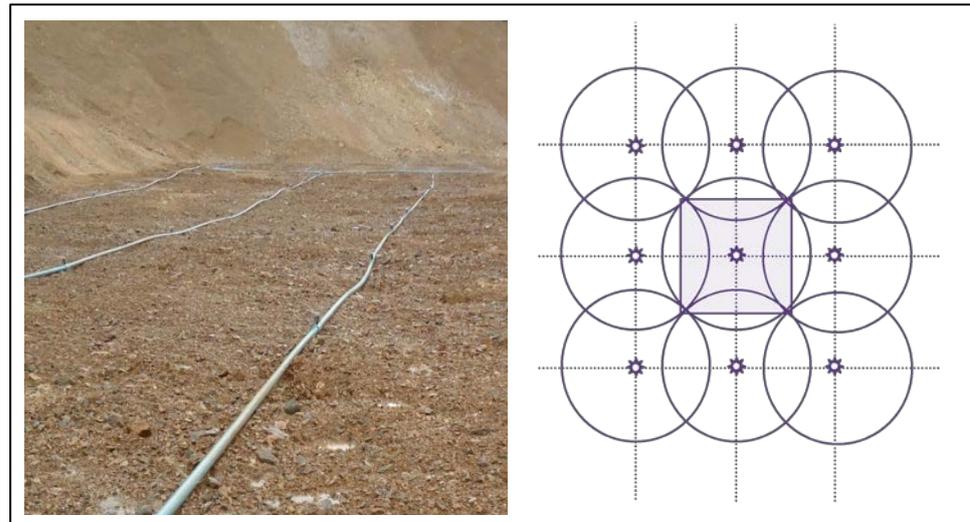


Figura 5.13. Malla de riego cuadrada mediante aspersores

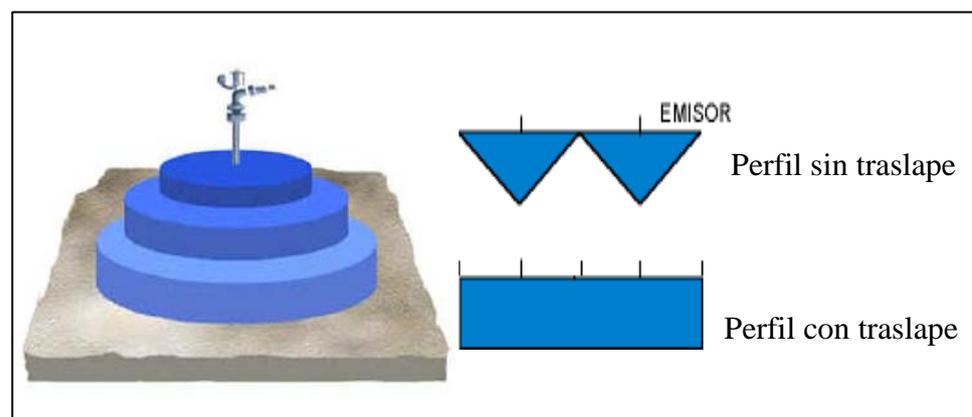


Figura 5.14. Distribución de la solución cianurada y perfiles de riego^[4]

Existen problemas comunes en un sistema de riego por aspersión que se presentan por la presencia de un relieve desigual, empozamientos, mala distribución de la solución, aspersores con ángulo de disparo alto, distorsión del riego por efecto del viento entre otros.



Figura 5.15. Problemas comunes en un sistema de riego por aspersión

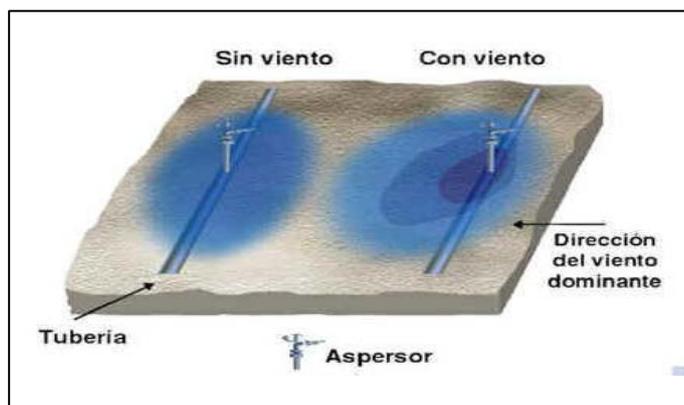


Figura 5.16. Efecto del viento en la distribución del flujo por aspersión^[7]

Selección del marco de riego

La distribución en triángulo ofrece algunas ventajas, como es una mejor distribución de la solución y poder separarlos más que cuando se colocan en cuadrado.

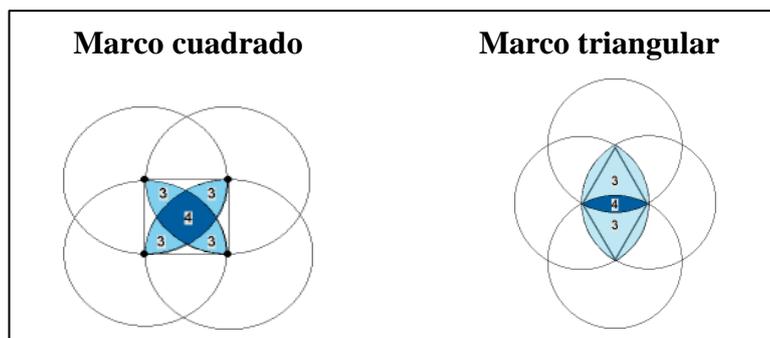


Figura 5.17. Marco de riego para distribución de aspersores^[4]

En el replanteo en triángulo se observa una mayor uniformidad en el reparto de la solución cianurada. Con cuatro aspersores traslapados en triángulo, se riega mejor y más superficie que con cuatro aspersores espaciados en cuadrado a la misma distancia. Este incremento es alrededor de un 18%.

CAPITULO VI

OPERACIONES EN PLANTA

6.1 Proceso Merrill Crowe

6.1.1 Descripción

La solución rica, proveniente de las pilas de lixiviación, es bombeada a un tanque pulmón, o de acondicionamiento, de 24,5 m³ de capacidad, posteriormente es bombeada a los filtros clarificadores de 25 hojas, cada uno, hasta lograr una solución cristalina menor de 5 ppm de sólidos; el filtrado resulta esencial para remover los sólidos finos que pueden obstruir rápidamente la línea de precipitado o pasivar el zinc. El filtro es revestido por una película de tierra diatomea antes de proceder al filtrado. Esto permite al filtro remover partículas inferiores a una micra de tamaño y continuar filtrando una buena cantidad antes de saturarse.

Luego de la filtración, la solución rica es desoxigenada por dos bombas de vacío que trabajan en stand by. La solución rica varía desde 5 a 8 mg/l de oxígeno, ésta debe ser reducida a 0,5 – 1,0 mg/l para la producción de una adecuada solución barren (contenido menor a 0.014 ppm de Au en solución) y usar cantidades razonables de zinc.

Para conseguir esto, se circula la solución filtrada a través de una torre de vacío (o Crowe) que contiene empaques de plástico (Parking), éstos interrumpen el flujo de la solución formando capas muy finas. La solución desoxigenada debe ser drenada desde la torre de vacío con una bomba sellada para fluidos. De modo de asegurar que no se produzcan filtraciones de aire a la solución.

Generalmente los problemas de precipitación pueden ser reducidos considerablemente con una bomba de vacío perfectamente sellada. Luego el polvo de zinc es agregado a una solución pregnant desoxigenada, el zinc es disuelto y el oro sale de la solución como sólido fino. Estos sólidos son filtrados desde la solución, a través de dos filtros de 45 placas, cada uno, para la remoción de oro.

El barren afluente del filtro prensa es regularmente analizado para determinar el oro presente y para asegurar que se está precipitando adecuadamente. Esta solución barren debiera ser normalmente menor de $0,01 \text{ g/m}^3$.

La materia fina que contiene oro y plata es filtrada de la solución por medio de los filtros prensa que tiene una capa de tierra diatomea. Este medio de filtración no permite que las partículas finas de oro y plata obstruyan la tela que se usa para filtrar, resultando en la prolongación de la vida del filtro prensa y el precipitado se puede lavar, con más facilidad, de la tela de filtración.

Los filtros prensa continúan recibiendo flujo hasta que las unidades llegan a la capacidad de almacenaje de precipitado o las telas llegan a taparse. Cuando la presión comienza a reducir el flujo los filtros se sacan de servicio para poder lavar cada unidad. Luego de retirar el precipitado de los filtros prensa se pasa a la etapa de secado en hornos retorta; el precipitado seco es mezclado con fundentes adecuados para su etapa final de fundición.

6.1.2 Etapas

6.1.2.1 Clarificación

La solución rica proveniente del Pad es bombeada al sistema de clarificación por medio de dos bombas de 60 HP en un promedio de $200 \text{ a } 240 \text{ m}^3/\text{h}$ a los dos clarificadores.

Antes del ingreso a los clarificadores se aplica una capa de Precoat a los filtros de hojas que es normalmente utilizado cuando las soluciones contienen menos de 50 ppm de sólidos en suspensión a fin de obtener una solución clara menor a 3 ppm de sólidos. La ayuda filtrante utilizada para el Precoat es un polvo fino altamente poroso que no pueden ser compactados por las presiones normales de trabajo. La capa formada tiene una forma irregular de 80% a 90% de vacío el cual es capaz de atrapar partículas sub – micrónicas. Puede aplicarse a partir de una pulpa de 1% a 2% de ayuda filtrante o puede ser mayor a 0.3%, definido en función a un espesor de 1.6 a 2 mm de precapa.

Otro factor de importancia es la dosificación de body feed (cantidad de diatomita a dosificar) el cual influirá enormemente en la duración de cada ciclo de filtrado. Actualmente los tiempos de cada ciclo de filtrado son muy variables a pesar de que el grado de turbidez es aproximadamente constante.

6.1.2.2 De – aireación

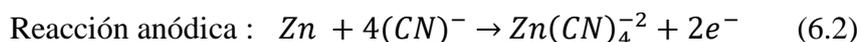
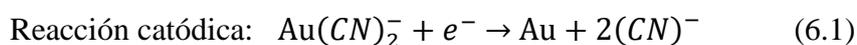
El volumen de la solución rica (200 a 240 m³/h) pasa a la torre de vacío siendo el objetivo extraer todo el oxígeno de la solución rica clarificada. Al retirar el aire de la solución también se retira el oxígeno. La solución proveniente del tanque de almacenamiento es bombeada por una de las dos bombas a la torre de desoxigenación. Está totalmente sellada a una tubería que sale por la parte superior de la torre conectada a una bomba de vacío. Esta torre se mantiene totalmente sellada para que la bomba mantenga un vacío absoluto, es importante mantenerse en un valor absoluto para que la solución tenga la menor cantidad de oxígeno.

Las soluciones clarificadas son desoxigenadas para obtener una precipitación eficiente. El método Crowe emplea el vacío, el cual es el más eficiente para remover el O₂ disuelto a menos de 1 ppm.

6.1.2.3 Precipitación con polvo de zinc

La calidad del zinc usado afecta la eficiencia en la recuperación de oro y el consumo de zinc para la precipitación. Un polvo fresco contiene, generalmente, óxido de zinc (hasta 5%) que es formado durante la manufactura del producto y se presenta principalmente como una capa en la superficie del zinc, la continuación de la oxidación puede ocurrir por la exposición de este en el aire a periodos largos y es empeorado por la presencia de humedad. El polvo de zinc utilizado para llevar a cabo la precipitación de oro, contiene entre 95 y 97% de zinc metálico.

El principio fisicoquímico de la precipitación es que forman una reacción de óxido reducción, formando una celda galvánica. El mecanismo contempla una reducción del ión complejo de cianuro de oro:



El polvo de zinc es agregado a un tanque con fondo cónico de gran profundidad, en el que fluye solución barren y otros aditivos. Este tanque es diseñado de modo tal que no existan turbulencia o remolinos en la superficie que induzca oxígeno dentro de la solución.

Se efectuaron pruebas con el uso de soluciones de sal de plomo soluble, en forma de nitrato, en el cono de zinc, sin embargo se obtuvieron problemas en la colada final de las barras. La sal de plomo fue usada en una proporción de 10% a 30% del peso de zinc utilizado.

El plomo crea un acople galvánico en el zinc, produciendo una precipitación más rápida y completa, generalmente disminuyendo el consumo de zinc.

La solución, después de la precipitación, contiene 0.014 ppm de Au. Algunas de las precipitaciones de oro ocurren inmediatamente luego de la adición de zinc. Gran parte del zinc, sin embargo, es atrapado conjuntamente con el oro precipitado en el filtro prensa y la solución con presencia de oro que pasa a través de esta delgada película de zinc, precipita el oro soluble remanente en el filtro.

6.1.3 Fundición

6.1.3.1 Área de filtros prensa

El área consta de dos filtros de 45 placas individuales, las cuales se encuentran suspendidas en barras laterales del armazón del filtro. El proceso de filtrado se produce dentro de estas placas. Una abrazadera cilíndrica forma un extremo del filtro de presión y es el alojamiento del cilindro hidráulico de doble acción.

Una cabeza estacionaria (placa de cabeza) forma el extremo opuesto del filtro de presión y contiene las tuberías de alimentación y de descarga.

La cabeza seguidora (cabeza móvil) va montada sobre las barras laterales y están conectadas con el émbolo del cilindro hidráulico.

A medida que la cabeza seguidora es movida hacia la cabeza estacionaria, empuja las placas con las barras laterales para formar la pila (todas las placas se mantienen juntas) para el paso de la filtración. Una bomba hidráulica operada manualmente suministra energía hidráulica al cilindro de doble acción.

Después que el filtro de presión es cerrado mediante el cilindro hidráulico, se bombea primero pulpa de pre-recubrimiento de la prensa. El pre – recubrimiento se mantiene el tiempo necesario para que deposite suficiente tierra diatomea sobre las telas para obtener un filtrado claro. Luego, sin liberar la presión (para evitar que el pre-recubrimiento se caiga), la pulpa de alimentación es bombeada hacia el centro del filtro de presión. A medida que la pulpa es bombeada bajo presión hacia dentro de la cámara, el líquido pasa a través de la tela filtrante, dejando los sólidos adheridos a ésta.

