

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**  
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



**“LIXIVIACIÓN EN HEAP LEACHING DE ORO  
DISEMINADO DE FILIACIÓN EPITERMAL DE  
ALTA SULFURIZACIÓN”**

**INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL**

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

**ELABORADO POR  
VERGARAY HUAMAN, LI WANG ANCOBER**

**ASESOR  
MSc. ING. SANTIAGO G. VALVERDE ESPINOZA**

**LIMA – PERÚ  
2014**

A Dios por estar siempre conmigo.  
A mis queridos padres Betty y Luis por apoyarme siempre.  
A mis hermanos Misael, Yohan y a Hower que partió un Marzo del 2008 y me dejó esta frase: "Nada es imposible"  
A mi abuelo Misael, quien con su experiencia nos guío por la senda del bien.  
A mis dos grandes tesoros, Diana y Albert que son mi motor y motivo para mi superación como padre, personal y profesional.

## RESUMEN

Compañía Minera ARUNTANI inicia sus operaciones en el 2001, el método de explotación del mineral es a "tajo abierto" en un yacimiento diseminado con valores económicos de oro de filiación epitermal de alta sulfuración, habiéndose estimado una reserva de mineral económico del orden de los 50'000,000 TM. Con leyes de oro de 0.70 g/TM y con una ley de corte de 0.30 gramos de g/TM. Siendo la producción diaria de mineral de 23,500 TM. Con una relación de stripping de 0.6:1.

En el año 2011, se tiene problemas con la acidez del mineral, incrementado el costo productivo, por lo que se realiza mejoras en cada proceso productivo, para hacer frente a la lixiviación de minerales mixtos óxidos-sulfuros, ya que con la presencia de los minerales sulfurados en mina con leyes de 2 g/TM en oro, se debía definir si ingresaba al Pad de Lixiviación o se tendría que ir al desmonte.

Se logró recuperar 32% de oro de estos minerales sulfurados, con un consumo de de cianuro de sodio de 0.30 Kg/TM. Y un Consumo de cal 3.0 Kg/TM. Y un costo de US\$700/Oz.

## ABSTRACT

Compania Minera ARUNTANI initiates its operations in 2001, exploits the mineral under the “open-pit” method of mining in a mine deposit spread with economic values of gold of filiation epitermal of high sulfuration, An estimated reservation of economic mineral of the order of 50 ' 000,000 TM. With golden laws of 0.70 g/TM and with a law of court of 0.30 grams of g/TM. The daily production of mineral was 23,500 TM, with a relation of stripping of 0.6:1.

In 2011, they had problems with the acidity of the mineral, which increased the productive cost. It was necessary to improve every productive process, to face the leaching of mixed minerals oxides – sulphurs. Due to the presence of the minerals sulfurated in mine with laws of 2 g/TM in gold, it was necessary to define if it was deposited the Pad of Leaching or it would have to go away to the felling.

It was recoved 35 % of gold of these sulfurated minerals, with a consumption of of cyanide of sodium of 0.30 Kg/TM, a consumption of lime 3.0 Kg/TM, and a cost of US\$700/Oz.

## INDICE

	Pág.
INTRODUCCION	10
<b>CAPÍTULO I - GENERALIDADES</b>	
1.1 Ubicación del Proyecto	12
1.2 Historia	13
1.3 Geología	14
1.3.1 Geología Regional	14
1.3.2 Geología Local de Tucari	17
1.4 Mineralización	21
<b>CAPÍTULO II – OPERACIONES</b>	
2.1 Operaciones Mina	24
2.1.1 Perforación	24
2.1.2 Voladura	25
2.1.3 Carguío	26
2.1.4 Transporte	26
2.2 Construcción del Pad de Lixiviación	27
2.2.1 Movimiento de Tierras	27
2.2.2 Limpieza, Desbroce y Desencapado	28
2.2.3 Estructuras de Derivación de Aguas Superficiales y Caminos Perimetrales	30
2.2.4 Relleno Estructural y Nivelación	30
2.2.5 Sistemas de Sub – Drenaje	32
2.2.6 Capa de Suelo de Baja Permeabilidad	35
2.2.7 Preparación de La Superficie para La Geomembrana	36
2.2.8 Colocación de la Geomembrana	37
2.2.9 Registro Fotográfico	38
2.3 Operación en el Pad de Lixiviación	41
2.3.1 Teoría de Lixiviación	41
2.3.2 Mecanismo de Disolución del Oro por Cianuración	41
2.3.3 Diagramas de Estabilidad (Pourbaix)	43
2.3.4 Factores que afectan la velocidad de disolución del Au	44
2.3.4.1 Efecto de la Concentración del Oxígeno Disuelto sobre la Disolución del Oro	44
2.3.4.2 Efecto del Tamaño de Partícula	45
2.3.4.3 Efecto de La Concentración de Cianuro sobre la Velocidad de Disolución del Oro	46
2.3.4.4 Efecto del pH sobre la Disolución del Oro	48
2.3.4.5 Efecto de la Temperatura	51
2.3.4.6 Concentración de Soluciones	52
2.3.5 Llenado del Pad de Lixiviación	55
2.3.5.1 Recepción del Mineral	56
2.3.5.2 Muestreo del Mineral	57
2.3.5.3 Dosificación de Cal	58
2.3.5.4 Empuje de Mineral y escarificado de Mineral	60
2.3.5.5 Armado de Celdas de Riego	61
2.3.5.6 Purgado de Mangueras	63
2.4 Planta de Procesos Merrill Crowe	63

2.4.1	Clarificación	66
2.4.2	Desoxigenación	69
2.4.3	Precipitación	71
2.4.3.1	Termodinámica de la precipitación del Oro con Polvo de Zinc	72
2.4.3.2	Etapas de la precipitación	73
2.4.3.3	Adición del Zinc	74
2.4.4	Separación sólido – líquido	75
2.4.5	Tratamiento del Precipitado	77
2.4.6	Sistema de bombeo de soluciones al Pad de Lixiviación	79
2.4.7	Planta de Destrucción de Cianuro	80
2.4.7.1	Compuestos Cianurados	83
2.4.7.2	Descripción del Proceso con Peróxido de Hidrógeno y Sulfato de Cobre	86
2.4.7.3	Control de Efluentes	89

### CAPITULO III - PRUEBAS METALÚRGICAS DE ESCALAMIENTO

3.1	Objetivo de las Pruebas	90
3.2	Metodología	90
3.3	Equipo y Materiales	91
3.4	Desarrollo de la Prueba	91
3.4.1	Preparación Mecánica	92
3.4.2	Prueba de Alcalinidad	93
3.4.3	Prueba Flash	93
3.4.4	Prueba en Botella	93
3.4.5	Pruebas en Columna de 1m altura	93
3.4.6	Envío de muestras sólidas para análisis	93
3.4.7	Solución de riego	93
3.5	Prueba de Recuperación en Columna de 6 metros de altura	95
3.5.1	Columna N°1	95
3.5.1.1	Características de la Prueba	95
3.5.1.2	Balance Metalúrgico	95
3.5.1.3	Gráficos de Recuperación	96
3.5.2	Columna N°2	96
3.5.2.1	Características de la Prueba	96
3.5.2.2	Balance Metalúrgico	97
3.5.2.3	Gráficos de Recuperación	97
3.6	Prueba De Recuperación en Columna de 1 metro de altura	98
3.6.1	Columna N°1	98
3.6.1.1	Balance Metalúrgico	98
3.6.1.2	Gráficos de Recuperación	98
3.6.2	Columna N°2	99
3.6.2.1	Balance Metalúrgico	99
3.6.2.2	Gráficos de Recuperación	100
3.7	Prueba de Recuperación en Botella (Consumo de Cianuro y Cal)	101
3.7.1	Característica de la Prueba	101
3.7.2	Recuperación de Oro	102
3.7.3	Recuperación de Plata	103
3.8	Prueba de Recuperación Flash	103
3.9	Resumen General de las Pruebas Metalúrgicas de Escalamiento	104

3.9.1	Columna de 6 m	104
3.9.2	Columna de 1 m	104
3.9.3	Botella	104
3.9.4	Flash	105
3.10	Recuperación Acumulada de Oro, Plata y consumo de Cianuro de Sodio y Cal en Operación	105

#### CAPITULO IV - CALCULOS METALURGICOS

4.1	Cálculo en el Pad de Lixiviación	106
4.2	Balance de Aguas del Proceso	107
4.3	Clarificación	108
4.3.1	Dosificación de diatomita	108
4.3.2	Velocidad de filtración	109
4.4	Desoxigenación	109
4.4.1	Calculo de la altura de empaque de la torre de vacío	109
4.4.2	Cálculo de aire a evacuar de la solución rica	112
4.5	Calculo de la potencia de una bomba	113
4.5.1	Cálculo de la velocidad del fluido V	114
4.5.2	Cálculo del Número de Reynolds Re	115
4.5.3	Cálculo del factor de proporcionalidad f	117
4.5.4	Cálculo de la pérdida de carga en el transporte de fluidos en tuberías cilíndricos $h_f$	119
4.5.5	Cálculo de la pérdida de carga por los accesorios en la tubería $h_a$	122
4.5.6	Cálculo de la altura dinámica total ADT	123
4.5.7	Cálculo de la potencia de la bomba HP	123