Las cuatro esquinas de cada placa contienen un orificio circular, los cuales, cuando el filtro está cerrado, forman cuatro pasajes a través de todas las placas de filtro para sacar el filtrado. El filtrado llega a los pasajes de las esquinas mediante ranuras y orificios en las placas. Una empaquetadura de anillo o alrededor de los orificios de las esquinas, en cada placa, sella los pasajes. Cuando todas las cámaras de presión están llenas de sólidos, las válvulas de admisión se cierran y la torta de filtro es pasada con aire para obtener un mejor secado. Se libera presión en la unidad hidráulica y las placas se retiran manualmente.

6.1.3.2 Área de hornos retorta

El precipitado húmedo, con promedios de 20% a 40% provenientes de los filtros prensa, es trasladado a dos hornos retorta. La finalidad de estos equipos es secar el precipitado colectado y recuperar todo el mercurio contenido. Por ello se trabaja con rampas de temperatura hasta alcanzar un máximo de 600 °C.

El ciclo total de la retorta es de 6 horas dependiendo de la cantidad de precipitado a tratar y las veces que sea necesario.

A fin de remover eventuales remanentes de mercurio gaseoso que pueden ir al medio ambiente, el flujo de vacío pasa a través de un post-enfriador, enfriado por agua, ubicada inmediatamente después del colector.

Luego, éste flujo pasa a través de columnas de carbón activado y un separador de agua, antes de ir a la bomba de vacío y recién es descargado a la atmósfera. La saturación de los carbones, se controla mediante monitoreos constantes. La recuperación actual está en valores por encima del 99%.

6.1.3.3 Área de fundición

El precipitado de oro y la plata, frío y seco, es mezclado con fundentes para la carga hacia el horno. Se requiere cerca de dos horas para que la carga se funda completamente y llegue a una temperatura de 1200 °C, aproximadamente, con el fin de realizar las escorificaciones y la colada final de las barras doré. Se utiliza el sistema de colada en cascada para la obtención de las barras.

6.1.3.4 Tratamiento de escorias

Las escorias se reducen de tamaño con el objetivo de liberar las partículas finas, de oro y plata contenida en ellas, para ello se cuenta con un molino de bolas donde las escorias son reducidas de tamaño para la etapa siguiente de recuperación. Para el tratamiento las escorias deberán contar con un tamaño 100% - 20m.

Las escorias finas son pasadas a una mesa gravimétrica donde se recuperan los valores metálicos. El concentrado de la mesa cae a un recipiente que es decantado periódicamente y fundido nuevamente en el siguiente lote. Las escorias tratadas sin valor (colas) son llevadas al Pad de lixiviación.

6.2 Adsorción mediante carbón activado (CIC)

6.2.1 Descripción

La solución colectada en el Pad dinámico, rica en complejos de oro y plata principalmente, es depositada en las pozas de solución pregnant de donde es bombeada al circuito de adsorción que consta de una batería de 5 columnas de 1.5 m Ø x 3.0 m de alto, cargadas con carbón activado.

El carbón activado tiene la propiedad de adsorber los complejos cianurados de oro, plata y otros metales en solución; principalmente por su estructura porosa.

La primera columna que se contacta con la solución es retirada periódicamente del circuito una vez que el carbón se ha cargado, colocándose posteriormente en el último lugar con carbón fresco o reactivado mientras que las restantes avanzan un lugar en la serie; este sistema de operación en contracorriente permite un mejor aprovechamiento de la capacidad adsorbente del carbón.

6.2.2 Cinética de la Adsorción

Aunque la capacidad de adsorción del carbón activado para oro es alta, después de varios días de equilibrio, en el proceso la carga del carbón era alrededor de 3000 g/t. El circuito CIP de 5 columnas en contracorriente opera con un tiempo de retención por etapa de la pulpa de 1 día. En general, la velocidad de adsorción de oro sobre carbón disminuye exponencialmente con el tiempo, lo cual puede ser descrito empíricamente por la ecuación:

$$\Delta(Au)_c = k(Au)_s t^n \quad (6.1)$$

Donde:

$\Delta(Au)_c$ = Aumento en la concentración de oro en el carbón

$(Au)_s$ = Concentración en la solución

k, n = Constantes

k es la constante de velocidad, es una función de la eficiencia de mezclado, carbón y ensuciamiento de carbón. Varía entre 29 y 400 h^{-1} . El término exponencial n es sensible al pH, fuerza iónica y ensuciamiento del carbón y está alrededor de 0.5.

La ecuación 6.1, está limitada, sin embargo en aquellos casos donde existe una severa contaminación del carbón y cuando los valores de k caen a medida que el carbón avanza en el circuito.

CAPITULO VII

PRUEBAS METALÚRGICAS

Las pruebas de cianuración en columna con el mineral proveniente de las zonas Patibal Alto, Patibal Medio y Patibal Bajo fueron realizadas en dos baterías de 4 columnas variando la proporción del mineral y en la segunda, además de variar la proporción, se realizó un curado a las columnas.

Las pruebas se iniciaron con el muestreo del mineral con un total de 110.4 kg proveniente de Patibal Alto, 250.9 kg proveniente de Patibal Medio y 855.7 kg de mineral proveniente de Patibal Bajo, posteriormente se realizó la preparación mecánica del mineral para empezar las pruebas.

Las pruebas se realizaron en columnas de 8" (con un tamaño promedio de partícula < 2"), 3m de altura, con una fuerza de cianuro promedio para todas las columnas de 220 ppm y un rate de riego de 8 l/m².h. Dichas pruebas se realizaron con la finalidad de determinar las curvas de cinética de disolución de oro y plata así como estimar el tiempo del ciclo de lixiviación.

La primera batería corresponden a 4 columnas sin curado; se ensayaron con material fino (100% Patibal bajo), blending 1:1 (mineral de Patibal Bajo y Patibal Alto), blending 2:1 (mineral de Patibal Bajo y Patibal Medio), blending 3:1 (mineral de Patibal Bajo y Patibal Medio).

La segunda batería se realizó con las mismas características de blending pero realizando un curado bajo una fuerza de cianuro de 500 ppm por 15 horas hasta llegar a un porcentaje de saturación del 7% en cada una de las columnas.

Para la columna con material fino sin curado se obtuvo como resultado un porcentaje de Au y Ag, obtenido por cabeza calculada de 92.22% y 67.66% con un ciclo de lixiviación de 17 días, un consumo de cianuro de 0,213 kg/TM de cianuro y un ratio de cal de 2.15 kg/TM. La columna con material fino y con curado obtuvo como resultado un porcentaje de Au y Ag, obtenido por cabeza calculada de 92.49% y 61.22% con un ciclo de lixiviación de 14 días, con 0.190 kg/TM y un ratio de cal de 2.15 kg/TM.

La columna con blending 1:1 sin curado obtuvo como resultado un porcentaje de Au y Ag, obtenido por cabeza calculada de 85.84% y 74.63% con un ciclo de lixiviación de 17 días, un consumo de cianuro de 0.167 kg/TM y un ratio de cal de 2.15 kg/TM. Para la columna con blending 1:1 con curado se obtuvo como resultado un porcentaje de Au y Ag, obtenido por cabeza calculada de 85.36% y 64.01% con un ciclo de lixiviación de 14 días, un consumo de cianuro de 0,153 kg/TM de cianuro y un ratio de cal de 2.15 kg/TM

Para la columna con blending 2:1 sin curado se obtuvo como resultado un porcentaje de Au y Ag, obtenido por cabeza calculada de 91.28% y 76.39% con un ciclo de lixiviación de 17 días, un consumo de cianuro de 0.171 kg/TM y un ratio de cal de 2.15 kg/TM. Para la columna con blending 2:1 con curado se obtuvo como resultado un porcentaje de Au y Ag, obtenido por cabeza calculada de 91.05% y 70.76% con un ciclo de lixiviación de 14 días, un consumo de cianuro de 0,153 kg/TM de cianuro y un ratio de cal de 2.15 kg/TM

Finalmente las pruebas realizadas en la columna con blending 3:1 sin curado se obtuvo como resultado un porcentaje de Au y Ag, obtenido por cabeza calculada de 90.87% y 66.31% con un ciclo de lixiviación de 17 días, un consumo de cianuro de 0.0.163 kg/TM y un ratio de cal de 2.15 kg/TM.

Para la columna con blending 3:1 con curado se obtuvo como resultado un porcentaje de Au y Ag, obtenido por cabeza calculada de 92.85% y 66.30% con un ciclo de lixiviación de 13 días, un consumo de cianuro de 0,143 kg/TM de cianuro y un ratio de cal de 2.1 5kg/TM.

7.1 Cianuración en columna

Las pruebas realizadas corresponden al estudio metalúrgico del mineral proveniente de las zonas de Patibal Alto, Patibal Medio y Patibal Bajo, realizando diferentes tipos de blending con y sin curado.

Las leyes promedios reportadas para el mineral de:

Patibal Alto : 0.100g Au/TM y 0.891g Ag/TM

Patibal Medio : 0.112g Au/TM y 15.87g Ag/TM

Patibal Bajo : 0.524g Au/TM y 45.586g Ag/TM

En planta se realizaron dos baterías de pruebas (con curado y sin curado) con la finalidad de evaluar el comportamiento a diferentes tipos de mezclas (blending).

Las pruebas fueron realizadas manteniendo una fuerza promedio de cianuro de 220 ppm, un rate de riego de 8 l/m².h con un promedio de 134 kg de mineral preparado según la proporción establecida de en cada columna.

Asimismo se muestra en el informe, el porcentaje de recuperaciones de oro y plata alcanzadas, cinética de recuperación de oro y plata, tiempo del ciclo de lixiviación y el consumo de reactivos (cal, cianuro).

7.2 Pruebas realizadas

Se realizaron pruebas sin curado y pruebas con un curado, detallándose los resultados obtenidos.

7.2.1 Preparación de muestras y análisis químico

Se realizó la respectiva homogenización y cuarteo del mineral para determinar la cabeza ensayada de oro y plata, cobre, plomo y zinc para cada una de las columnas ensayadas.

Los resultados proporcionados por el laboratorio químico fueron los siguientes:

7.2.1.1 Análisis de Au, Ag, Cu, Pb y Zn

Tabla 7.1. Leyes del mineral ensayado

Leyes totales de las columnas ensayadas							
Prueba	Zona	Leyes (g/TM)					
		Au	Ag	Cu	Pb	Zn	
Finos	Patibal Bajo	0.576	47.77	68.14	2310.0	2387.0	
BLENDING	1:1	Patibal Bajo Patibal Alto	0.281	26.04	41.37	4084.0	1709.8
	2:1	Patibal Bajo Patibal Medio	0.585	44.53	70.70	2640.0	2199.0
	3:1	Patibal Bajo Patibal Medio	0.558	28.53	52.09	1617.0	1947.0

7.2.1.2 Análisis de Au soluble, Ag soluble, solubilidad y humedad

Tabla 7.2. Leyes solubles del mineral ensayado

Leyes solubles de las columnas ensayadas						
Prueba	Zona	Au (ppm)	Ag (ppm)	Solubilidad	Humedad (%)	
Finos	Patibal Bajo	0.118	34.11	68.14	2.10	
BLENDING	1:1	Patibal Bajo Patibal Alto	0.257	17.38	41.37	1.91
	2:1	Patibal Bajo Patibal Medio	0.297	31.93	70.70	2.64
	3:1	Patibal Bajo Patibal Medio	0.297	17.37	52.09	2.57

7.2.2 Pruebas en columnas

7.2.2.1 Pruebas sin curado

Se realizaron una serie de 4 columnas de 8" para determinar las recuperaciones de oro y plata, las curvas cinéticas de disolución, el ciclo de lixiviación y el consumo de cianuro. Las pruebas tuvieron una duración promedio de 20 días, después de ellos. Las columnas contaron con las siguientes características:

Tabla 7.3. Condiciones de cianuración en columnas sin curado

Prueba	[CN ⁻] (ppm)	Rate de riego (l/m ² .h)	Ratio de cal (kg/TM)	Altura de columna (m)	Peso seco (kg)	Humedad (%)	
Finos	220	8	2.15	2.26	110.4	2.02	
BLENDING	1:1	220	8	2.15	2.81	141.3	1.95
	2:1	220	8	2.15	2.68	137.4	2.54
	3:1	220	8	2.15	2.85	143.5	2.92

7.2.2.2 Pruebas con curado

El curado fue realizado con una fuerza de CN⁻ de 500 ppm en un tiempo de 15 horas (para cada una de las 4 columnas) hasta alcanzar un porcentaje de saturación de las mismas de 7%. Luego de 15 horas se procedió a dejar a las columnas sin riego por 24 horas, tiempo en el cual se inició riego con las condiciones establecidas de fuerza de cianuro (220 ppm) y rate de riego (8 l/m².h).

Tabla 7.4. Condiciones de cianuración en columnas con curado

Pruebas en columnas de 8" (Con curado)						
Prueba	pH	Ratio de cal (kg/TM)	Altura de columna (m)	Peso seco (kg)	Humedad (%)	
Finos	10.5	2.15	2.26	110.4	2.15	
BLENDING	1 : 1	10.5	2.15	2.81	141.3	1.87
	2 : 1	10.5	2.15	2.68	137.4	2.76
	3 : 1	10.5	2.15	2.85	143.5	2.42

7.3 Resultados

7.3.1 Pruebas sin curado

En el siguiente balance metalúrgico se aprecian las recuperaciones de oro y plata obtenida por cabeza calculada.

Tabla 7.5 Balance metalúrgico de las pruebas sin curado

BALANCE METALÚRGICO (SIN CURADO)								
Prueba	Días	Residuo Analizado (g/TM)		Cabeza Calculada (g/TM)		% Recuperación por cabeza calculada		
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Finos	17	0.025	8.734	0.310	18.72	92.22	67.66	
BLENDING	1:1	17	0.025	3.371	0.158	10.361	85.84	74.63
	2:1	17	0.025	4.392	0.272	14.700	91.28	76.39
	3:1	17	0.025	4.596	0.258	9.370	90.87	66.31

Los resultados, mostrados en la tabla 7.5 muestra una mejor recuperación de oro en la prueba con finos, el problema es el encharcamiento que se produce durante el proceso de lixiviación.

Es debido a la presencia de una mala percolación que se optó por la formación de módulos de mineral en la proporción 2:1 (Grueso: Fino).

7.3.2 Cinética de recuperación

Los siguientes gráficos muestran la cinética correspondiente a las recuperaciones de oro y plata soluble en cada columna.

7.3.2.1 Recuperaciones de Au y Ag en columna de finos

La recuperación de Au llega a un 92% mientras que la plata llega a un 67% para un periodo de lixiviación de 20 días, en promedio.

Debido al corto tiempo de permanencia del mineral en el Pad dinámico, para ser lixiviado, se deberá acortar el tiempo de riego.

La figura 7.1 muestra una buena recuperación de Au y Ag, pero no existe una buena percolación de la solución lixivante, observándose el encharcamiento de las columnas.

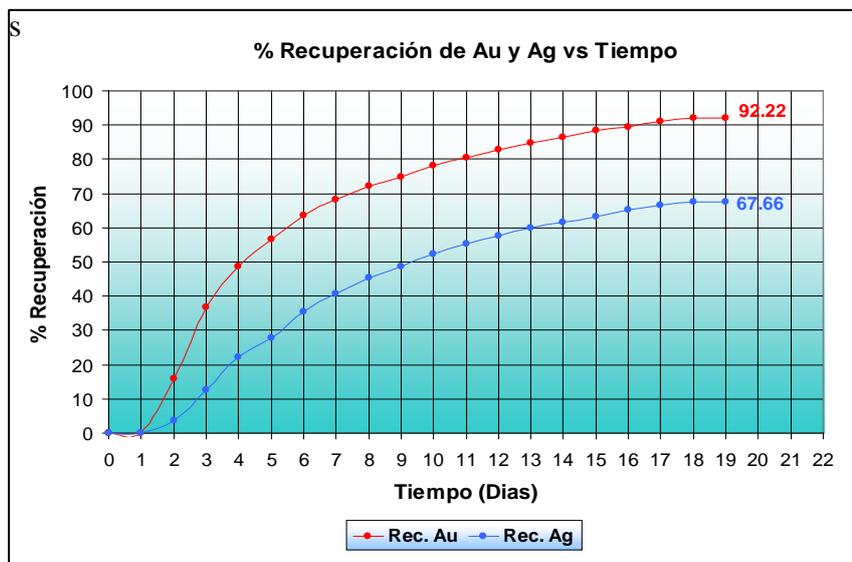


Figura 7.1. Recuperaciones de Au y Ag en columna de finos

7.3.2.2 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 1 : 1

La recuperación de Au es del 85%, un valor bajo comparado con la columna de finos. La recuperación de Ag es mayor posiblemente debido a una mejor solubilidad del mineral grueso. Aunque la recuperación de Ag es mayor los problemas de percolación persisten.

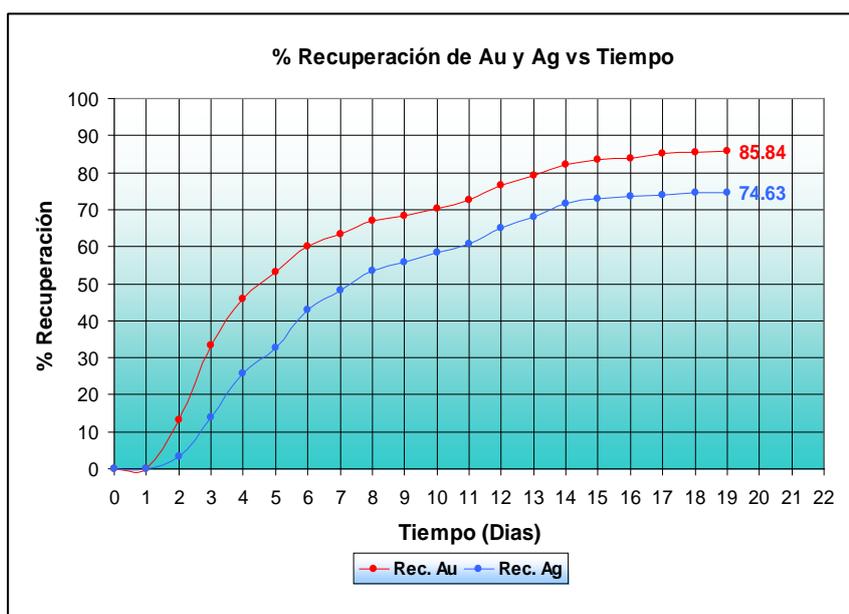


Figura 7.2. Recuperaciones de Au y Ag en columna blending 1:1

7.3.2.3 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 2 : 1

Las recuperaciones en este caso fueron mejores que en los casos anteriores tanto para Au como para Ag. Los tiempos de lixiviación muestran una tendencia de recuperación, casi constante a partir de 16 días.

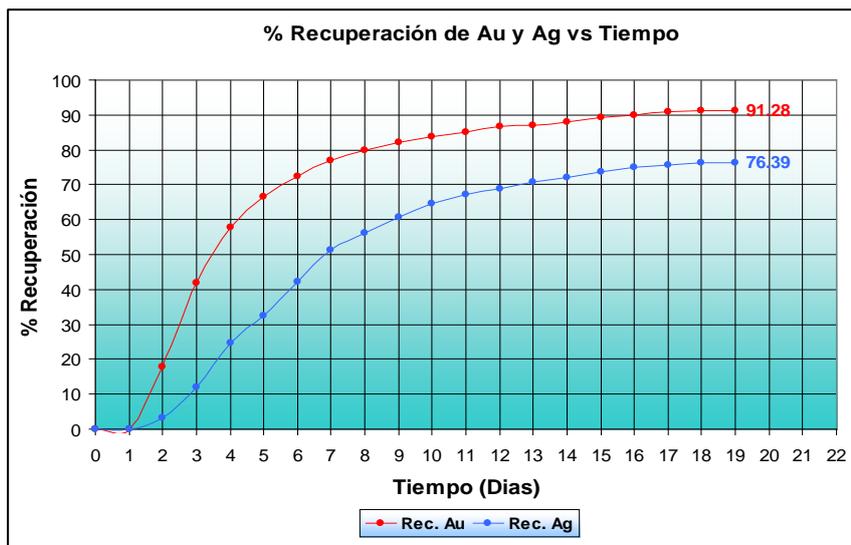


Figura 7.3. Recuperaciones de Au y Ag en columna blending 2:1

7.3.2.4 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 3 : 1

Las recuperaciones bajaron en los dos elementos analizados, por lo tanto es poco recomendable utilizar mineral grueso en esta proporción.

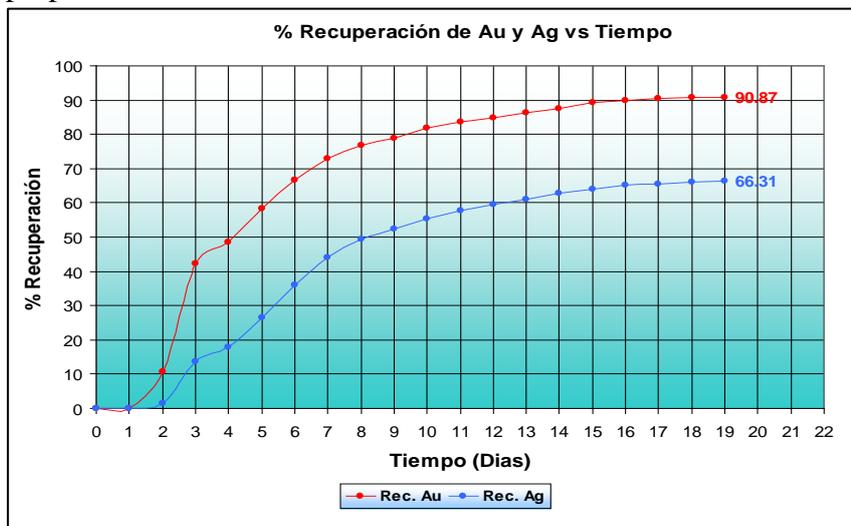


Figura 7.4. Recuperaciones de Au y Ag en columna blending 3:1

7.3.3 Pruebas con curado

En el siguiente balance metalúrgico se aprecian las recuperaciones de oro y plata obtenida por cabeza calculada. El curado fue realizado para agilizar el tiempo de lixiviación debido al Pad dinámico, el cual requiere contar con la óptima recuperación en el menor tiempo posible.

Tabla 7.6. Balance metalúrgico de las pruebas con curado

BALANCE METALURGICO (CON CURADO)								
Prueba	Días	Residuo Analizado (g/TM)		Cabeza Calculada (g/TM)		% Recuperación		
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Finos	14	0.025	10.095	0.322	16.310	92.49	61.22	
BLENDING	1:1	14	0.025	4.825	0.152	8.910	85.36	64.01
	2:1	14	0.025	5.944	0.264	14.770	91.05	70.76
	3:1	13	0.025	5.091	0.337	10.360	92.85	66.30

7.3.3.1 Recuperaciones de Au y Ag en columna de finos

Las recuperaciones en finos, 92% en Au y 61% en Ag, son similares a las recuperaciones en finos sin curado, 92% en Au y 61% en Ag pero con una reducción en el tiempo de lixiviación de 15 días aproximadamente. Los problemas de encharcamiento persisten.

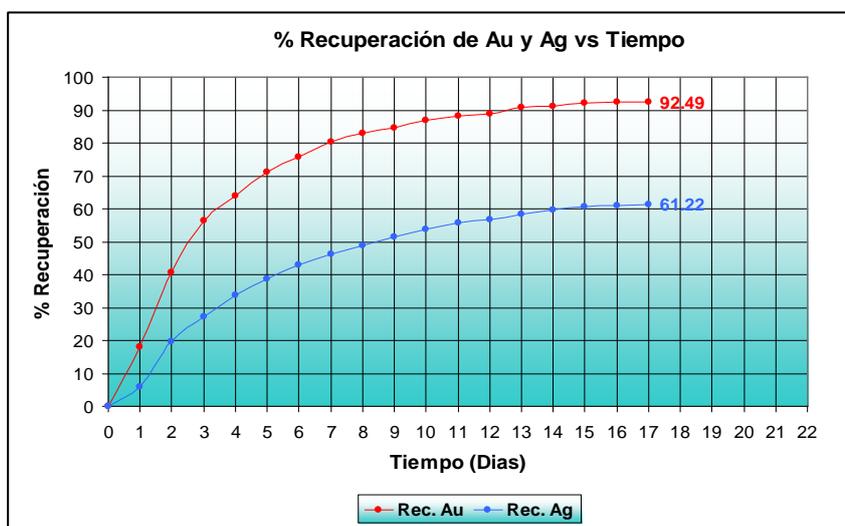


Figura 7.5. Recuperaciones de Au y Ag en columna de finos

7.3.3.2 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 1 : 1

La recuperación de Au es similar a las pruebas sin curado, 85% en promedio para ambos, mientras que la recuperación de Ag bajo de 74% a casi 64%.

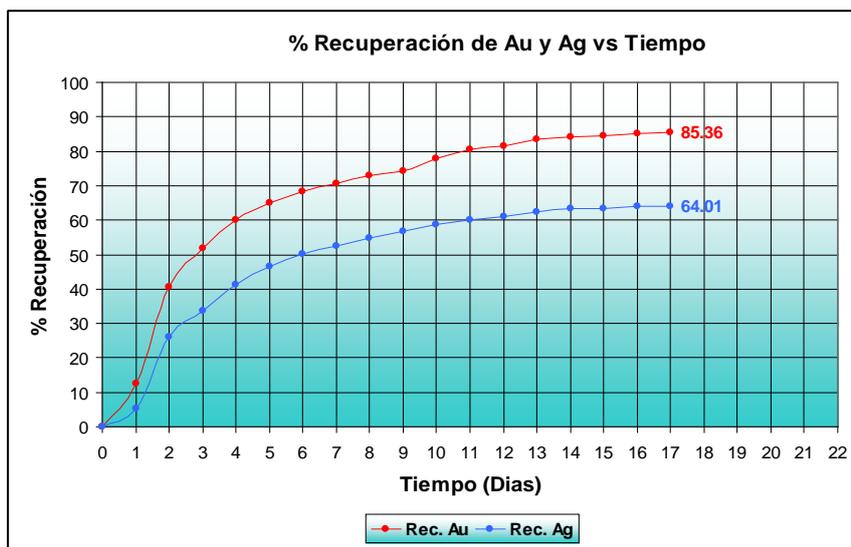


Figura 7.6. Recuperación de Au y Ag en columna blending 1:1

7.3.3.3 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 2 : 1

Las recuperaciones de Au y Ag dieron resultados similares a los obtenidos en las pruebas sin curado, para este blending, obteniendo mejores resultados en el tiempo de lixiviación.

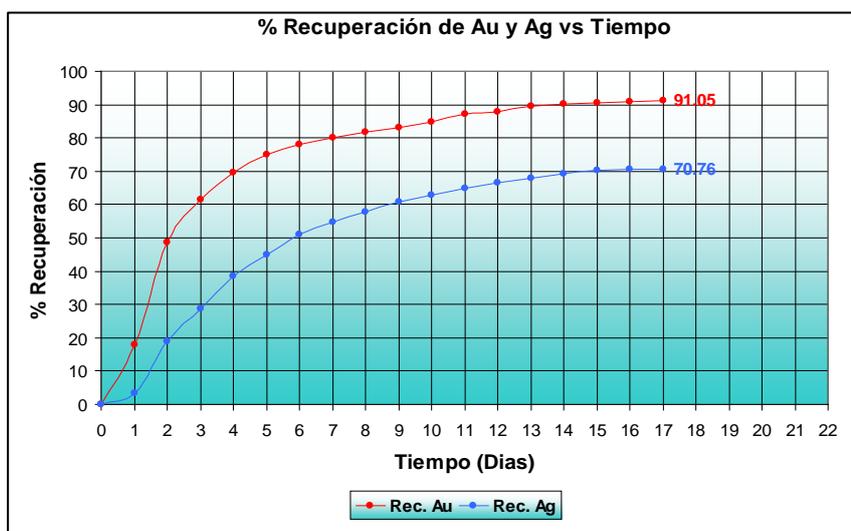


Figura 7.7. Recuperaciones de Au y Ag en columna blending 2:1

7.3.3.4 Recuperaciones de Au y Ag en columna Blending 3 : 1

Las recuperaciones de Au y Ag dieron resultados similares a los obtenidos en las pruebas sin curado. En ambos casos la recuperación de Ag decrece al aumentar la proporción de material grueso.