	CONCLUSIONES	125
--	--------------	-----

	BIBLIOGRAFÍA	128
--	--------------	-----

## INDICE DE FIGURAS

		Pág.
Figura N° 1.1	Ubicación de la Mina Tucari	12
Figura N° 1.2	Vista General de la Mina Tucari	13
Figura N° 1.3	Mapa de la Geología Regional	16
Figura N° 1.4	Mapa Geológico	23
Figura N° 2.1	Perforación en Banco 5040 Polígono 179, lado Este del tajo Tucari	25
Figura N° 2.2	Voladura, Banco 5040 Polígono 179, lado Este del tajo Tucari	25
Figura N° 2.3	Carguío, Banco 5040 Polígono 179, lado Este del tajo Tucari	26
Figura N° 2.4	Trasporte de mineral al Pad de Lixiviación 23,500 TM diarias	27
Figura N° 2.5	Secuencia de construcción del Pad	38
Figura N° 2.6	Limpieza, remoción y eliminación de turba o peat, para luego ser traslado a botaderos temporales	38
Figura N° 2.7	Conformación de la subrasante (relleno estructural) según planos de construcción para recibir la arcilla	39
Figura N° 2.8	Conformación de la rasante y compactación de la arcilla	39
Figura N° 2.9	Tendido de geomembrana luego de colocar la rasante conformado de arcilla	40
Figura N° 2.10	Colocación e instalación de las tuberías de colección, además de la colocación del overliner	40
Figura N° 2.11	Representación esquemática de la corrosión de la superficie solida del oro en contacto con la solución de cianuro que contiene oxígeno	43
Figura N° 2.12	Diagrama de Estabilidad Potencial-pH, para el sistema Au-H <sub>2</sub> O-CN- a 25°C (Marsden and House, 1992)	44
Figura N° 2.13	Concentración del Oxígeno Disuelto vs. La Disolución del Oro	45
Figura N° 2.14	Concentración de Cianuro vs. Velocidad de Disolución del Oro (Obtenido en Laboratorio Metalúrgico)	47
Figura N° 2.15	%CN- vs. %HCN	50
Figura N° 2.16	Gráfica que representa la velocidad de disolución del oro en una solución cianurada en función de la temperatura (Marsden and House, 1992)	51
Figura N° 2.17	Llenado del Pad de Lixiviación	56
Figura N° 2.18	Recepción del Mineral, llenado de la celda N° 38, Lift 10	57
Figura N° 2.19	Muestreo del Mineral, Banco 5010 Polígono N° 19	58
Figura N° 2.20	Almacenamiento de cal en la zona de descarga del Pad de Lixiviación	59
Figura N° 2.21	Dosificación de cal, cada bolsa es de 1 tonelada	59
Figura N° 2.22	Empuje y Escarificado del Mineral	60
Figura N° 2.23	Armado de Celdas de Riego, celda N° 33 Lift 3.	62
Figura N° 2.24	Purgado de Mangueras	63
Figura N° 2.25	Planta Merrill Crowe	65
Figura N° 2.26	Filtros Clarificadores	67
Figura N° 2.27	Figura N° 2.27 Espectro de Filtración	68
Figura N° 2.28	Morfología de Diatomitas	68
Figura N° 2.29	Torre de Vacío	70
Figura N° 2.30	Bomba de vacío modelo LPHX 65320	70
Figura N° 2.31	Tripacks, de polipropileno de 3 ½ de diámetro, que van	



	dentro de la torre de vacío	70
Figura N° 2.32	Precipitación de Au <sup>0</sup> a partir de la solución cianurada (Marsden and House, 1992)	73
Figura N° 2.33	Dosificador de polvo de Zinc	75
Figura N° 2.34	Filtros Prensas, modelo QP1500-32-140, marca Durco Filters	76
Figura N° 2.35	Precipitado listo para ser secado en los hornos retortas	77
Figura N° 2.36	Figura N° 2.36 Horno de fundición	78
Figura N° 2.37	Figura N° 2.37 Colada del dore	78
Figura N° 2.38	Figura N° 2.38 Sistema de Bombeo de Soluciones al Pad	79
Figura N° 2.39	Planta de Destrucción de Cianuro	81
Figura N° 2.40	Ingreso de solución cianurada de 150 m <sup>3</sup> /h	82
Figura N° 2.41	Figura N° 2.42 Tanques para el proceso de destrucción del Cianuro	82
Figura N° 2.42	Figura N° 2.43 Vista general de la destrucción de cianuro de sodio	83
Figura N° 2.43	Componentes del Cianuro Total	84
Figura N° 3.1	Procedimiento de cuarteo	91
Figura N° 3.2	Diagrama de cuarteo (Realizado por laboratorio Metalúrgico)	92
Figura N° 3.3	Diagrama de sistema de riego	94
Figura N° 3.4	Recuperación de Oro % vs tiempo en Columna de 6 m. Columna N° 1	96
Figura N° 3.5	Recuperación de Oro % vs tiempo en Columna de 6 m. Columna N° 2	97
Figura N° 3.6	Recuperación de Oro% vs tiempo en Columna de 1 m. Columna N° 1	98
Figura N° 3.7	Recuperación de Plata % vs tiempo en Columna de 1 m. Columna N° 1	99
Figura N° 3.8	Recuperación de Oro% vs tiempo en Columna de 1 m. Columna N° 2	100
Figura N° 3.9	Recuperación de Plata % vs tiempo en Columna de 1 m. Columna N° 2	100
Figura N° 3.10	Recuperación de Oro% vs tiempo Prueba de recuperación en Botella N°1 y N°2	102
Figura N° 3.11	Recuperación de Plata % vs tiempo Prueba de recuperación en Botella N° 1 y N° 2	103
Figura N° 4.1	Torre de Desaireación	111
Figura N° 4.2	Cálculo de la Potencia de Bomba Sumergible para Alimentar de Solución Rica	113
Figura N° 4.3	Desplazamiento del fluido	114
Figura N° 4.4	Laminar – Flujo Turbulento	115
Figura N° 4.5	Cálculo del Factor de Proporcionalidad	117
Figura N° 4.6	Diagrama de Moody	118
Figura N° 4.7	Energía de pérdidas de carga	120
Figura N° 4.8	Diagrama de la pérdida de carga por fricción	120
Figura N° 4.9	Flow Sheet del Pad de Lixiviación y Planta de Procesos Merrill Crowe	124

## INDICE DE TABLAS

		Pág.
Tabla N° 2.1	Datos de Perforación	24
Tabla N° 2.2	Datos de efluentes de Planta	89
Tabla N° 2.3	Limites maximos permisibles para la descarga de efluentes liquidos de actividade Minero-Metalurgicas. D.S. N°010-2010 MINAM 21 AGOSTO 2010	89
Tabla N° 3.1	Lixiviación con mineral B 5040 P 179-E en Columna de 6 m – Columna N° 1	95
Tabla N° 3.2	Balance Metalúrgico en Columna de 6 m – Columna N° 1	95
Tabla N° 3.3	Lixiviación con mineral B 5040 P 179-E en Columna de 6 m Columna N° 2	96
Tabla N° 3.4	Balance Metalúrgico en Columna de 6 m – Columna N° 2	97
Tabla N° 3.5	Balance Metalúrgico en Columna de 1m – Columna °1	98
Tabla N° 3.6	Balance Metalúrgico en Columna de 1m – Columna N°2	99
Tabla N° 3.7	Datos de Prueba de recuperación en Botella N° 1 y N° 2	101
Tabla N° 3.8	Consumo de CaO y NaCN de la Prueba de recuperación en Botella	102
Tabla N° 3.9	Datos de Prueba de recuperación Flash	103
Tabla N° 3.10	Datos de las Pruebas de recuperación	104
Tabla N° 4.1	Tabla de densidad, viscosidad dinámica y cinemática del agua pura a diferentes temperaturas	116
Tabla N° 4.2	Coefficientes de rugosidad absoluta $\epsilon$ . (Asmed N., 1987)	119

## INTRODUCCIÓN

El presente informe, describe todo el proceso de extracción del oro del mineral en las diferentes Operaciones.

Se describe la Geología de la localidad, la mineralización; que nos indica que el oro es de filiación epitermal de alta sulfuración, y debido a la aparición de los minerales sulfurados en el tajo, se realizaron mejoras operativas reduciendo nuestro costo operativo en la lixiviación del mineral mixto óxido-sulfuro.

En Operaciones Mina se describe la perforación, voladura, carguío y transporte del mineral realizándose 23,500 toneladas diarias.

En Construcción Pad de Lixiviación se describe las diferentes etapas de construcción, con supervisión constante de la empresa especializada VECTOR PERU S.A.C

La Operación en el Pad de Lixiviación o Proceso Heap Leaching, es el proceso más importante de todas las operaciones, debido a que se recibe un contenido metálico de oro teniéndose que recuperar 78% de oro, para lo cual se tiene que coordinar con

Geología Mina, Operaciones Mina que se cumplan todos los parámetros de operación y no tener problemas posteriores en la producción de oro.