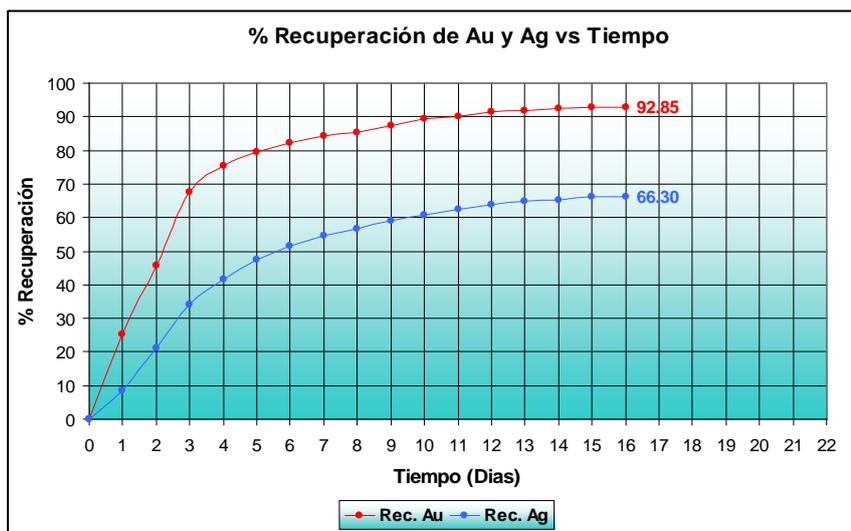


Figura 7.8. Recuperaciones de Au y Ag en columna blending 3:1

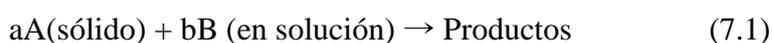
7.4 Modelamiento de resultados obtenidos

Los resultados obtenidos en las pruebas permitieron realizar un modelamiento cinético bajo control por difusión y un modelamiento cinético con formación de sólidos.

En ambos casos se realizaron las regresiones lineales para poder observar cual es el modelo que mejor se ajusta a los resultados y poder sacar las conclusiones del caso.

7.4.1 Control por difusión

Consideremos el caso de una partícula esférica no porosa que reacciona isotrópicamente, sin dejar productos sólidos según la reacción general:



Si la difusión del reactivo B hacia la superficie del sólido, a través de una capa límite de espesor δ , es la etapa que controla el proceso, como se ilustra en la Figura 7.9

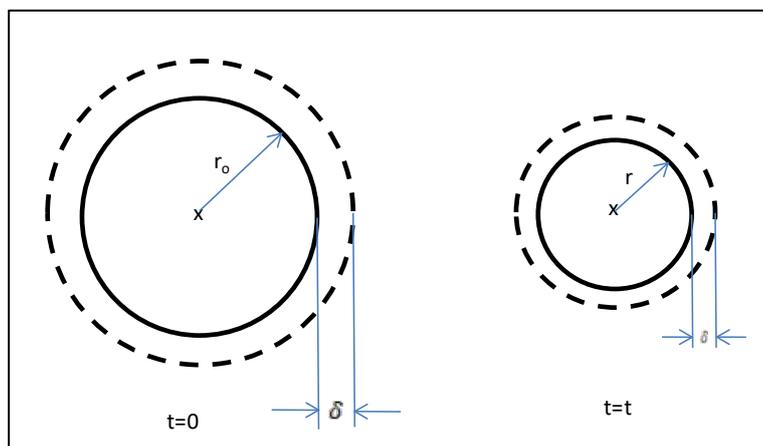


Figura 7.9 Partícula esférica reaccionando con control por transferencia de masa^[5]

La velocidad de reacción puede expresarse por la ecuación:

$$\frac{dn_A}{dt} = \frac{-4\pi r^2 D}{\sigma} \frac{dC_B}{dr} = \frac{-4\pi r^2 (C_B - C'_B)}{\sigma \delta} \quad (7.2)$$

Donde:

n_A : Número de moles de A que quedan en la partícula al tiempo de reacción t.

C_B : Concentración de B en el seno de la solución

C'_B : Concentración de B en la interfase sólido – líquido

σ : b/a es la razón estequiométrica

δ : espesor de la capa limitante de difusión

Generalmente $C'_B \approx 0$ y la ecuación se reduce a

$$\frac{dn_A}{dt} = \frac{-4\pi r^2 DC_B}{\sigma \delta} \quad (7.3)$$

Si llamamos F_i a la fracción de sólido que no ha reaccionado tenemos que $F_i = (r/r_0)^3$, Por lo tanto, la fracción de sólido que ha reaccionado, α , será igual a $(1-F_i)$

$$\alpha = 1 - \frac{r^3}{r_0^3} \quad (7.4)$$

Diferenciando con respecto al tiempo se tiene:

$$\frac{d\alpha}{dt} = \frac{3r^3}{r_0^3} \frac{dr}{dt} \quad (7.5)$$

Y en términos de α

$$\frac{d\alpha}{dt} = -\frac{3(1-\alpha)^{2/3}}{r_0} \frac{dr}{dt} \quad (7.6)$$

El número de moles, n_A , en la esfera de radio r es

$$n_A = \frac{4\pi r^3}{3V_A} \quad (7.7)$$

Donde V_A es el volumen molar

Diferenciando (7.7) con respecto al tiempo se tiene

$$\frac{dn_A}{dt} = \frac{4\pi r^2}{V_A} \frac{dr}{dt} \quad (7.8)$$

Igualando (7.8) con (7.3) se tiene:

$$\begin{aligned} \frac{4\pi r^2}{V_A} \frac{dr}{dt} &= -\frac{4\pi r^2 DC_B}{\sigma\delta} \\ \frac{dr}{dt} &= -\frac{V_A DC_B}{\sigma\delta} = -k_l C_B = -R_l \end{aligned} \quad (7.9)$$

donde k_l es la constante específica de velocidad lineal.

El valor de esta constante específica es igual que el obtenido para el caso de área de reacción constante, es decir, k_l es independiente de la geometría de la partícula sólida.

Igualando (7.6) con (7.9) y reagrupando se obtiene:

$$\frac{d\alpha}{dt} = -\frac{3V_A dC_B (1-\alpha)^{2/3}}{\sigma \delta r_0} = \frac{3k_l C_B (1-\alpha)^{2/3}}{r_0} \quad (7.10)$$

Si C_B se mantiene constante en el transcurso de la reacción, esta ecuación puede integrarse entre 0 y t obteniéndose:

$$1 - (1-\alpha)^{1/3} = \frac{V_A D C_B}{r_0 \sigma \delta} t = \frac{k_l C_B}{r_0} t = kt \quad (7.11)$$

7.4.2 Modelo del NSR con formación de sólidos

Consideremos ahora la reacción de una partícula esférica densa, cuando el control de la reacción es la difusión de reactivos a través de un producto o residuo sólido poroso. Para el modelamiento se tiene la siguiente expresión:



Consideraremos de nuevo que el producto formado ocupa el mismo volumen que la fracción de sólido que ha reaccionado. En procesos de lixiviación, esto normalmente significaría que la porosidad en el producto compensaría por la masa neta removida durante la lixiviación. Esto es aplicable en muchos casos a la lixiviación de menas oxidadas y sulfuradas como también a la reacción de algunas partículas minerales puros. El resultado neto es un núcleo recesivo de sólido no reaccionado con una capa de material poroso alrededor como se ilustra en la Figura 7.10. El radio original de la partícula es r_0 y el radio del núcleo sin reaccionar es r . La expresión cinética en este caso es:

$$\frac{dn_A}{dt} = \frac{-4\pi r^2 D_E C_B}{\sigma} \frac{dC_B}{dr} \quad (7.13)$$

Esta ecuación puede integrarse suponiendo que la velocidad de movimiento del núcleo recesivo es mucho más lenta que la velocidad de difusión del reactivo y, por lo tanto, se puede considerar que el núcleo es estacionario para los efectos del gradiente de concentración de la especie en difusión (quasi steady-state condition).

$$dn_A \int_{r_0}^r dr / r^2 = \frac{-4D_E}{\sigma} \int_{C_B}^{C'_{BS}} dC_B \quad (7.14)$$

$$\frac{dn_A}{dt} \left[\frac{r_0 - r}{r \cdot r_0} \right] = \frac{4\pi D_E (C_B - C'_{BS})}{\sigma} \quad (7.15)$$

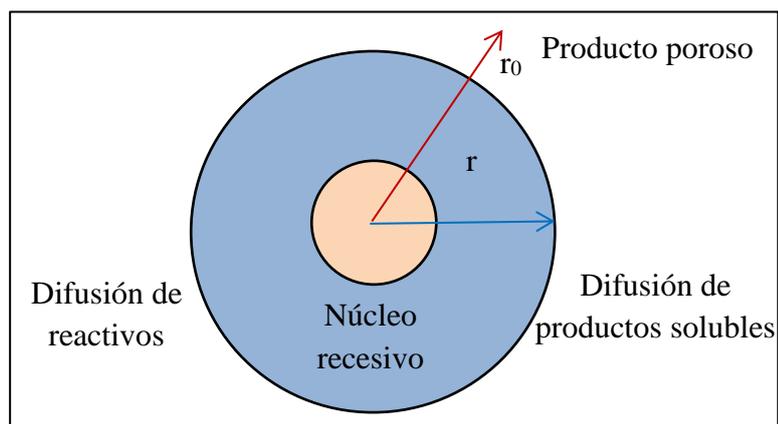


Figura 7.10 Partícula esférica reaccionando con control por difusión a través de una capa de producto poroso^[5]

Considerando $C'_{BS} \approx 0$

$$\frac{dn_A}{dt} = \frac{-4\pi D_E C_B r \cdot r_0}{\sigma(r_0 - r)} \quad (7.16)$$

Reemplazando en la ecuación (7.8) se obtiene:

$$\frac{dr}{dt} = \frac{-V_A D_E C_B r_0}{\sigma r(r_0 - r)} \quad (7.17)$$

En función de la constante cinética específica de velocidad parabólica, $k_p (V_A \cdot D_E) / \sigma$, esta ecuación puede escribirse también como:

$$\frac{r(r_0 - r)}{r_0} \frac{dr}{dt} = -k_p C_B \quad (7.18)$$

Combinando ecuación (7.17) con ecuaciones (7.4) y (7.5) se obtiene:

$$\frac{d\alpha}{dt} = -\frac{3V_A D_E C_B}{\sigma_0^2} \frac{(1-\alpha)^{1/3}}{1-(1-\alpha)^{1/3}} \quad (7.19)$$

O bien:

$$\frac{d\alpha}{dt} = -\frac{3k_p C_B}{r_0^2} \frac{(1-\alpha)^{1/3}}{1-(1-\alpha)^{1/3}} \quad (7.20)$$

Si la concentración de CB se mantiene constante, ecuación (7.19) puede integrarse obteniéndose la siguiente expresión:

$$1 - \frac{2}{3}\alpha - (1-\alpha)^{2/3} = \frac{2V_A D_E C_B}{\sigma_0^2} t = \frac{2k_p C_B}{r_0^2} t \quad (7.21)$$

7.4.3 Columna ensayada con finos sin curado

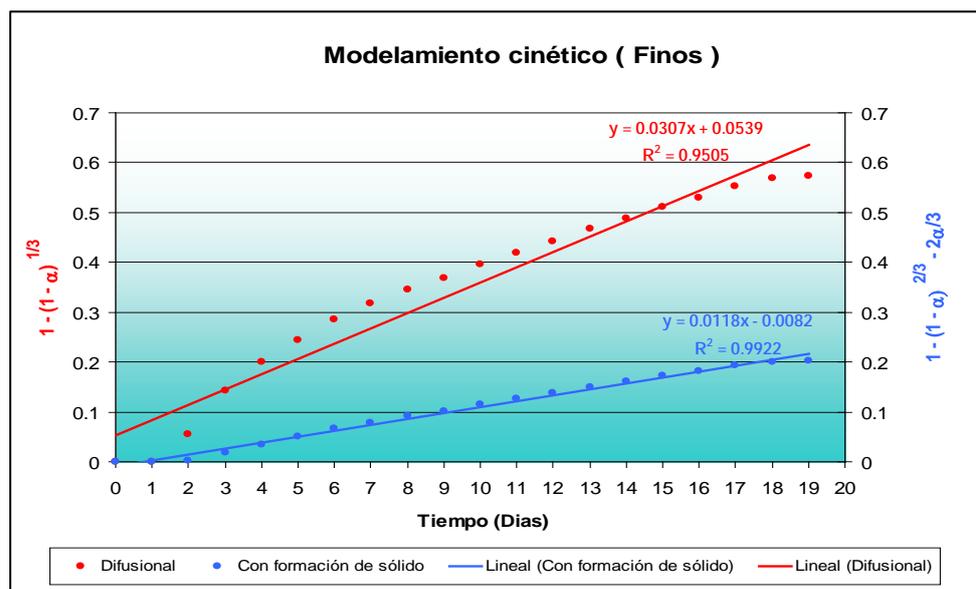


Figura 7.11. Modelamiento cinético de la columna de finos

7.4.4 Columna ensayada con blending 1 : 1 sin curado

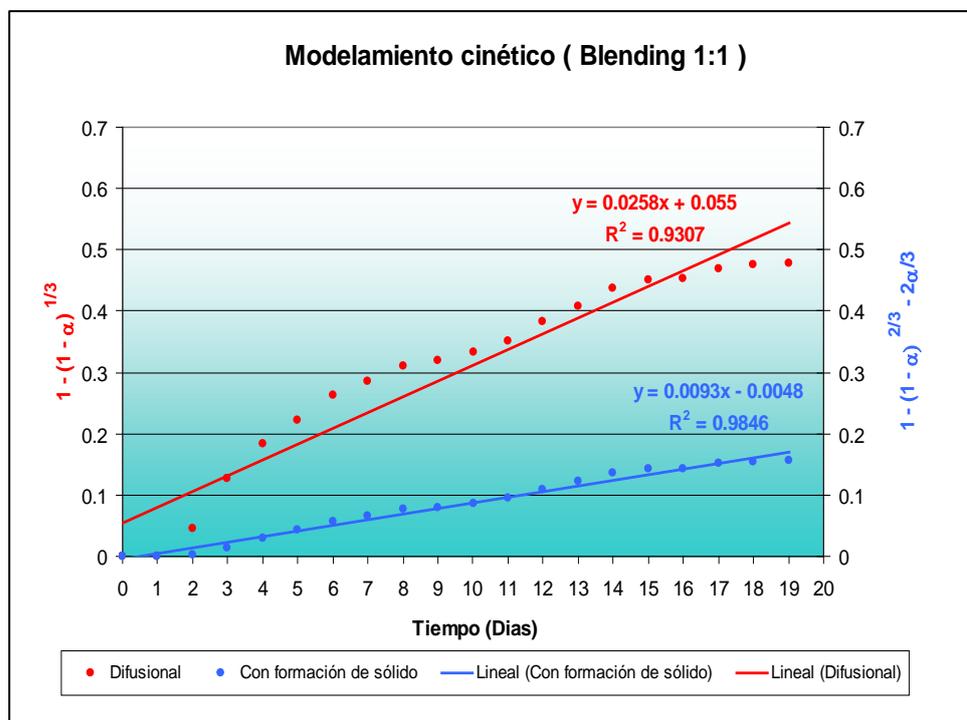


Figura 7.12. Modelamiento cinético de la columna blending 1:1

7.4.5 Columna ensayada con blending 2 : 1 sin curado

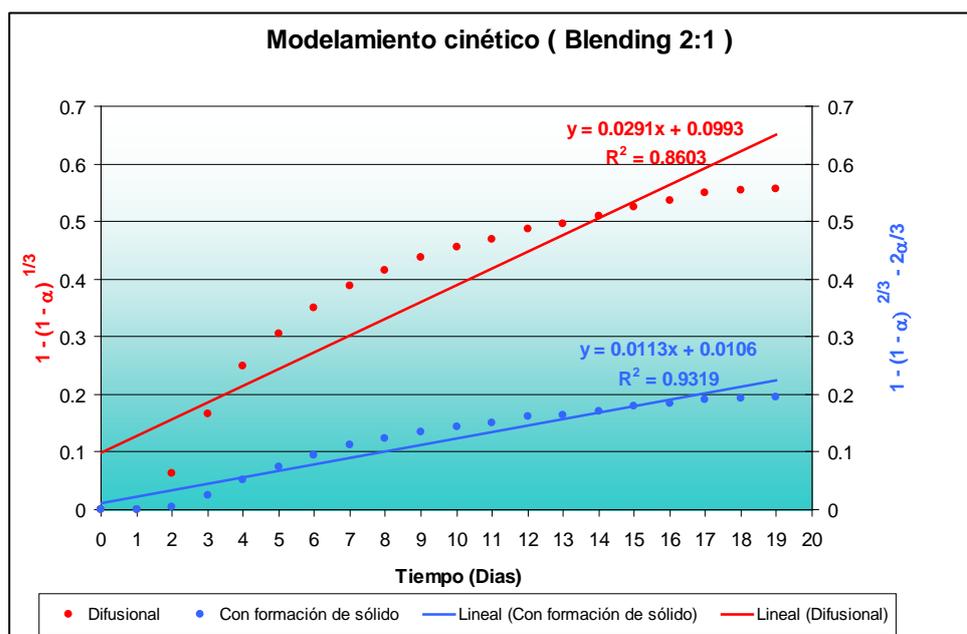


Figura 7.13. Modelamiento cinético de la columna blending 2:1

7.4.6 Columna ensayada con blending 3 : 1 sin curado

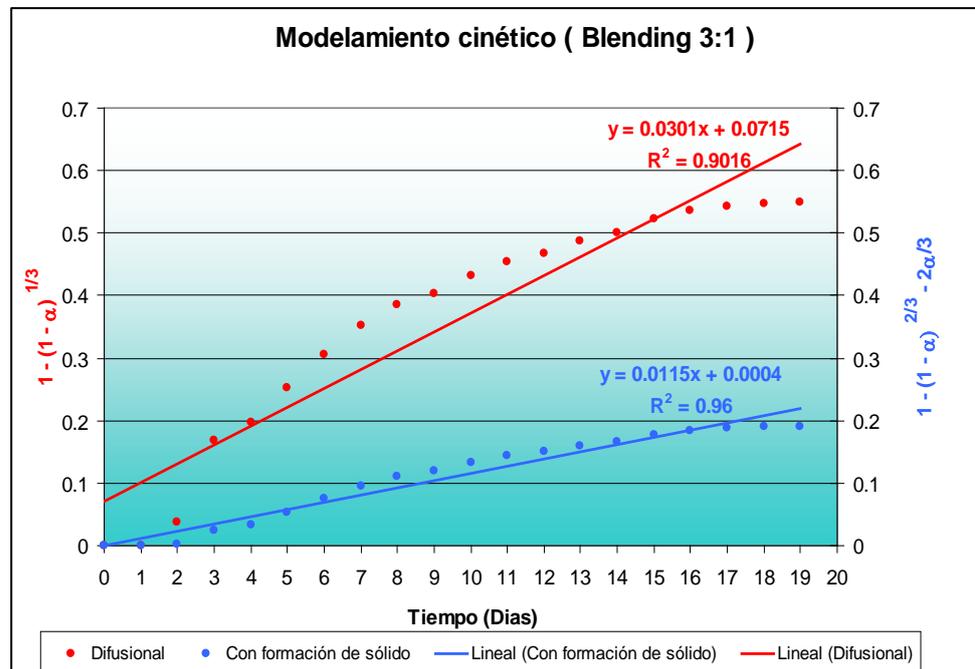


Figura 7.14. Modelamiento cinético de la columna blending 3:1

7.4.7 Columna ensayada con finos con curado

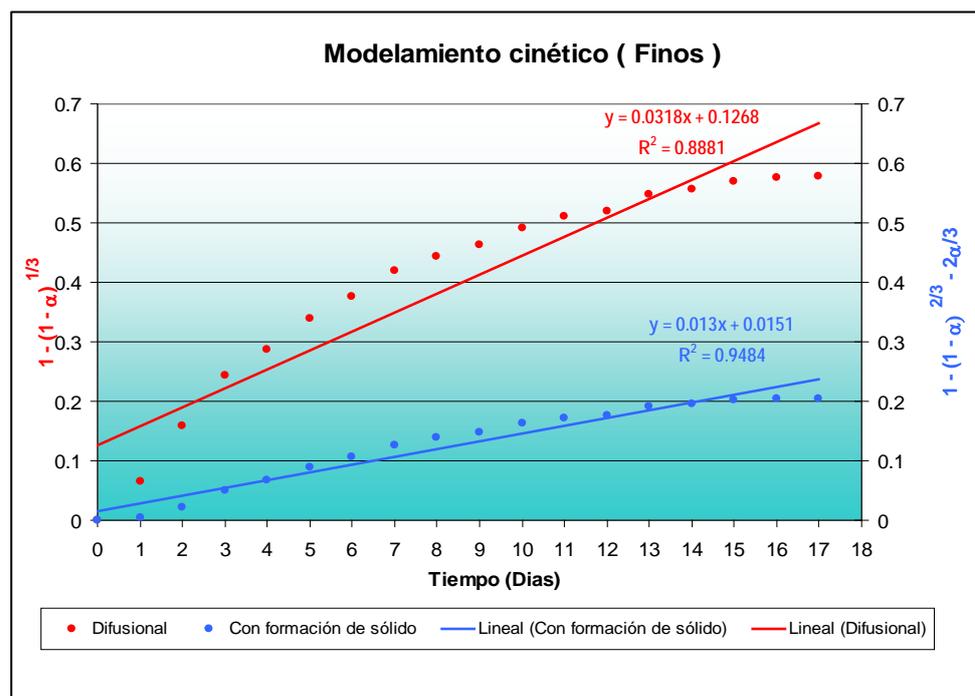


Figura 7.15. Modelamiento cinético de la columna de finos con curado

7.4.8 Columna ensayada con blending 1 : 1 con curado

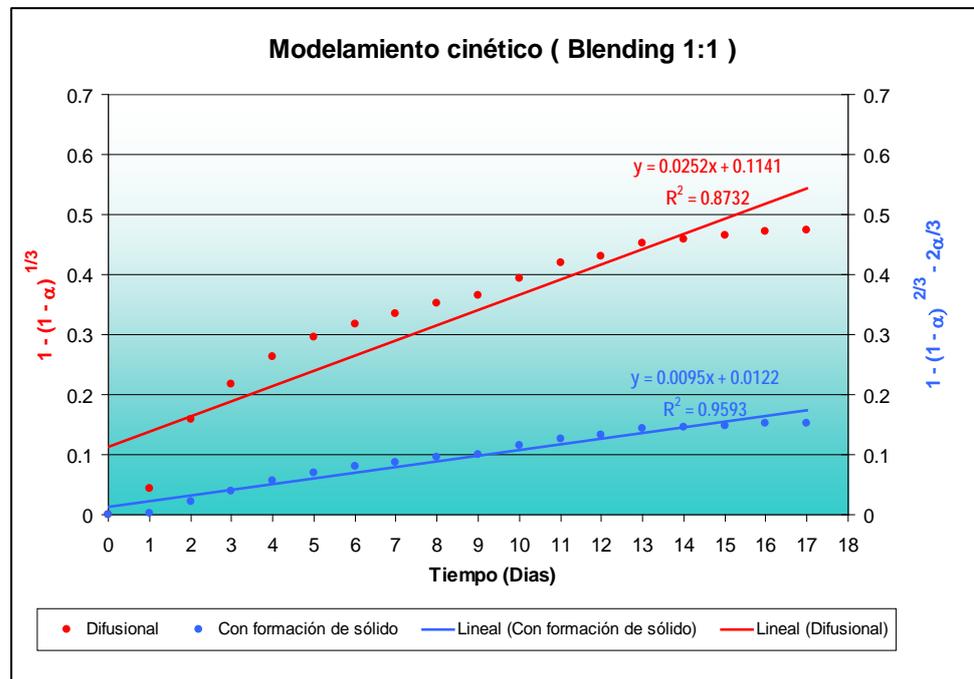


Figura 7.16. Modelamiento cinético de la columna blending 1:1

7.4.9 Columna ensayada con blending 2 : 1 con curado

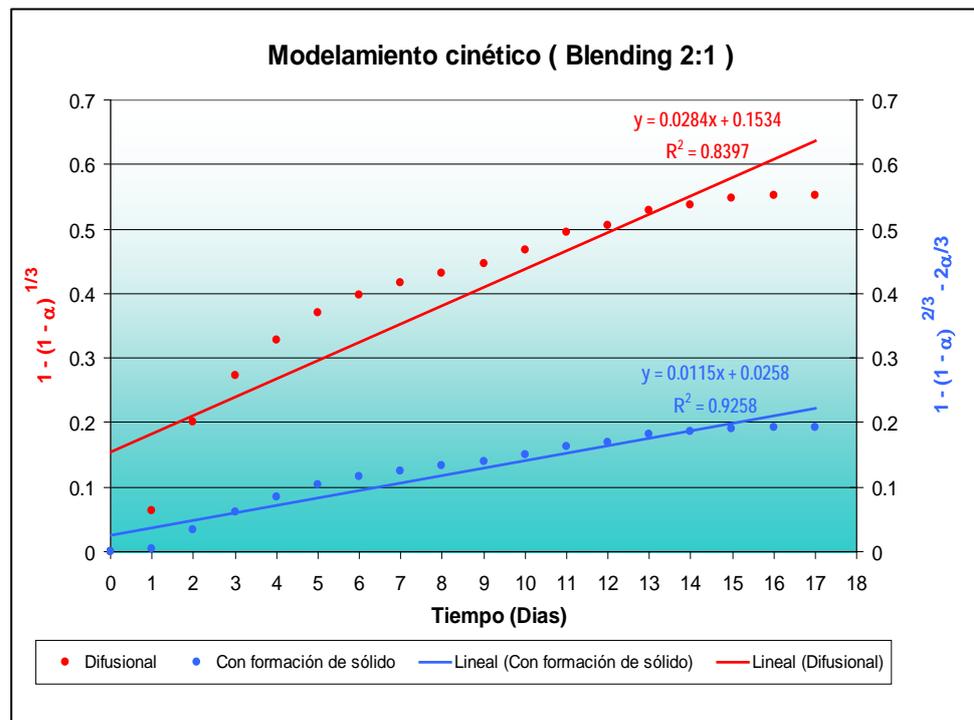


Figura 7.17. Modelamiento cinético de la columna blending 2:1

7.4.10 Columna ensayada con blending 3 : 1 con curado

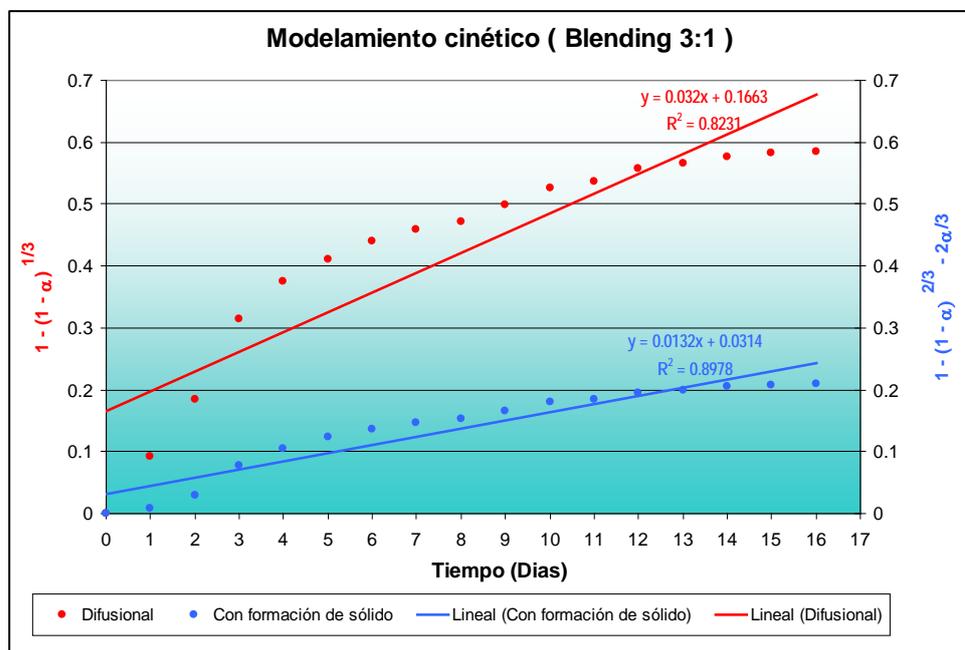


Figura 7.18 Modelamiento cinético de la columna blending 3:1

7.5 Comparación de las pruebas sin curado y con curado.

Las pruebas se realizaron con el objetivo de poder contar con una recuperación óptima en el menor tiempo posible, debido a los problemas de área para el ciclo de lixiviación. Como muestran las tablas 7.15 y 7.16 existen recuperaciones similares pero con periodos de tiempo de 20 días para las pruebas sin curado y un promedio de 15 días para las pruebas con curado. Los ripsios en ambos casos llegaron a leyes de 0.025 ppm de Au.