La Planta de Procesos Merrill Crowe, con una capacidad de 1,000 m<sup>3</sup>/h, que se cuenta en la etapa de clarificación con filtros clarificadores modelo 72HC2200 de 500 m<sup>3</sup>/h de capacidad, con 98% de eficiencia en la desoxigenación, la precipitación o cementación de dore con una eficiencia de 94%, en la separación sólido/líquido se usan los filtros prensas modelo QP1500-32-140.

La Planta de Destrucción de Cianuro, esta cuenta con la infraestructura necesaria en caso sea necesario hacer vertimiento al medio ambiente por exceso de solución debido básicamente por lluvias, debiéndose cumplir los límites máximos permisibles para la descarga de efluentes líquidos de actividades Minero-Metalúrgicas, según D.S N°010-2010 MINAM del 21 de Agosto del 2010.

Las Pruebas Metalúrgicas de Escalamiento, se realizaron para poder definir si el mineral mixto va al Pad de Lixiviación o al desmonte dependiendo de las pruebas de recuperación de oro, consumo de cianuro de sodio y cal viva; además de la evaluación económica.

Finalmente se adjuntan los Cálculos Metalúrgicos, usados con frecuencia en la operación del Pad de Lixiviación y Planta Merrill Crowe.

## CAPÍTULO I

### GENERALIDADES

#### 1.1 Ubicación del Proyecto

La Mina Tucari está ubicada en la jurisdicción del distrito de Carumas, provincia de Mariscal Nieto, en el departamento de Moquegua, en altitudes que varían entre 4,600 y 5,000 msnm; a una distancia de aproximadamente 900 km de Lima y 145 km de Moquegua, en la cuenca alta del río Tambo y del río Aruntaya, específicamente en la micro cuenca Margaritani, entre las quebradas Apostoloni y Margaritani, tal como se muestra en la figura N° 1.1.



Figura N°1.1 Ubicación de la Mina Tucari.

## 1.2 Historia

Aruntani inició sus actividades en la cuenca del río Margaritani el año 2,000 a través de la exploración del proyecto Tucari. Dichas actividades fueron desarrolladas en una primera etapa en los años 2000 y 2001 por la empresa MDH S.A.C, la cual realizó un intenso programa de exploración que consistió en un cartografiado geológico, muestreo superficial y perforación diamantina, habiéndose desarrollado 22 taladros de perforación, con un total de 2,433 m. La unidad Tucari inició sus operaciones el 2,003 produciendo oro y plata, en la figura N° 1.2. Se puede observar el botadero, tajo, pad y pozas.

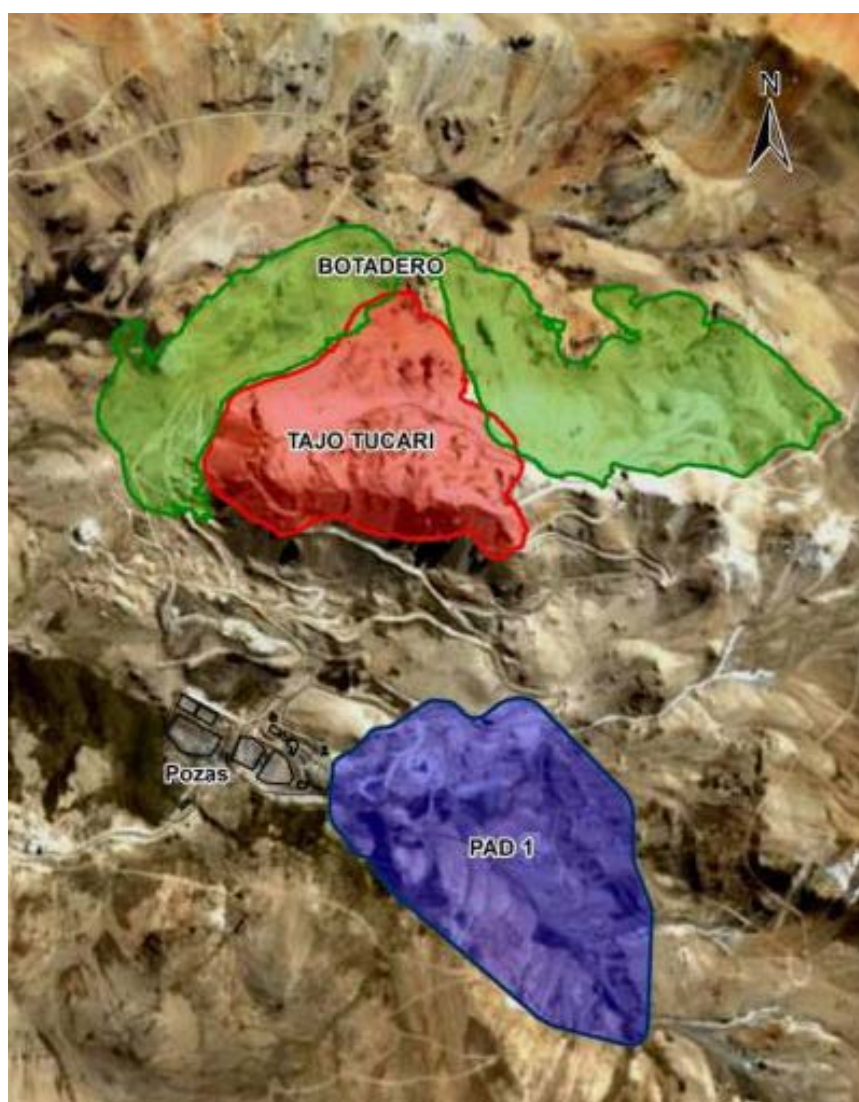


Figura N° 1.2 Vista General de la Mina Tucari.

## 1.3 Geología

### 1.3.1 Geología Regional

El área y la Región en su conjunto se encuentran en la parte central de la Cordillera Sur Andina Occidental, específicamente en la parte central de la cadena volcánica del Sur, configurando un ambiente típicamente vulcanológico, cuya conformación data del Terciario caracterizada por varias etapas de efusión (básicas y ácidas), siendo la última efusión lávica del Barroso.

La descripción de la base al tope es la siguiente:

**Grupo Puno:** Secuencia volcano-clástica de característico color rojo-violáceo la cual se expone rellenando depresiones y cubriendo las amplias penillanuras al Oeste del Proyecto.

Por lo general muestra conspicua estratificación donde resaltan las areniscas volcánicas con laminaciones de material muy fino producto de ambientes lagunares.

Eventos tectónicos han producido fuerte plegamiento y basculamiento notándose incluso contactos bruscos con el Barroso (Hiatos). Al Oeste y Norte de Tucari se aprecia intensa cloritización siendo la roca muy deleznable.

**Volcanico Sencca:** Piroclástico de composición riolítica color blanco. Consta mayormente de tufos y lapillis moderadamente compactos y fuertemente erosionados lo cual hace restringida su exposición.

Cerca al yacimiento presentan alteración hidrotermal del tipo sílice-alunita y silicificación masiva apareciendo solo a manera de relictos. La roca presenta cristales

de cuarzo, ocasionalmente biotitas y asimila fragmentos pequeños de andesitas y dacitas.

**Grupo Barroso:** Secuencia conformada mayormente por lavas andesíticas que en ocasiones muestran disyunción columnar.

La mina Tucari se encuentra en este grupo al Sur de Tucari se aprecian aglomerados calco-alcalinos dentro del paquete efusivo.

Dado la amplitud y prolongado volcanismo asociado a esta unidad litoestratigráfica, es común la presencia de intrusivos hipo abisales andesita-dacita que forman parte del Arco Volcánico Cenozoico del Sur del país.

Los minerales que conforman la roca al intemperizarse originan amplias anomalías de color lo cual es típico en todo el distrito.

**Material Cuaternario:** Constituido por coluvio-glaciales y morrenas hacia las zonas dístales de los valles en "U". Se observa material heterométrico y polimíctico que no llegan a conformar grandes depósitos.