La columna con material fino, en ambos casos, presenta una buena recuperación pero los problemas de encharcamiento son permanentes y eso se observó cuando los módulos eran armados con material fino solamente.

Cuando exista la necesidad del armado de un módulo con estas características, por falta de material grueso, se deberá considerar un riego intermitente y un sistema de riego por goteo, para ello se deberán realizar pruebas que ajusten el rate de riego y el tiempo de intermitencia apropiado.

Los resultados muestran una mejor recuperación para Au y Ag, en ambos casos, en el blending 2:1 (grueso: fino), no se presentaron problemas con la percolación.

El material que será lixiviado en el tiempo de 15 días seguirá su proceso de lixiviación en un Pad permanente con una fuerza de cianuro que deberá ser menor a 250 ppm y que será ajustado mediante pruebas metalúrgicas.

CONCLUSIONES

1. La lixiviación en Pad dinámicos ha permitido mejorar la recuperación de minerales auríferos con baja ley y disminuir el tiempo de lixiviación de los módulos dispuestos. A su vez, ha permitido que los rípios continúen el proceso de lixiviación en un Pad permanente, de esta manera existe un ahorro en el consumo de reactivos, principalmente cianuro.
2. Es importante considerar un sistema de riego apropiado, dependiendo del tipo de mineral, condiciones climáticas y parámetros de diseño. Así el sistema de riego por goteo tiene la ventaja de humectar mejor la superficie de mineral a lixiviar permitiendo un mejor control del rate de riego.
3. Tener en cuenta que para el diseño del marco de riego se debe evaluar el comportamiento del bulbo húmedo y sus respectivos coeficientes de uniformidad. El riego por goteo también presenta algunas desventajas como la sensibilidad a taparse, alto costo de operación comparado con el sistema de riego por aspersión.
4. El sistema de riego por aspersión permite adecuarse a cualquier tipo de superficie pero no es recomendable cuando el mineral presente gran cantidad de material fino, se obtiene mayor área de riego, disminuye el efecto de las heladas, sin embargo en presencia de fuertes vientos disminuye su efectividad, exige solución barren libre de sólidos para evitar la obstrucción del aspersor.
5. El desarrollo de las pruebas metalúrgicas, para la conformación de módulos, muestran que las mejores recuperaciones se dan en las columnas ensayadas con blending (2:1).

6. En las pruebas sin curado es posible llegar a tener recuperaciones máximas de oro y plata (análisis por solubles) de 92,22% y 76.39% respectivamente; con un consumo promedio de cianuro de 0.169 kg/TM y de cal de 2.15 kg/TM
7. Las recuperaciones más bajas se dan en el caso del blending 1:1. En el caso de la columna ensayada con material fino se observa buena recuperación pero se presentaron problemas de encharcamiento, es decir, presenta una permeabilidad baja. En este último caso sería necesario realizar una prueba de aglomeramiento y una prueba con KCl para disminuir e efecto del material arcilloso.
8. Los consumos de reactivos en esta prueba experimental no fueron tan altos esto se debe a que el mineral tiene un bajo contenido de elementos cianicidas como sulfuros, antimonio, arsénico y cobre.
9. Dentro del análisis de los resultados se realizaron modelamientos para poder observar la cinética de lixiviación del mineral. Los resultados muestran una tendencia al modelo de difusión con formación de sólidos, por lo que se recomienda un estudio de microscopía al mineral con la finalidad de fundamentar y confirma los resultados de las pruebas.
10. A partir de los resultados obtenidos se comenzó a realizar el blending 2:1 durante el armado de los módulos, tanto en el Pad como en la ampliación. Se observó que la permeabilidad en los módulos mejoró, reduciéndose las áreas de encharcamiento, así como la mejora en la recuperación de valiosos.

BIBLIOGRÁFIA

- [1] Ballester Antonio, Sancho José, Verdeja Luis Felipe. “Metalurgia Extractiva : Procesos de obtención”. Volumen II. Editorial Síntesis. España. 2000
- [2] Bartlett Robert W. “Solution Mining: Leaching and Fluid Recovery of Materials”. Gordon and Breach Science Publishers. 1998
- [3] Amoros Castañer .M. “Riego por goteo en críticos”. Ediciones Mundi Prensa. España 2000
- [4] Ciminelli, V., Gomes A. “Princípios da Cianetação”. Extração de Ouro: Princípios, Tecnologia e Meio Ambiente. Trindade, R., Barbosa Filho, O. (Editores), CETEM/MCT. 2002. Brasil
- [5] Domic Mihovilović Esteban Miguel. “Hidrometalurgia: Fundamentos, procesos y aplicaciones”. Capítulo 8. Editorial Null. Chile. 2001
- [6] Finkelstein, N.P. “The chemistry of the extraction of gold from its ores”. Editado por R.J. Adamson. Cape Town, South Africa. 1972
- [7] García Castillas Ignacio, Briones Sánchez Gregorio. “Sistema de riego por aspersión y goteo”. Editorial Trillas. México. 2009
- [8] Habashi Fathi. “Kinetics and mechanism of gold and silver dissolution in cyanide solution. Montana College of mineral science and technology. Department of Metallurgy. United State. 1967

- [9] Habashi Fathi Modelo Electroquímico para la Cianuración del Oro. Principles of Extractive Metallurgy, Volumen 2
- [10] Mayta Huayta Percy Edgar. “Prácticas operacionales - Armado de malla de riego.” Universidad Nacional de Ingeniería. Lima Perú. 2013
- [11] Misari Ch. Fidel Sergio “Metalurgia del Oro”. Lima Perú. Volumen I. 1993
- [12] Rosenqvist Terkel. “Fundamentos de Metalurgia Extractiva”. Editorial Limusa. México. 1987
- [13] Ruiz María Cristina. “Hidrometalurgia”. Departamento de ingeniería metalúrgica – Universidad de Concepción. Chile 2007
- [14] Takeno Naoto. “Atlas of Eh-pH diagrams. Intercomparison of thermodynamic databases”. National Institute of Advanced Industrial Science and Technology Research Center for Deep Geological Environments. Japón. 2005

ANEXOS

ANEXO 1 - PRUEBAS EN COLUMNA SIN CURADO - FINOS

ANEXO 1 : PRUEBAS EN COLUMNA SIN CURADO - FINOS

PRUEBA DE CIANURACION EN COLUMNA - FINOS SIN CURADO

Dias	SOLUCION LIXIVIANTE													Tiempo de riego (h)	SOLUCION PREGNANT						RECUPERACION (%)									
	V (L)	CaO (g)	CaO (g) Acum.	NaCN (g)	NaCN (g) Acum.	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)				V (L)	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)			Au	Acum	Ag	Acum	Cu	Acum	
								Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu					Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu							
0	6.2	0.35	0.35	1.36	1.36	10.37	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	0	-	-	0	0	0	0.00000	0.00000	0.00000	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
1	6.2	0.35	0.70	1.36	2.73	10.25	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	0	-	-	0	0	0	0.00000	0.00000	0.00000	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	6.2	0.35	1.05	1.36	4.09	10.22	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	4.2	8.5	90	1.396	26.100	0.042	0.00581	0.10858	0.00017	15.95	15.95	3.64	3.64	0.05	0.05	
3	6.2	0.35	1.40	1.36	5.46	10.20	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.3	9.1	60	1.217	43.250	0.188	0.00761	0.27031	0.00118	20.89	36.83	9.06	12.70	0.36	0.41	
4	6.2	0.35	1.75	1.36	6.82	10.12	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	5.9	9.5	35	0.728	48.125	4.412	0.00430	0.28452	0.02608	11.82	48.65	9.54	22.24	7.91	8.32	
5	6.2	0.35	2.10	1.42	8.24	10.24	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	4.5	9.3	25	0.651	37.190	9.990	0.00296	0.16884	0.04535	8.12	56.77	5.66	27.90	13.76	22.08	
6	6.2	0.35	2.45	1.42	9.66	10.38	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.0	9.5	50	0.410	36.675	10.075	0.00246	0.22027	0.06051	6.76	63.53	7.38	35.29	18.35	40.43	
7	6.2	0.35	2.80	1.36	11.02	10.35	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	5.4	9.6	70	0.312	30.28	7.500	0.00168	0.16260	0.04028	4.60	68.13	5.45	40.74	12.22	52.65	
8	6.2	0.35	3.15	1.36	12.39	10.30	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.6	9.6	102	0.217	20.460	5.350	0.00143	0.13483	0.03526	3.93	72.06	4.52	45.26	10.69	63.34	
9	6.2	0.35	3.50	1.36	13.75	10.48	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	5.8	9.8	118	0.171	16.810	4.750	0.00099	0.09767	0.02760	2.73	74.79	3.27	48.53	8.37	71.71	
10	6.2	0.35	3.85	1.36	15.12	10.36	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	7.0	9.8	124	0.168	16.570	4.320	0.00118	0.11665	0.03041	3.25	78.04	3.91	52.44	9.22	80.94	
11	6.2	0.35	4.20	1.36	16.48	10.37	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	5.7	9.8	90	0.151	15.060	4.400	0.00086	0.08531	0.02493	2.35	80.38	2.86	55.30	7.56	88.50	
12	6.2	0.35	4.55	1.36	17.84	10.37	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.0	9.4	95	0.142	12.249	2.260	0.00085	0.07331	0.01353	2.33	82.72	2.46	57.76	4.10	92.60	
13	6.2	0.35	4.90	1.36	19.21	10.50	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.2	9.4	65	0.124	10.042	0.862	0.00077	0.06216	0.00534	2.11	84.83	2.08	59.85	1.62	94.22	
14	6.2	0.35	5.25	1.36	20.57	10.50	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	5.7	9.7	65	0.107	9.583	0.838	0.00061	0.05481	0.00479	1.68	86.51	1.84	61.68	1.45	95.67	
15	6.2	0.35	5.60	1.36	21.94	10.47	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	5.5	9.7	85	0.120	9.326	2.593	0.00066	0.05129	0.01426	1.81	88.32	1.72	63.40	4.33	100.00	
16	6.2	0.35	5.95	1.36	23.30	10.40	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	5.9	9.7	105	0.077	9.100		0.00045	0.05376	0.00000	1.25	89.57	1.80	65.21	0.00	100.00	
17	6.2	0.00	5.95	0.00	23.30	-	-	0.019	2.500	0.000	0.00012	0.01550	0.00000	24	5.9	9.7	105	0.109	8.700		0.00065	0.05149	0.00000	1.45	91.02	1.21	66.41	0.00	100.00	
18	0.0	0.00	5.95	0.00	23.30	-	-	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	0	4.4	9.7	100	0.081	7.174		0.00035	0.03142	0.00000	0.97	91.99	1.05	67.47	0.00	100.00	
19	0.0	0.00	5.95	0.00	23.30	-	-	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	0	0.8	9.0	40	0.100	6.956		0.00008	0.00570	0.00000	0.23	92.22	0.19	67.66	0.00	100.00	
20	0.0	0.00	5.95	0.00	23.30	-	-	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	0	0.0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Fin	111,6		5,95		23,30	10,35	220				0,00012	0,01550	0,00000	432,00	97,8	9,5	79				0,03370	2,03354	0,32968	92,22		67,66		100,00		

ANEXO 2 - PRUEBAS EN COLUMNA SIN CURADO – BLENDING 1:1

ANEXO 2 : PRUEBAS EN COLUMNA SIN CURADO – BLENDING 1:1

PRUEBA DE CIANURACION EN COLUMNA - BLENDING 1:1

Dias	SOLUCION LIXIVIANTE												Tiempo de riego (hr)	SOLUCION PREGNANT									Recuperación (%)								
	Vol (L)	CaO (g)	CaO (g) Acum.	NaCN (g)	NaCN (g) Acum.	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)			V (lts)	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)			Au		Acum		Ag		Cu		
								Au	Ag	Cu	Au	Ag					Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag									Cu
0	6,2	0,35	0,35	1,36	1,36	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	6,2	0,35	0,70	1,36	2,73	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	0,0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
2	6,2	0,35	1,05	1,36	4,09	10,2	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	3,2	9,9	70	1,052	19,930	0,071	0,00337	0,06378	0,00023	13,27	13,27	3,34	3,34	0,10	0,10	0,10	0,10
3	6,2	0,35	1,40	1,36	5,46	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,7	9,8	70	0,899	35,220	0,071	0,00508	0,19899	0,00040	20,03	33,30	10,43	13,77	0,18	0,28	0,18	0,28
4	6,2	0,35	1,75	1,36	6,82	10,2	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,9	9,9	30	0,537	38,650	2,038	0,00316	0,22711	0,01198	12,44	45,74	11,90	25,68	5,25	5,52	5,25	5,52
5	6,2	0,35	2,10	1,42	8,24	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	4,1	9,6	30	0,446	33,180	8,560	0,00183	0,13647	0,03521	7,23	52,98	7,15	32,83	15,43	20,96	15,43	20,96
6	6,2	0,35	2,45	1,42	9,66	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,7	9,9	45	0,270	29,000	7,625	0,00180	0,19314	0,05078	7,09	60,07	10,12	42,95	22,26	43,22	22,26	43,22
7	6,2	0,35	2,80	1,36	11,02	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,0	9,8	65	0,167	20,000	5,140	0,00084	0,10046	0,02582	3,31	63,37	5,27	48,22	11,32	54,53	11,32	54,53
8	6,2	0,35	3,15	1,36	12,39	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	8,8	9,9	118	0,107	11,620	3,17	0,00094	0,10260	0,02799	3,73	67,10	5,38	53,59	12,27	66,80	12,27	66,80
9	6,2	0,35	3,50	1,36	13,75	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	4,5	10,0	129	0,078	8,590	2,79	0,00035	0,03857	0,01253	1,38	68,48	2,02	55,62	5,49	72,29	5,49	72,29
10	6,2	0,35	3,85	1,36	15,12	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,6	10,0	151	0,072	8,390	2,46	0,00048	0,05554	0,01629	1,88	70,36	2,91	58,53	7,14	79,43	7,14	79,43
11	6,2	0,35	4,20	1,36	16,48	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,7	10,0	115	0,100	7,200	2,16	0,00057	0,04090	0,01227	2,24	72,60	2,14	60,67	5,38	84,81	5,38	84,81
12	6,2	0,35	4,55	1,36	17,84	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	7,0	10,1	105	0,142	12,249	2,26	0,00099	0,08574	0,01582	3,92	76,52	4,49	65,16	6,93	91,74	6,93	91,74
13	6,2	0,35	4,90	1,36	19,21	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,6	9,9	105	0,124	10,042	0,862	0,00070	0,05629	0,00483	2,74	79,26	2,95	68,11	2,12	93,86	2,12	93,86
14	6,2	0,35	5,25	1,36	20,57	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,8	9,8	80	0,107	9,583	0,838	0,00073	0,06536	0,00572	2,88	82,13	3,43	71,54	2,51	96,37	2,51	96,37
15	6,2	0,35	5,60	1,36	21,94	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,9	9,8	100	0,048	3,596	1,205	0,00033	0,02474	0,00829	1,30	83,44	1,30	72,84	3,63	100,00	3,63	100,00
16	6,2	0,35	5,95	1,36	23,30	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	4,8	9,8	105	0,014	3,450		0,00007	0,01670	0,00000	0,27	83,70	0,88	73,71	0,00	100,00	0,00	100,00
17	6,2	0,00	5,95	0,00	23,30	8,6	220	0,019	2,500	0,000	0,00012	0,01550	0,00000	24	6,5	9,9	110	0,072	3,200		0,00046	0,02064	0,00000	1,37	85,07	0,27	73,98	0,00	100,00	0,00	100,00
18	0,0	0,00	5,95	0,00	23,30	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	2,9	9,7	95	0,040	3,348		0,00012	0,00978	0,00000	0,46	85,53	0,51	74,49	0,00	100,00	0,00	100,00
19	0,0	0,00	5,95	0,00	23,30	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	0,8	9,1	55	0,100	3,430		0,00008	0,00266	0,00000	0,31	85,84	0,14	74,63	0,00	100,00	0,00	100,00
20	0,0	0,00	5,95	0,00	23,30	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Fin	111,6		6,0		23,3	10,27	220				0,00012	0,01550	0,00000	432,00	97,4	9,8	88				0,02189	1,43945	0,22814	85,84		74,63		100,00			

ANEXO 3 - PRUEBAS EN COLUMNA SIN CURADO – BLENDING 2:1

ANEXO 3 : PRUEBAS EN COLUMNA SIN CURADO – BLENDING 2:1

PRUEBA DE CIANURACION EN COLUMNA - BLENDING 2:1

Dias	SOLUCION LIXIVIANTE													Tiempo de riego (hr)	SOLUCION PREGNANT									Recuperación (%)						
	Vol (L)	CaO (g)	CaO (g) Acum.	NaCN (g)	NaCN (g) Acum	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)				V (l)	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)									
								Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu					Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu							
	Au	Acum	Ag	Acum	Cu	Acum	Au	Acum	Ag	Acum	Cu	Acum	Au		Acum	Ag	Acum	Cu	Acum											
0	6,2	0,35	0,35	1,36	1,36	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	6,2	0,35	0,70	1,36	2,73	10,2	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
2	6,2	0,35	1,05	1,36	4,09	10,2	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	3,3	10,5	60	2,166	24,610	0,075	0,00717	0,08146	0,00025	17,77	17,77	3,14	3,14	0,08	0,08	
3	6,2	0,35	1,40	1,36	5,46	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,6	11,0	60	1,739	41,840	0,032	0,00974	0,23430	0,00018	24,14	41,91	9,03	12,17	0,06	0,14	
4	6,2	0,35	1,75	1,36	6,82	10,1	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	7,0	11,0	25	0,921	46,600	0,550	0,00640	0,32387	0,00382	15,87	57,77	12,48	24,65	1,24	1,37	
5	6,2	0,35	2,10	1,42	8,24	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,1	10,6	25	0,689	39,430	7,070	0,00351	0,20070	0,03599	8,69	66,47	7,73	32,38	11,64	13,01	
6	6,2	0,35	2,45	1,42	9,66	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,5	10,4	25	0,436	47,000	11,475	0,00240	0,25874	0,06317	5,95	72,42	9,97	42,35	20,43	33,45	
7	6,2	0,35	2,80	1,36	11,02	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,9	10,5	50	0,270	33,480	8,900	0,00186	0,23018	0,06119	4,60	77,02	8,87	51,22	19,79	53,24	
8	6,2	0,35	3,15	1,36	12,39	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,6	10,3	135	0,208	23,370	6,100	0,00116	0,12982	0,03389	2,86	79,88	5,00	56,23	10,96	64,20	
9	6,2	0,35	3,50	1,36	13,75	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	7,1	10,5	129	0,129	16,960	4,580	0,00091	0,12016	0,03245	2,27	82,15	4,63	60,86	10,50	74,69	
10	6,2	0,35	3,85	1,36	15,12	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,0	10,4	135	0,116	15,820	4,100	0,00070	0,09555	0,02476	1,74	83,88	3,68	64,54	8,01	82,70	
11	6,2	0,35	4,20	1,36	16,48	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,6	10,5	110	0,083	11,750	3,580	0,00047	0,06619	0,02017	1,16	85,04	2,55	67,09	6,52	89,23	
12	6,2	0,35	4,55	1,36	17,84	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,9	10,2	115	0,089	6,667	1,264	0,00061	0,04587	0,00870	1,52	86,56	1,77	68,86	2,81	92,04	
13	6,2	0,35	4,90	1,36	19,21	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,2	10,3	90	0,036	7,499	1,193	0,00022	0,04623	0,00735	0,55	87,11	1,78	70,64	2,38	94,42	
14	6,2	0,35	5,25	1,36	20,57	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,7	10,2	100	0,071	6,667	0,964	0,00041	0,03814	0,00551	1,01	88,12	1,47	72,11	1,78	96,20	
15	6,2	0,35	5,60	1,36	21,94	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,5	10,2	110	0,072	6,404	1,798	0,00047	0,04182	0,01174	1,17	89,28	1,61	73,72	3,80	100,00	
16	6,2	0,35	5,95	1,36	23,30	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,0	10,2	135	0,058	6,000		0,00029	0,03004	0,00000	0,72	90,00	1,16	74,88	0,00	100,00	
17	6,2	0,00	5,95	0,00	23,30	8,6	220	0,019	2,500	0,000	0,00012	0,01550	0,00000	24	6,1	10,3	125	0,072	5,500		0,00044	0,03377	0,00000	0,80	90,80	0,70	75,58	0,00	100,00	
18	0,0	0,00	5,95	0,00	23,30	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	3,4	10,0	110	0,040	5,087		0,00014	0,01735	0,00000	0,34	91,14	0,67	76,25	0,00	100,00	
19	0,0	0,00	5,95	0,00	23,30	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	0,7	9,2	55	0,080	5,177		0,00006	0,00368	0,00000	0,14	91,28	0,14	76,39	0,00	100,00	
20	0,0	0,00	5,95	0,00	23,30	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Fin	111,6		5,95		23,30	10,4	220				0,00012	0,01550	0,00000	432,00	98,2	10,3	89				0,03695	1,99785	0,30916	91,28		76,39		100,00		

ANEXO 4 - PRUEBAS EN COLUMNA SIN CURADO – BLENDING 3:1

ANEXO 4 : PRUEBAS EN COLUMNA SIN CURADO – BLENDING 3:1

PRUEBA DE CIANURACION EN COLUMNA - BLENDING 3:1

Dias	SOLUCION LIXIVIANTE													Tiempo de riego (h)	SOLUCION PREGNANT									Recuperación (%)					
	Vol (L)	CaO (g)	CaO (g) Acum.	NaCN (g)	NaCN (g) Acum	PH	[CN] ⁻ (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)				V (l)	PH	[CN] ⁻ (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)								
								Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu					Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Acum	Ag	Acum	Cu	Acum
	0	6.2	0.35	0.35	1.36	1.36	10.2	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000		0.00000	24	0	-	-	0	0	0	0.00000	0.00000	0.00000	0.00	0.00	0.00	0.00
1	6.2	0.35	0.70	1.36	2.73	10.3	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	0	-	-	0	0	0	0.00000	0.00000	0.00000	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	6.2	0.35	1.05	1.36	4.09	10.3	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	2.0	8.9	65	2.203	14.990	0.038	0.00430	0.02923	0.00007	10.65	10.65	1.47	1.47	0.03	0.03
3	6.2	0.35	1.40	1.36	5.46	10.2	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.9	9.6	90	1.855	35.370	0.030	0.01280	0.24405	0.00021	31.72	42.37	12.26	13.72	0.07	0.10
4	6.2	0.35	1.75	1.36	6.82	10.1	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	2.5	9.6	40	0.982	34.450	1.473	0.00243	0.08509	0.00364	6.01	48.38	4.27	18.00	1.27	1.36
5	6.2	0.35	2.10	1.42	8.24	10.3	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	4.9	9.4	35	0.820	33.820	8.090	0.00403	0.16629	0.03978	9.99	58.37	8.35	26.35	13.85	15.21
6	6.2	0.35	2.45	1.42	9.66	10.4	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	5.7	9.5	30	0.585	33.475	10.325	0.00333	0.19081	0.05885	8.26	66.63	9.58	35.93	20.49	35.70
7	6.2	0.35	2.80	1.36	11.02	10.4	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.4	9.8	50	0.393	25.310	7.520	0.00253	0.16300	0.04843	6.27	72.91	8.18	44.11	16.86	52.56
8	6.2	0.35	3.15	1.36	12.39	10.4	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.7	10.0	75	0.230	15.860	5.010	0.00154	0.10587	0.03344	3.80	76.71	5.32	49.43	11.64	64.20
9	6.2	0.35	3.50	1.36	13.75	10.4	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	5.3	10.0	118	0.161	11.400	4.040	0.00085	0.06031	0.02137	2.11	78.82	3.03	52.46	7.44	71.64
10	6.2	0.35	3.85	1.36	15.12	10.4	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.7	10.1	140	0.176	8.440	3.130	0.00118	0.05680	0.02106	2.94	81.76	2.85	55.31	7.33	78.97
11	6.2	0.35	4.20	1.36	16.48	10.5	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.3	9.8	95	0.123	7.320	2.540	0.00077	0.04597	0.01595	1.91	83.67	2.31	57.62	5.55	84.52
12	6.2	0.35	4.55	1.36	17.84	10.5	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.9	9.5	105	0.071	5.791	2.197	0.00049	0.03979	0.01510	1.21	84.88	2.00	59.62	5.25	89.78
13	6.2	0.35	4.90	1.36	19.21	10.5	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	5.1	10.0	100	0.125	5.583	1.802	0.00063	0.02831	0.00914	1.57	86.45	1.42	61.04	3.18	92.96
14	6.2	0.35	5.25	1.36	20.57	10.5	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.4	10.0	95	0.071	5.082	1.559	0.00045	0.03246	0.00996	1.12	87.58	1.63	62.67	3.47	96.42
15	6.2	0.35	5.60	1.36	21.94	10.4	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.6	10.1	100	0.096	4.157	1.552	0.00064	0.02752	0.01027	1.58	89.15	1.38	64.05	3.58	100.00
16	6.2	0.35	5.95	1.36	23.30	10.4	220	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	24	6.0	10.1	115	0.058	4.000		0.00035	0.02392	0.00000	0.86	90.01	1.20	65.25	0.00	100.00
17	6.2	0.00	5.95	0.00	23.30	8.6	220	0.019	2.500	0.000	0.00012	0.01550	0.00000	24	4.9	10.1	110	0.054	3.850		0.00026	0.01883	0.00000	0.36	90.37	0.17	65.42	0.00	100.00
18	0.0	0.00	5.95	0.00	23.30	-	-	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	0	3.8	10.0	115	0.040	3.783		0.00015	0.01426	0.00000	0.37	90.75	0.72	66.13	0.00	100.00
19	0.0	0.00	5.95	0.00	23.30	-	-	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000	0	0.8	9.2	80	0.060	4.064		0.00005	0.00342	0.00000	0.13	90.87	0.17	66.31	0.00	100.00
20	0.0	0.00	5.95	0.00	23.30	-	-	0.000	0.000	0.000	0.00000	0.00000	0.00000		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Fin	111,6		5,95		23,30	10,4	220				0,00012	0,01550	0,00000	432,00	93,8	9,8	87				0,03678	1,33592	0,28727	90,87		66,31		100,00	

ANEXO 5 : PRUEBAS EN COLUMNA CON CURADO – FINOS

ANEXO 5 : PRUEBAS EN COLUMNA CON CURADO – FINOS

PRUEBA DE CIANURACION EN COLUMNA - FINOS CON CURADO

Días	SOLUCION LIXIVIANTE													Tiempo de riego (h)	SOLUCION PREGNANT									Recuperación (%)					
	V (L)	CaO (g)	CaO (g) Acum.	NaCN (g)	NaCN (g) Acum	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)				V (L)	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (g)								
								Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu					Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu						
								Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu					Au	Acum	Ag	Acum	Cu	Acum						
	6,0	0,35	0,35	0,30	0,30	10,4	500	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	15	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	0,0	0,00	0,35	0,00	0,30	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0	6,2	0,35	0,70	1,36	1,66	10,2	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	6,2	0,35	1,05	1,36	3,03	10,2	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	3,75	9,6	55	1,826	44,510	0,154	0,00685	0,16691	0,00058	18,05	18,05	5,79	5,79	0,16	0,16
2	6,2	0,35	1,40	1,36	4,39	10,2	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,35	9,5	35	1,348	63,000	1,917	0,00856	0,40005	0,01217	22,56	40,61	13,87	19,66	3,48	3,64
3	6,2	0,35	1,75	1,42	5,81	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,45	9,3	25	1,109	40,720	11,000	0,00604	0,22192	0,05995	15,93	56,54	7,70	27,36	17,12	20,77
4	6,2	0,35	2,10	1,42	7,23	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,93	10,2	65	0,469	30,475	10,500	0,00278	0,18072	0,06227	7,33	63,87	6,27	33,62	17,79	38,55
5	6,2	0,35	2,45	1,36	8,60	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,61	10,1	70	0,412	21,400	7,480	0,00272	0,14145	0,04944	7,18	71,05	4,91	38,53	14,12	52,67
6	6,2	0,35	2,80	1,36	9,96	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	7,15	10,3	118	0,254	17,450	5,270	0,00182	0,12477	0,03768	4,79	75,84	4,33	42,85	10,76	63,44
7	6,2	0,35	3,15	1,36	11,32	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	7,30	10,4	129	0,238	13,230	4,410	0,00174	0,09658	0,03219	4,58	80,41	3,35	46,20	9,20	72,63
8	6,2	0,35	3,50	1,36	12,69	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	4,80	10,1	113	0,191	16,310	5,710	0,00092	0,07829	0,02741	2,42	82,83	2,71	48,92	7,83	80,46
9	6,2	0,35	3,85	1,36	14,05	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,00	10,2	100	0,104	12,820	4,900	0,00062	0,07692	0,02940	1,64	84,48	2,67	51,59	8,40	88,86
10	6,2	0,35	4,20	1,36	15,42	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,50	9,6	90	0,142	9,791	1,795	0,00092	0,06364	0,01167	2,43	86,91	2,21	53,79	3,33	92,19
11	6,2	0,35	4,55	1,36	16,78	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	7,31	10,1	105	0,071	7,248	1,073	0,00052	0,05295	0,00784	1,37	88,28	1,84	55,63	2,24	94,43
12	6,2	0,35	4,90	1,36	18,14	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	2,97	9,8	75	0,089	10,833	0,694	0,00026	0,03212	0,00206	0,70	88,97	1,11	56,74	0,59	95,02
13	6,2	0,35	5,25	1,36	19,51	10,6	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	7,02	10,0	90	0,096	7,079	2,485	0,00067	0,04969	0,01744	1,78	90,75	1,72	58,47	4,98	100,00
14	6,2	0,35	5,60	1,36	20,87	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,33	10,1	100	0,040	6,500		0,00021	0,03465	0,00000	0,56	91,31	1,20	59,67	0,00	100,00
15	6,2	0,00	5,60	0,00	20,87	8,6	220	0,019	2,500	0,000	0,00012	0,01550	0,00000	24	7,47	10,3	115	0,054	5,900		0,00040	0,04407	0,00000	0,75	92,06	0,99	60,66	0,00	100,00
16	0,0	0,00	5,60	0,00	20,87	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	2,58	9,5	70	0,040	5,087		0,00010	0,01312	0,00000	0,27	92,33	0,46	61,11	0,00	100,00
17	0,0	0,00	5,60	0,00	20,87	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	0,50	8,9	25	0,120	6,293		0,00006	0,00312	0,00000	0,16	92,49	0,11	61,22	0,00	100,00
18	0,0	0,00	5,60	1,00	21,87	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Fin	105,2		5,60		21,87	10,39	236				0,00012	0,01550	0,00000	399,00	93,01	9,9	81				0,03521	1,78098	0,35010	92,49		61,22		100,00	

ANEXO 6 : PRUEBAS EN COLUMNA CON CURADO – BLENDING 1:1

ANEXO 7: PRUEBAS EN COLUMNA CON CURADO – BLENDING 2:1

ANEXO 7: PRUEBAS EN COLUMNA CON CURADO – BLENDING 2:1

PRUEBA DE CIANURACION EN COLUMNA - BLENDING 2:1

Días	SOLUCION LIXIVIANTE												Tiempo de riego (h)	SOLUCION PREGNANT						Recuperación (%)									
	V (L)	CaO (g)	CaO (g) Acum	NaCN (g)	NaCN (g) Acum	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)			V (L)	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)									
								Au	Ag	Cu	Au	Ag					Cu	Au	Ag	Cu	Au	Acum	Ag	Acum	Cu	Acum			
	6,0	0,4	0,4	0,3	0,3	10,5	500	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	15	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	0,0	0,0	0,4	0,0	0,3	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0	6,2	0,4	0,7	1,4	1,7	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	6,2	0,4	1,1	1,4	3,0	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	2,7	10,6	60	2,609	35,450	0,095	0,00704	0,09572	0,00026	17,95	17,95	3,40	3,40	0,08	0,08
2	6,2	0,4	1,4	1,4	4,4	10,2	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,0	11,8	35	2,018	73,300	0,387	0,01211	0,43980	0,00232	30,86	48,81	15,63	19,04	0,69	0,77
3	6,2	0,4	1,8	1,4	5,8	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	4,6	11,4	40	1,084	59,240	8,530	0,00493	0,26954	0,03881	12,57	61,38	9,58	28,62	11,56	12,33
4	6,2	0,4	2,1	1,4	7,2	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,2	11,8	35	0,527	44,300	12,400	0,00327	0,27466	0,07688	8,33	69,71	9,76	38,38	22,90	35,23
5	6,2	0,4	2,5	1,4	8,6	10,3	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,4	11,0	65	0,320	28,640	9,180	0,00204	0,18301	0,05866	5,21	74,92	6,51	44,89	17,47	52,71
6	6,2	0,4	2,8	1,4	10,0	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	8,1	11,1	102	0,155	21,590	5,490	0,00126	0,17531	0,04458	3,21	78,13	6,23	51,12	13,28	65,98
7	6,2	0,4	3,2	1,4	11,3	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,6	10,8	113	0,138	18,060	4,720	0,00077	0,10132	0,02648	1,97	80,10	3,60	54,72	7,89	73,87
8	6,2	0,4	3,5	1,4	12,7	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,6	10,8	145	0,113	14,890	4,240	0,00063	0,08361	0,02381	1,62	81,72	2,97	57,70	7,09	80,96
9	6,2	0,4	3,9	1,4	14,1	10,4	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,1	10,7	120	0,084	13,600	3,750	0,00051	0,08330	0,02297	1,31	83,03	2,96	60,66	6,84	87,81
10	6,2	0,4	4,2	1,4	15,4	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,9	10,2	105	0,125	10,208	2,761	0,00073	0,05972	0,01615	1,86	84,89	2,12	62,78	4,81	92,62
11	6,2	0,4	4,6	1,4	16,8	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	7,9	10,5	110	0,107	7,833	1,735	0,00085	0,06218	0,01377	2,16	87,06	2,21	64,99	4,10	96,72
12	6,2	0,4	4,9	1,4	18,1	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	4,8	10,2	95	0,071	8,542	1,074	0,00034	0,04126	0,00519	0,87	87,93	1,47	66,46	1,55	98,27
13	6,2	0,4	5,3	1,4	19,5	10,6	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,5	10,2	100	0,096	6,966	0,894	0,00062	0,04535	0,00582	1,59	89,52	1,61	68,07	1,73	100,00
14	6,2	0,4	5,6	1,4	20,9	10,5	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,0	10,4	120	0,040	6,254		0,00024	0,03727	0,00000	0,61	90,13	1,33	69,40	0,00	100,00
15	6,2	0,0	5,6	0,0	20,9	8,6	220	0,019	2,500	0,000	0,00012	0,01550	0,00000	24	6,4	10,5	115	0,054	5,875		0,00034	0,03748	0,00000	0,58	90,71	0,78	70,18	0,00	100,00
16	0,0	0,0	5,6	0,0	20,9	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	2,4	9,8	90	0,040	5,304		0,00010	0,01278	0,00000	0,25	90,95	0,45	70,63	0,00	100,00
17	0,0	0,0	5,6	0,0	20,9	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	0,6	9,1	50	0,060	5,715		0,00004	0,00357	0,00000	0,10	91,05	0,13	70,76	0,00	100,00
18	0,0	0,0	5,6	0,0	20,9	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Fin	105,2		5,6		20,9	10,41	236				0,00012	0,01550	0,00000	399,00	91,8	10,6	88				0,03584	2,00588	0,33570	91,05		70,76		100,00	

ANEXO 8: PRUEBAS EN COLUMNA CON CURADO – BLENDING 3:1

ANEXO 8: PRUEBAS EN COLUMNA CON CURADO – BLENDING 3:1

PRUEBA DE CIANURACION EN COLUMNA - BLENDING 3:1

Días	SOLUCION LIXIVIANTE													Tiempo de riego (h)	SOLUCION PREGNANT									Recuperación (%)					
	V (L)	CaO (g)	CaO (g) Acum	NaCN (g)	NaCN (g) Acum	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)				V (L)	PH	[CN]- (ppm)	Leyes (ppm)			Contenido Metálico (gr)								
								Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu					Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu						
								Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu					Au	Ag	Cu	Au	Acum	Ag	Acum	Cu	Acum			
	6,0	0,4	0,4	0,3	0,3	10,54	500	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	16	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	0,0	0,0	0,4	0,0	0,3	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0	6,2	0,4	0,7	1,4	1,7	10,28	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	0	-	-	0	0	0	0,00000	0,00000	0,00000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	6,2	0,4	1,1	1,4	3,0	10,20	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	4,8	9,6	45	2,561	37,825	0,110	0,01229	0,18156	0,00053	25,11	25,11	8,68	8,68	0,18	0,18
2	6,2	0,4	1,4	1,4	4,4	10,40	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	4,5	9,3	55	2,267	58,740	0,190	0,01013	0,26257	0,00085	20,70	45,80	12,56	21,24	0,30	0,48
3	6,2	0,4	1,8	1,4	5,8	10,40	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,7	9,4	30	1,874	46,850	7,375	0,01069	0,26728	0,04207	21,84	67,64	12,78	34,02	14,71	15,19
4	6,2	0,4	2,1	1,4	7,2	10,31	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,2	9,6	27	0,625	25,200	11,010	0,00387	0,15604	0,06817	7,90	75,54	7,46	41,48	23,84	39,03
5	6,2	0,4	2,5	1,4	8,5	10,40	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,3	9,7	54	0,317	20,010	7,670	0,00200	0,12646	0,04847	4,09	79,63	6,05	47,53	16,95	55,98
6	6,2	0,4	2,8	1,4	9,9	10,44	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,5	9,9	97	0,206	13,160	5,250	0,00135	0,08607	0,03434	2,75	82,38	4,12	51,64	12,01	67,98
7	6,2	0,4	3,2	1,4	11,3	10,41	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,5	9,9	102	0,157	11,480	4,310	0,00087	0,06337	0,02379	1,77	84,15	3,03	54,67	8,32	76,30
8	6,2	0,4	3,5	1,4	12,6	10,50	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	4,8	10,0	110	0,106	8,120	3,690	0,00051	0,03930	0,01786	1,05	85,20	1,88	56,55	6,24	82,55
9	6,2	0,4	3,9	1,4	14,0	10,50	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,7	9,7	110	0,161	7,500	3,056	0,00108	0,05014	0,02043	2,20	87,40	2,40	58,95	7,14	89,69
10	6,2	0,4	4,2	1,4	15,4	10,50	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	6,1	9,6	85	0,161	5,833	1,559	0,00098	0,03542	0,00947	2,00	89,40	1,69	60,64	3,31	93,00
11	6,2	0,4	4,6	1,4	16,7	10,50	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,4	9,8	80	0,053	6,874	1,419	0,00028	0,03688	0,00761	0,58	89,98	1,76	62,41	2,66	95,66
12	6,2	0,4	4,9	1,4	18,1	10,50	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	7,1	9,9	100	0,096	4,157	1,755	0,00068	0,02939	0,01241	1,39	91,36	1,41	63,81	4,34	100,00
13	6,2	0,4	5,3	1,4	19,5	10,34	220	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	24	5,4	9,9	105	0,040	4,200		0,00022	0,02260	0,00000	0,44	91,80	1,08	64,89	0,00	100,00
14	6,2	0,0	5,3	0,0	19,5	8,64	220	0,019	2,500	0,000	0,00012	0,01550	0,00000	24	5,5	10,0	100	0,072	4,300		0,00040	0,02374	0,00000	0,57	92,38	0,39	65,29	0,00	100,00
15	0,0	0,0	5,3	0,0	19,5	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	4,2	9,8	95	0,040	4,478		0,00017	0,01858	0,00000	0,34	92,71	0,89	66,17	0,00	100,00
16	0,0	0,0	5,3	0,0	19,5	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	0,8	9,1	55	0,080	3,261		0,00006	0,00264	0,00000	0,13	92,85	0,13	66,30	0,00	100,00
17	0,0	0,0	5,3	0,0	19,5	-	-	0,000	0,000	0,000	0,00000	0,00000	0,00000	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Fin	99		5,3		19,5	10,41	238				0,00012	0,01550	0,00000		85,4	9,69	78				0,04558	1,40203	0,28600	92,85		66,30		100,00	

ANEXO 9: DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO