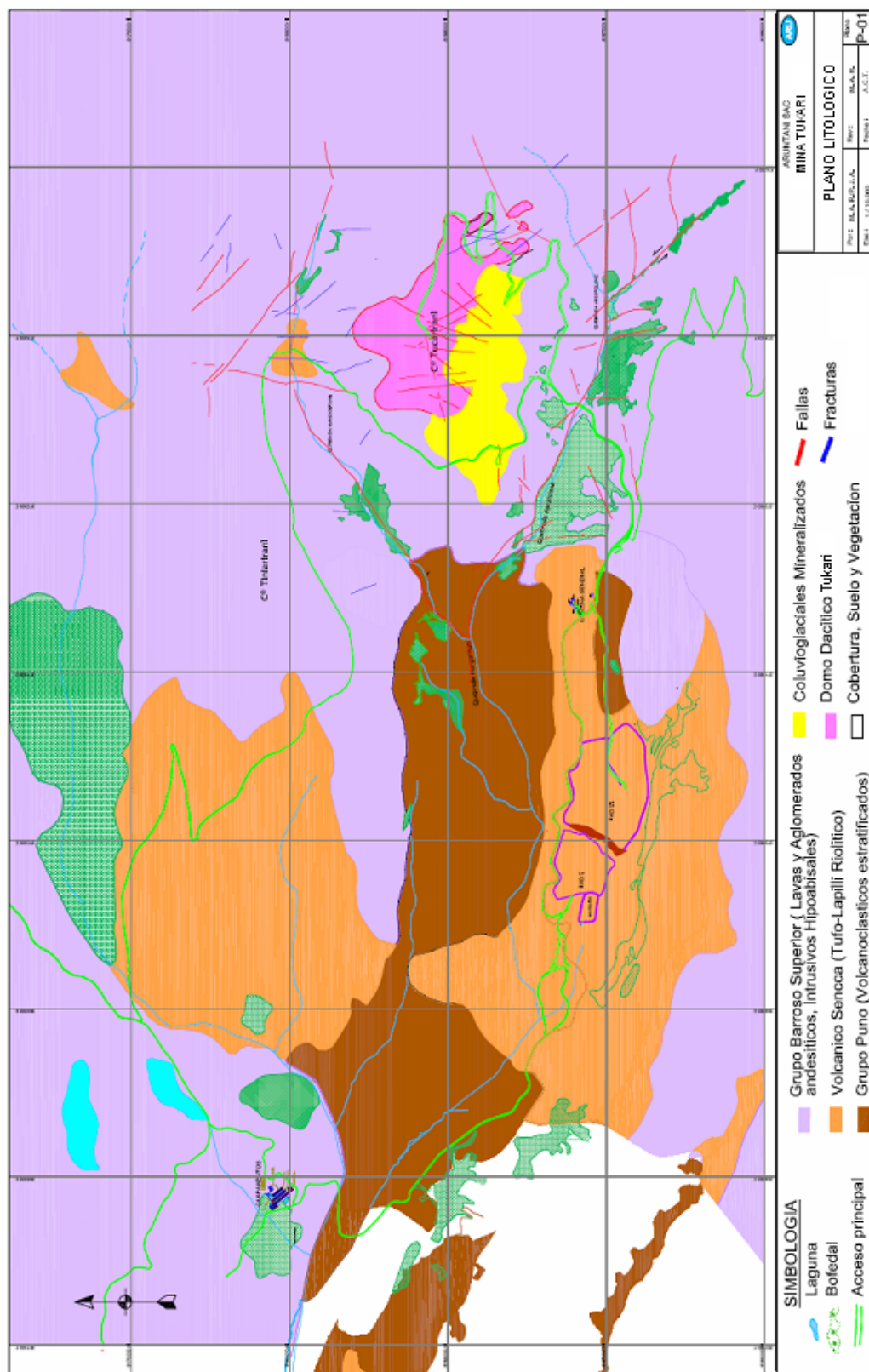


Figura N° 1.3 Mapa de la Geología Regional.

### **1.3.2 Geología Local de Tucari**

La estructura que conforma base del medio físico de la micro cuenca del río Margaritani, geológicamente corresponde a un escenario conformado mayormente por formaciones volcánicas y sedimentarias continentales cenozoicas, comprendidas entre los periodos Terciarios y Cuaternarios, que han sufrido diferente grado de disturbación y alteración.

Se ha identificado siete unidades geológicas y/o litoestratigráfica principales, como se muestra en la Figura N° 1.3

La secuencia estratigráfica de abajo hacia arriba de conformidad con las unidades cronológicas, se describe a continuación:

#### **Terciario**

##### **Grupo Puno (Ti-pu)**

Esta formación rocosa más antigua reconocida dentro de los límites del área de estudio, está constituida por estratos de arenisca conglomeráticas y brechas tufáceas de colores verde violáceos a abigarrados, con intemperismo de tonos claros.

Los fragmentos rocosos son mayormente de naturaleza volcánica andesítica en matriz arena tufácea feldespática. Aunque no se conoce la base de la formación se estima un espesor de 700 metros, unidad de edad eocénica-oligocénica (Terciario inferior) con depositación de tipo continental.

Se le relaciona también con la denominada Formación Pichu de las zonas aledañas.

En el área de la operación afloran en poca extensión en las inmediaciones de la quebrada Margaritani del lado Oeste.

### **Volcánica Tacaza (Ts-vt)**

Las rocas que conforman esta unidad tiene considerable distribución en el Sur del país y ocurren sobre el Grupo Puno y debajo de la Formación Maure (fuera del área de estudio) y/o de los Volcánicos Barroso.

Esta formación regionalmente presenta 3 miembros definidos: inferior, medio y superior.

El primero consiste mayormente de sedimentos clásticos continentales; el segundo principalmente de tufos riolíticos y el tercero de coladas andesíticas y tufos brechoides.

En el área pueden reconocerse los niveles medio y superior, los cuales sin embargo no han sido individualizados. La parte inferior está constituida de tufo gris blanquecino de naturaleza riolítica y dacitas con intercalaciones menores de aglomerados, areniscas y brechas volcánicas grises; mientras que la porción superior está constituida mayormente de derrames andesíticos y piroclásticos de naturaleza andesítica y dacítica con horizontes de brechas polimetálicas que han sufrido cierta disturbación y alteración en diferentes grados.

Constituye las unidades de mayor distribución, esta formación regionalmente es considerada como grupo de edad Miocénica (terciario medio-superior).

### **Volcánico Barroso (TQ-vb)**

Comprende un complejo de rocas volcánicas, inicialmente descritas por Wilson y García (1962) por su exposición típica en la Cordillera del Barroso (de donde toma el nombre). En el área ocupan las porciones más elevadas o cimas de las cadenas volcánicas que limitan el área, en especial en el lado Sur y Sur Este, donde aparecen sobre yaciendo a los Volcánicos Tacaza.

Están constituidos principalmente por derrames lávicos de andesitas y riolitas grisáceos, con algunos horizontes conglomeráticos débilmente disturbados y alterados. La mina Tucari se encuentra en este complejo de rocas volcánicas. Esta formación regionalmente considerada como Grupo de edad Pliopleistocénica (Terciario superior-Cuaternario).

### **Cuaternario**

#### **Morrenas y depósitos Fluvio Glaciares (Qp-mfg)**

Se considera a los diferentes depósitos de origen glaciar y fluvio-glaciar que ocurren rellenando o tapizando los fondos y laderas bajas de la micro cuenca, como consecuencia de las últimas glaciaciones pleistocénicas.

Su litología es variada, aunque predominantemente de naturaleza volcánica y volcánico clástica, con intercalaciones de areniscas, arcillas y otros detritos, dispuestos en capas gruesas de débil compactación, con tonos grises blanquecinos amarillentos (por oxidación e intemperismo).

Por lo general estos depósitos se encuentran muy disectadas (tipo morrenas solfluidas), razón por lo que han sido suficientemente diferenciados, incluyendo a los materiales fluvioglaciares que ocurren aún más dispersos.

### **Depósitos de Escombros Glaciares y Peri glaciares (Qp-eg)**

Se considera a las acumulaciones rocosas sueltas y/o termo clásticas que ocurren rellenando, tapizando las laderas o flancos de los picos montañosos más elevados, producto de la gelifracción y derrubiación de los paquetes volcánicos expuestos, favorecidos por la acción glacial (tipo morrénica).

Son depósitos más o menos similares a los anteriores, diferenciados básicamente por su especial configuración, conformando taludes de escombros niveles de relativo poco transporte y cuya formación virtualmente continúa hasta el presente.

Los materiales conformantes son variados, predominantemente de naturaleza volcánica, algunos de ellos regularmente alterados por analogía con las formaciones rocosas originarias.

### **Turbera Bofedal (Qr-tb)**

Se encuentran en las áreas hidromórficas de los fondos de las quebradas o valles glaciares dominantes, formadas por acumulación de materiales no consolidados fango-arcillosos, con alto contenido de materia orgánica vegetal en proceso de turberización en ambientes acuosos e hidrofíticos de alta montaña.

Áreas de pequeña extensión y por lo general denotan signos de deterioro avanzado (degradación), constituyendo sin embargo ambiente de alto potencial hidrogeológico

y biológico; razón por la cual no serán ocupados o intervenidos en el desarrollo de ampliación del proyecto.

### **Depósito Fluvio Aluviales (Qr-fa)**

Completando la secuencia estratigráfica se tiene los diferentes materiales del Cuaternario reciente, de origen fluvial que se presentan en pequeñas extensiones en los fondos o lechos de los riachuelos principales como el Margaritani.

Están constituidos mayormente de arenas, arcillas, gravas y eventualmente de cantos rodados conformando horizontes alargados y estrechos de poco espesor, tipo terrazas aluviales disectadas.

### **1.4 Mineralización**

El yacimiento es de oro diseminado, de filiación epitermal, tipo alta sulfuración (Au-Ag); está alojado en cuerpos someros relacionados a óxidos de sílice porosa (vuggy), arenosa y brechas hidrotermales, tal como se puede observar en la figura N° 1.4..

La mineralización, es de oro microscópico asociado a óxidos de fierro. Las zonas de steam-heated y opalina han sido erosionadas por lo que el sistema no se encuentra completo.

La descripción del tope a la base se expone de la siguiente forma:

**Sílice Masiva:** Representado mayormente por sílice gris muy fracturada y brechada acompañada por óxidos de fierro, escorodita, jarosita y cristales de baritina. Su exposición se concentra sobre la cresta Sur y Norte del domo Tucari en contacto con los feeders principales que cortan al intrusivo.

Es recurrente la presencia de cuerpos de brecha hidrotermal y crackle de persistencia y potencia muy variada cuya distribución indica eventos polifásicos de mineralización. Las texturas de lixiviación también son evidentes con presencia ocasional de azufre.

**Sílice Residual:** Constituido por sílice vuggy y sílice granular compacta o terrosa pulverulenta. El desarrollo se ubica en todo el Tajo en contacto con las brechas descritas anteriormente.

La variabilidad en los valores de Oro es constante siendo una guía importante en el control de la mineralización el contenido de óxidos y las impregnaciones de jarosita. Cuando la sílice concentra pirita, toma un color gris oscuro siendo totalmente estéril.

**Sílice - Alunita:** Es la alteración más extendida y diferenciada en el depósito con los valores más altos en Oro. Es común notar la superposición de eventos de alteración y mineralización, sobre todo en la vuggy cuyos poros se encuentran rellenos de alunita.

Los ensambles de primera generación aparecen al Este del Tajo con valores marginales en contextos de sílice-clay y brechas sin óxidos.

Respecto a las brechas sílice-alunita, su exposición más evidente se da sobre la cresta Sur y Oeste del domo.

**Sílice - Clay:** Aparece con mayor persistencia sobre los límites Este y Sur del Tajo. Es común el intercrecimiento sílice-clay en la matriz de la roca con argilización de los

fenos (caolinización). La presencia de sulfatos de Cobre se asocia a dicho ensamble siempre en contacto con arcillas grises.

**Clay Gris - Pirita:** Su mayor exposición se da sobre el flanco Este del yacimiento en contacto irregular con ensambles sílice-clay y playas de roca fresca.

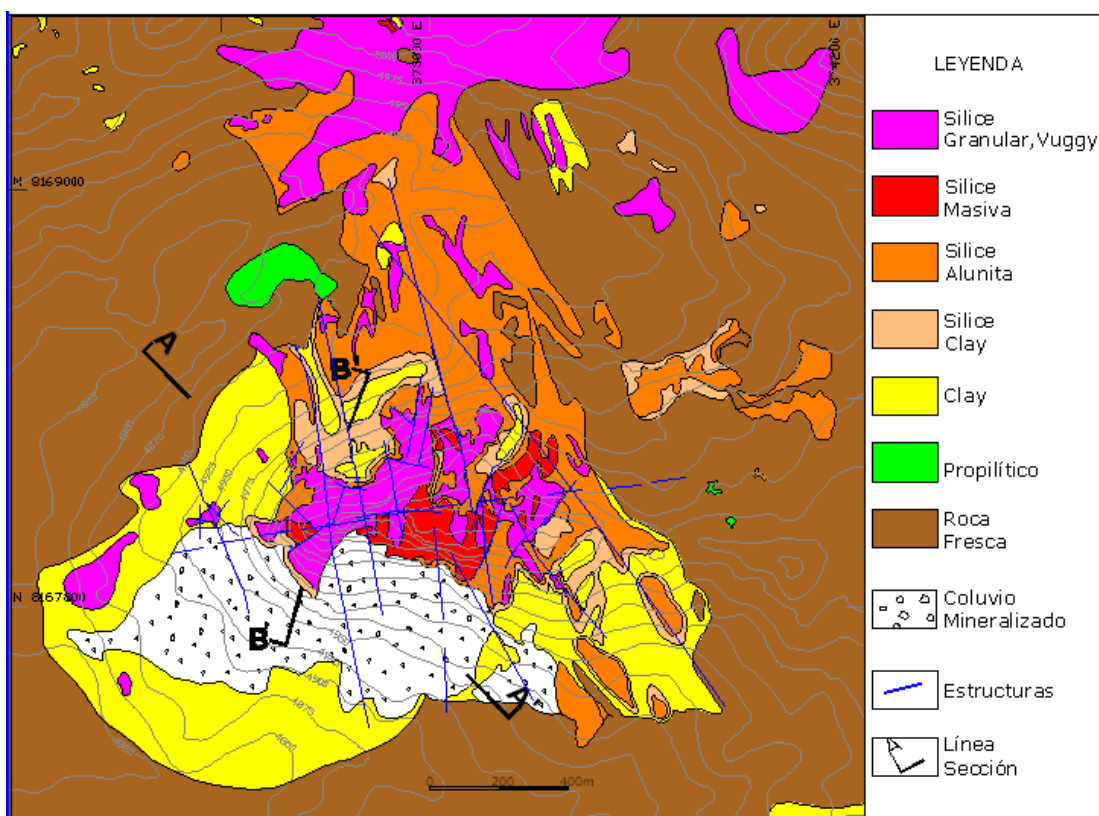


Figura N° 1.4 Mapa Geológico.



## CAPÍTULO II

### OPERACIONES

#### 2.1 Operaciones Mina

##### 2.1.1 Perforación

Es la primera operación unitaria cuya finalidad es aperturar hoyos verticales (Taladros) de diámetro 7 7/8" con profundidad de 8.0 m y 1.0 m de sub-drilling, utilizando perforadoras rotativas IR modelo DM45E, barras y brocas Tricónicas. En los Taladros realizados se colocaran los accesorios y agentes de voladura (Booster, Retardos no Eléctricos, Anfo, Anfo Pesado, etc.).

Tabla N° 2.1 Datos de Perforación.

Altura de Banco (m)	Diámetro de taladro (pulg)	Sobre Perforación (m)	Alteración	Resistencia a la compresión (MPa)	Módulo de Young (GPa)	Ángulo de fricción (°)	Dureza	Razón Espaciamiento E/B	Malla BxE (m)	Factor de potencia (kg exp/t)
8	77/8	1.0	SM Bx(sil)	136	68	30	Duro	1.15	4.8x5.5	0.31
8	77/8	1.0	SA Bx(SA)	86	31	31	Medio	1.15	5.5x6.3	0.27
8	77/8	1.2	CP,CLY	56	36	36	Suave	1.15	6.1x7.0	0.22

Donde:

SM: Silice Masiva

Bx(sil): Brecha Silicificada

SA: Silice Alunita

Bx(SA): Brecha de Sílice Alunita

CP: Clay Pirita

CLY: Clay



Figura N° 2.1 Perforación en Banco 5040 Polígono 179, lado Este del tajo Tucari.

### 2.1.2 Voladura

Tiene como finalidad fragmentar el mineral de manera adecuada para que las siguientes operaciones se desarrollen eficientemente (Carguío, Acarreo, Pad Lixiviación).



Figura N° 2.2 Voladura, Banco 5040 Polígono 179, lado Este del tajo Tucari.

### 2.1.3 Carguío

El carguío del material es llevado a cabo principalmente por:

- ◆ 01 Cargador frontal CAT 992C de 10.5 m<sup>3</sup>
- ◆ 01 Cargador frontal CAT 980H de 6.8 m<sup>3</sup>
- ◆ 01 Cargador frontal CAT 966H de 3.4 m<sup>3</sup>
- ◆ 01 Excavadora CAT 365CL de 3.5 m<sup>3</sup>



Figura N° 2.3 Carguío, Banco 5040 Polígono 179, lado Este del tajo Tucari.

### 2.1.4 Transporte

El transporte del mineral y desmonte se hace por medio de camiones Scania con capacidad de carga en el rango de 20 m<sup>3</sup> - 22 m<sup>3</sup>, los cuales depositan el estéril en botaderos de desmonte cercanos al tajo (aproximadamente entre 1.3 – 1.5 km) y el mineral es transportado a las Pilas de Lixiviación (aproximadamente 2.5 – 3.0 km).



Figura N° 2.4 Transporte de mineral al Pad de Lixiviación 23,500 TM diarias.

## **2.2 Construcción del Pad de Lixiviación**

### **2.2.1 Movimiento de Tierras**

Los trabajos de movimiento de tierras consistieron en limpieza y desbroce, remoción de turba, suelos orgánicos y arcilla, obtención de suelos de préstamo, construcción y mantenimiento de los caminos de accesos temporales y permanentes, remoción de afloramientos rocosos, nivelación de sub-rasante, construcción de obras de derivación, estructuras para el control de erosión, colocación de empedrado y relleno estructural.

### **Áreas de Préstamo y Excavaciones**

Constituido por todos los materiales que se necesitaron para construir el Pad de Lixiviación, los caminos perimetrales, las bermas o para realizar otra actividad de movimiento de tierras.

El contratista tiene que mantener la estabilidad de los taludes y aquellos que el ingeniero consideró pertinente se tuvo que perfilar para proporcionar estabilidad, los taludes fueron conformados de modo de facilitar el drenaje y evitar estancamiento de agua.

En la construcción del Pad de Lixiviación existió una gran cantidad de excavación excedentes de suelo y roca, los volúmenes de excavación sobrepasaron los volúmenes de rellenos requeridos. Los materiales excedentes debieron ser removidos y colocados en áreas designadas por el propietario e ingeniero, pudiendo incluirse el botadero de desmonte de mina o botaderos designados explícitamente para los materiales, los registros de construcción del contratista tuvieron que indicar claramente el lugar donde se depositó o apiló cada carga del material.

### **2.2.2 Limpieza, Desbroce y Desencapado**

En todas las áreas que han recibido relleno o revestimiento, o que se utilizaron como fuentes de préstamo se tuvo, antes de todo, realizar la limpieza, desbroce y desencapado, lo cual se realizó solo dentro del sector actual de construcción, a menos que el ingeniero determine de otra manera.

#### **Remoción de turba**

Toda turba tuvo que ser removida del área de construcción y ubicada en la zona que determinó y aprobó el ingeniero en coordinación con el propietario, se define como turba a las arcillas orgánicas o blandas, limos orgánicos o blandos u otro material inadecuado que no se define como suelo superficial o arcilla.



En los casos que el depósito de turba se extendió más allá del área de construcción, la turba tuvo que ser removida al menos 5 metros más allá de dicha área, a fin de asegurar que se remueva todo este tipo de material, la excavación correspondiente tuvo que extenderse como mínimo 2,000 mm lateralmente y 500 mm verticalmente en materiales competentes.

### **Remoción de arcilla**

Cualquier depósito de arcilla cuyo espesor fue mayor a 100 mm cuyo volumen era importante, este material tuvo que ser removido a otro lugar de acopio y acumulado para su futura utilización.

Se tuvo que depositar y perfilar nuevamente la arcilla para su futura utilización, se tuvo que compactar el apilamiento, con el fin de que escurra y se minimice las filtraciones por lluvias.

Se definió como arcilla los suelos plásticos, de grano fino no-orgánico, que existía cerca y dentro del área de trabajo. Los materiales tuvieron que contar con un contenido de finos (material pasante de la malla 200) de por lo menos un 30% y un índice de plasticidad mayor a 15.

### **Remoción de afloramientos y preparación de la superficie de la roca**

Se tuvo que remover los afloramientos rocosos que eventualmente fueron encontrados en el área de trabajo y donde fue necesario completar otras partes de la obra, se tuvo que aplicar métodos para remover estos afloramientos tales como:

escarificado, fractura por impacto, voladura, para conseguir los niveles requeridos por los planos de construcción.

### **2.2.3 Estructuras de Derivación de Aguas Superficiales y Caminos Perimetrales**

Se tuvo que construir estructuras de derivación de aguas superficiales para interceptar los drenajes provenientes de áreas con pendientes, se tuvo que construir caminos perimetrales y canaletas para dar acceso al área de Pad Lixiviación.

El talud de cualquier canaleta no tuvo que variar más allá de 0.5% del talud especificado ni ser menor a un 0.5% de gradiente real, los caminos tuvieron que tener un talud hacia los canales de derivación de 2% de pendiente transversal.

En aquellos lugares donde se detectó infiltraciones hacia el terreno natural por cavidades encontradas durante la excavación de canales y cunetas de derivación, se tuvieron que aplicar inyecciones de lechada de cemento o mortero de cemento – arena para sellar los puntos de infiltración.

La dosificación de cemento y agregado fueron indicadas por el ingeniero, asimismo se dejaron tuberías perforadas para drenar cualquier afloramiento de agua en los taludes hacia las cunetas o canales de derivación.

### **2.2.4 Relleno Estructural y Nivelación**

Se tuvo que cortar partes altas y rellenar zonas bajas en el campo de forma de aproximarse a los niveles de los planos de construcción, el relleno tuvo que ser

obtenido de una fuente de préstamo aprobada y colocada cumpliendo con los requisitos de relleno estructural.

Todos los cortes y rellenos fueron nivelados con una inclinación no mayor a 2:1 (H:V) dentro de las áreas de construcción.

### **Relleno estructural**

El material de relleno estructural tuvo que estar libre de material orgánico o deletéreo, tuvo que ser inorgánico, no meteorizado y de roca estable.

### **Construcción de relleno estructural**

Se tuvo que excavar las zonas altas y rellenar las zonas bajas en el campo, de tal forma de cumplir los niveles de los planos de construcción, previa colocación del relleno estructural se debió realizar un trabajo de limpieza, desbroce y desencapado, remoción de turba y arcilla.

En el suelo natural por requerimiento de planos se tuvo que rellenar zonas las cuales antes de depositar dicho material se tuvo que escarificar el terreno, humedecerlo y compactarlo antes de iniciar la colocación del relleno estructural.

Las capa de relleno estructural tuvo que ser colocadas horizontalmente y cada capa tuvo que cubrir el área total (en largo y ancho), antes de la colocar las capas posteriores.

En taludes mayores a 5:1 (H:V) se tuvo que construir escalonamientos para acomodar el relleno estructural , con la finalidad de incrementar la resistencia al



deslizamiento de las superficies de contacto. Bajo ninguna circunstancia se rellenó en presencia de estancamientos o empozamientos de agua.

Todo relleno estructural tuvo que ser colocado en capas sueltas de 300 mm como máximo, la humedad tenía que estar entre un rango de -2% a +4% del valor óptimo y compactado a una compactación relativa del 95% como mínimo.

Si la superficie de relleno se tornaba demasiado seca o muy dura como para permitir la unión con la otra capa el material se aflojo escarificando, se humedeció y se volvió a compactar, antes de la colocación de la capa posterior.

### **2.2.5 Sistemas de Sub – Drenaje**

El sistema de sub-drenaje tiene por finalidad de coleccionar y transportar el agua subterránea captada por debajo del Pad hacia los cursos naturales aguas abajo de esta instalación, el sistema de sub drenaje del Pad de Lixiviación, se ha independizado del sistema de sub-drenaje de las pozas, por lo cual se ha considerado la construcción de una poza de monitoreo, localizada aguas abajo del dique de estabilidad, también se ha considerado la construcción de una poza de monitoreo de las pozas aguas abajo de la poza de mayores eventos.

Los sub-drenajes deberán de instalarse después de realizadas las excavaciones de turba y suelos arcillosos, asimismo se ha provisto la colocación de sub-drenajes con tuberías de diámetros menores en aquellos lugares donde aparecieron afloramientos de agua durante las excavaciones.

En general el sistema de sub drenaje se utilizó las siguientes tuberías:

- ◇ Tubería perforada de HDPE de pared doble de 100 mm para colectores secundarios en el Pad de Lixiviación.
- ◇ Tubería perforada de HDPE de pared doble de 300 mm, como sistema principal de colección y evaluación de sub drenaje en el Pad de Lixiviación.
- ◇ Tubería sólida de HDPE SDR 21 de 300 mm para la evaluación del sub drenaje del Pad de Lixiviación.

Las tuberías de drenaje fueron instaladas dentro de zanjas que primero fueron cubiertas por geotextil para después colocar las tuberías y luego proceder a colocar el material de grava de drenaje y después cubrir toda la tubería con geotextil.

En aquellos casos donde existieron estratos de roca firme directamente debajo de las excavaciones de turba o arcilla blanda, se colocaron una capa de nivelación de roca permeable para permitir un drenaje apropiado de las tuberías de sub drenaje, las tuberías fueron colocadas encima de esta capa de nivelación para ser rellenas con grava de drenaje y relleno rocoso.

Ojo: Las tuberías de pared doble fueron unidas por coplas partidas con amarres plásticos, la copla tuvo que agarrar por lo menos 2 corrugaciones, las tuberías sólidas de HDPE tuvieron que ser unidas por soldadura de termo fusión.

### **Cama de apoyo**

Los materiales para la cama de apoyo de la tubería consistieron de una grava arenosa estable y relativamente permeable, cuyo espesor es de 100 mm, los

materiales se colocaron en el fondo de las trincheras y sirvieron de base para la colocación de las tuberías de sub-drenaje.

### **Material de drenaje**

Los materiales seleccionados para drenaje que fueron usados en el sistema de sub-drenaje son de roca estable, no orgánica, libre de deletéreo, no se utilizó materiales con potencial de generación de drenaje ácido.

Se puede utilizar material de desmonte de mina para poder zarandear material de drenaje siempre y cuando se tenga los ensayos de laboratorio de suelos para aceptarlo. Luego de colocar la grava de drenaje y el ge textil, se procedió a llenar lo que faltaba de la zanja con el material de relleno estructural.

### **Construcción del sistema de sub-drenaje**

Después de la preparación del terreno, limpieza, desbroce, remoción de turba, el topógrafo tuvo que hacer el levantamiento correspondiente del terreno, este replanteo sirvió para establecer las líneas de flujo y profundidad del sistema de sub-drenaje y el ingeniero es quien tuvo que ver si era necesario tuberías laterales adicionales.

Una vez ubicadas las tuberías, se procedió a la excavación de las zanjas, de ser necesario se colocaron capas de nivelación de relleno de roca permeable para nivelar y proporcionar una pendiente mínima de 2% de la tubería.

Una vez terminada la excavación de la zanja se tuvo que colocar el geotextil, centrado a lo largo de la línea de la tubería, se tuvo que colocar suficiente geotextil para desarrollar un traslape de 30 cm para la envoltura del drenaje.

Antes de colocar las tuberías y geotextil se procedió a colocar una cama de apoyo de 10 cm más menos de altura, para poder unir las tuberías con los acoples.

La grava de drenaje se colocó y compacto de forma tal que no dañe a la tubería o el geotextil, la grava de drenaje tuvo que ser acomodada alrededor y sobre la tubería hasta lograr una superficie firme que minimice las deformaciones.

#### **2.2.6 Capa de Suelo de Baja Permeabilidad**

Se tuvo que procesar, colocar y compactar una capa de baja permeabilidad no menor de 300 mm de espesor (después de compactar) antes de la colocación de la geomembrana en el área del Pad de Lixiviación.

##### **Construcción de la capa de suelo de baja permeabilidad**

No se compactó este material por debajo de 0° ni sobre piso congelado. Los materiales existentes en el lugar debieron ser escarificados en el sentido transversal donde sea posible, acondicionados con humedad y compactados.

Durante el proceso constructivo se tuvo que remover (ya sea con rastrillo o mano) todas las rocas mayores a 75 mm en su máxima dimensión, en taludes con fuerte pendiente, los materiales pudieron ser escarificados en su dirección longitudinal.

Los materiales se pudieron disponer en una capa, la cual tenía que ser compactada al 95% de la densidad seca máxima con contenido de humedad entre -2% y +4% del valor óptimo de la humedad, si era necesario la colocación de una segunda capa, previamente la superficie de la primera capa tuvo que ser escarificada a una profundidad de 50 mm para asegurar la unión completa entre las capas.

Después de que la capa de suelo de baja permeabilidad fue colocada según las especificaciones, se tuvo que nivelar el terreno de modo tal de dar a la superficie una pendiente positiva y sellar la superficie pasando rodillo suavemente, en ningún lugar la capa pudo ser inferior a 300 mm de espesor, de ser necesario se procedió a realizar calicatas para confirmar.

### **2.2.7 Preparación de La Superficie para la Geomembrana**

Las superficies que recibieron recubrimientos de geosintéticos, debieron ser suaves y estar libres de rocas, piedras, palos, raíces, objetos agudos o restos de cualquier cuerpo que pueda dañar el recubrimiento. Todas las partículas que sobre pasaron los 25 mm de la rasante tuvieron que ser retiradas y las depresiones mayores a 25 mm tuvieron que ser rellenadas.

La superficie tuvo que proporcionar una cimentación firme compacta, sin cambio de pendientes abruptos y agudos. El cabezal de la trinchera de anclaje fue redondeado para evitar un doblez en ángulo de geomembrana. No se aceptó aguas estancadas o humedad excesiva.

Se tuvo que preparar suficiente cantidad de sub-rasante para no provocar retraso en la instalación de geomembrana, sin embargo, en ningún momento la cantidad de sub-rasante terminada podía exceder los 35,000 m<sup>2</sup> o aproximadamente 7 días de

instalación, la que sea menor. Cualquier área que exceda esta cantidad no fue aceptada por el instalador y debió ser protegida de daños.

### **2.2.8 Colocación de la Geomembrana**

La geomembrana tuvo que ser colocada según el plano de distribución de paneles entregado por el instalador y aprobado por el ingeniero, tal como se muestra en la figura N° 2.5.

Todos los paneles de revestimiento tuvieron que ser orientados de tal manera que las costuras fueran ejecutadas en dirección de la pendiente, en taludes con inclinación mayor de 10 a 1, los paneles fueron colocados en forma perpendicular a las curvas de nivel.

No se permitieron costuras horizontales en taludes con inclinación mayor de 6:1, todas las costuras transversales tuvieron que estar separadas por un mínimo de 1 panel sin costura horizontal.

En la medida que fue posible, en taludes de 6:1 todas las costuras transversales tuvieron que estar localizadas en banquetas intermedias y todos los paneles tuvieron que ser extendidos en su total longitud entre dichas banquetas.

El instalador uso medios apropiados para proteger la geomembrana de ser levantada por causa del viento. Los bordes de los paneles deberán tener un lastre continuo para disminuir la posibilidad de que el viento penetre debajo de los paneles. El material utilizado para esto no le causó daño.

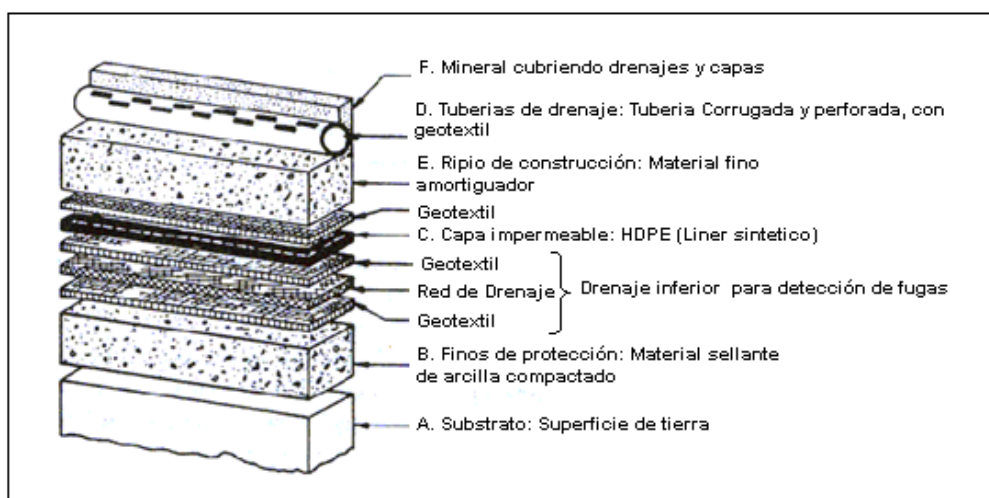


Figura N° 2.5 Secuencia de construcción del Pad.

## 2.2.9 Registro Fotográfico



Figura N° 2.6 Limpieza, remoción y eliminación de turba o peat, para luego ser trasladado a botaderos temporales.





Figura N° 2.7 Conformación de la subrasante (relleno estructural) según planos de construcción para recibir la arcilla.



Figura N° 2.8 Conformación de la rasante y compactación de la arcilla.





Figura N° 2.9 Tendido de geomembrana luego de colocar la rasante, conformado de arcilla.

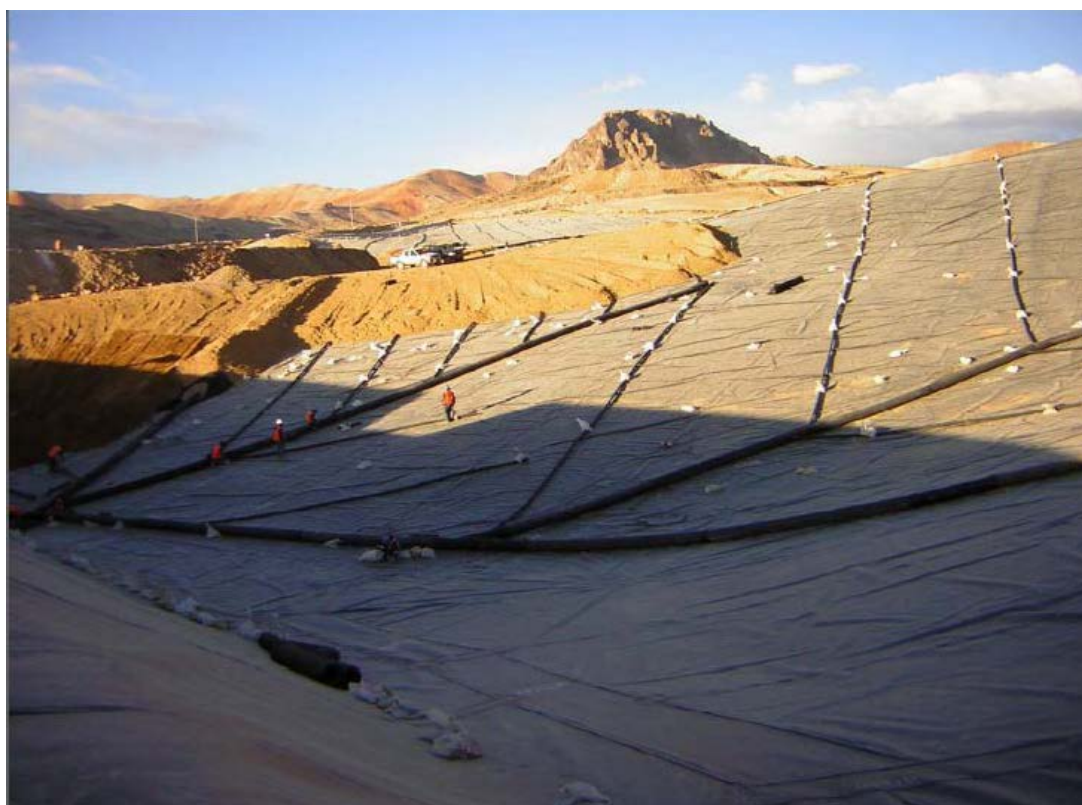


Figura N° 2.10 Colocación e instalación de las tuberías de colección, además de la colocación del overliner.

## **2.3 Operación en el Pad de Lixiviación**

### **2.3.1 Teoría de Lixiviación**

El proceso de lixiviación consiste en exponer el mineral que contiene valores metálicos de Au y Ag a una solución capaz de disolver dichos metales en forma selectiva.

El mineral de la mina con una ley de oro promedio de 0.4 g/TM, es colectado sobre una zona impermeable formando una pila de una altura de 10 metros conocido como lift, sobre la que se esparce solución diluida de cianuro a una fuerza de 400 ppm, la cual percola a través del mineral disolviendo los metales preciosos.

La disolución del oro o de la plata por el cianuro, es un proceso electroquímico; que involucra la disolución anódica del oro como un complejo auro-cianuro y la reacción catódica simultánea de reducción del oxígeno disuelto en agua.

Se entiende como una reacción electroquímica aquella en la cual intervienen un ánodo y un cátodo; entendiéndose como ánodo al elemento que pierde electrones (elemento que se corroe, es decir, tiende a pasar sus iones a la solución en un sistema acuoso) y como cátodo el elemento que capta los electrones para que se produzcan las reacciones de reducción del sistema.

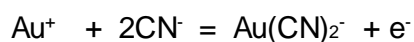
### **2.3.2 Mecanismo de Disolución del Oro por Cianuración**

El oro es un metal muy noble; es decir, difícilmente oxidable (difícil de corroer), es perfectamente estable en presencia de agua y de soluciones acuosas en todo rango de pH, exentas de sustancias complejantes.

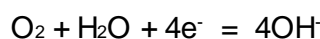
En el caso de la cianuración, el oxidante (agente corrosivo) es el oxígeno y el agente complejante es el cianuro, formando el ion auro-cianuro  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ , como se puede observar en la figura N° 2.11. Así el oro en presencia de cianuro deja de ser un metal noble y puede ser atacado fácilmente por el oxígeno disuelto en el agua.

En esta reacción electroquímica la reacción anódica sería la disolución del oro y la reacción catódica sería la reducción del oxígeno.

La disolución anódica del oro como complejo aurocianuro, es el resultado de dos reacciones:



La reacción catódica del oxígeno sería:



Hay que resaltar que las dos reacciones se producen simultáneamente y que los electrones que libera el oro cuando se disuelve, los capta el oxígeno para que pueda formar los  $\text{OH}^-$ .

Se detalla la ecuación global balanceada de la cianuración del oro:



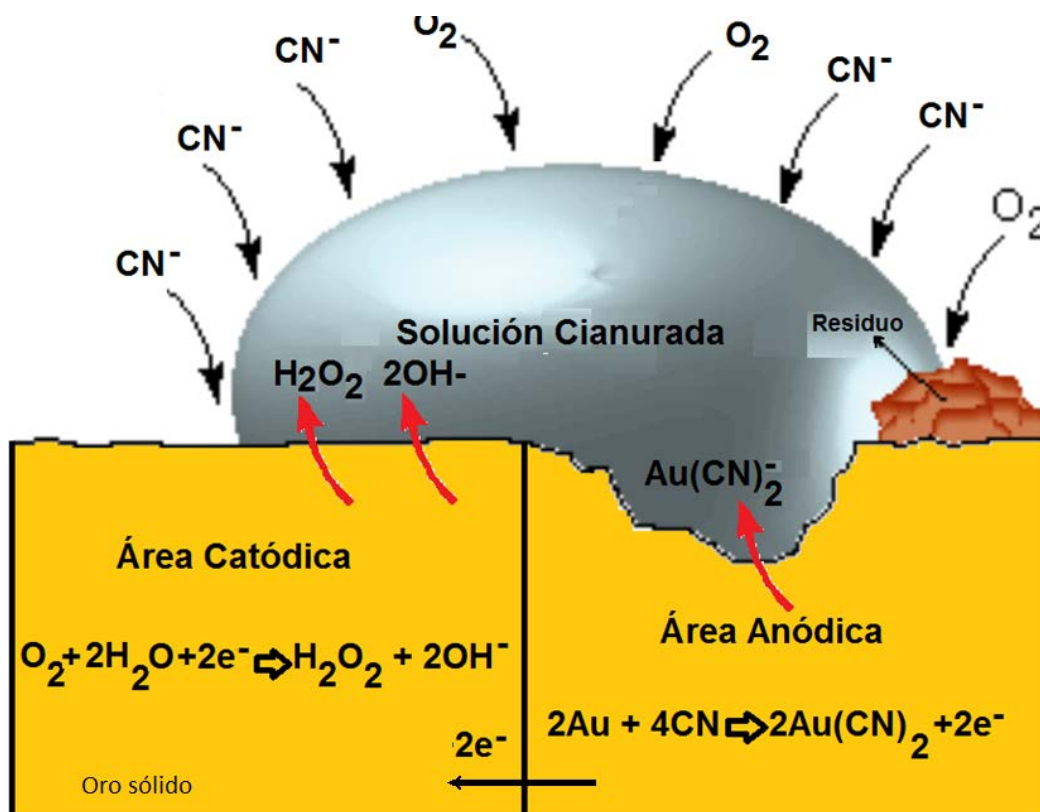


Figura N° 2.11 Representación esquemática de la corrosión de la superficie sólida del oro en contacto con la solución de cianuro que contiene oxígeno.

### 2.3.3 Diagramas de Estabilidad (Pourbaix)

Estos diagramas de estabilidad  $E^0$ - pH, corresponden a métodos gráficos que permiten visualizar las zonas de inmunidad del metal (se mantiene como metal puro sin corroerse), corrosión del metal (estado iónico, tanto en medio ácido como básico) y pasivación (estado en el cual el metal ha formado un producto que se queda en la superficie metálica formando una barrera a la continuación de la corrosión), como se muestra en la figura N° 2.12.

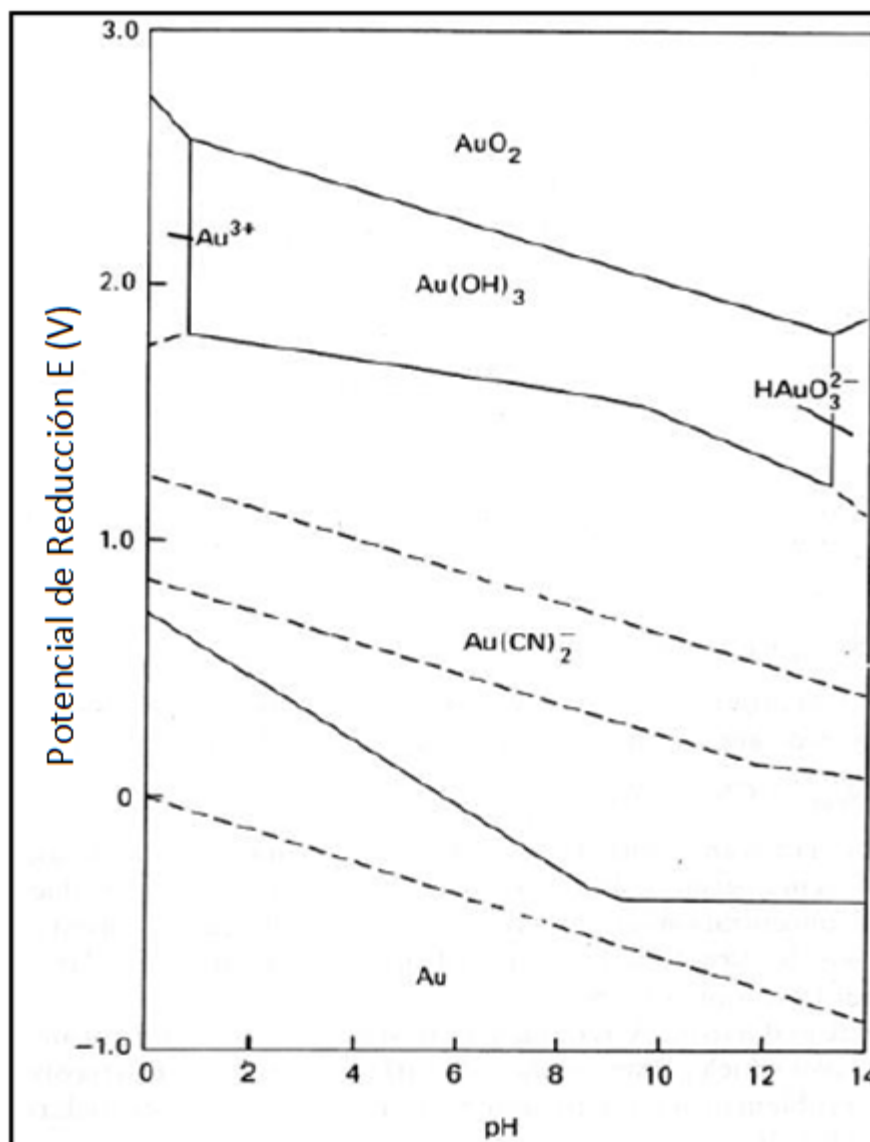


Figura N° 2.12 Diagrama de Estabilidad Potencial-pH, para el sistema Au-H<sub>2</sub>O-CN- a 25°C (Marsden and House, 1992).

### 2.3.4 Factores que afectan la velocidad de disolución del Au

#### 2.3.4.1 Efecto de la Concentración del Oxígeno Disuelto sobre la Disolución del Oro

El uso de oxígeno es como agente oxidante y es esencial para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración. Los agentes oxidantes, tales como el permanganato de potasio, peróxido de sodio, bromo y cloro fueron usados en el

pasado con relativo éxito pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones que su uso implicaba, actualmente ya no se utilizan.

La proporción de la disolución del oro en el cianuro crece con la cantidad de oxígeno presente, tal como se puede observar en la figura N° 2.13. De aquí la necesidad de oxigenar las soluciones.

En nuestro caso se ha instalado venturís en los tanques de rebombeo, incrementando la concentración de oxígeno disuelto de 4 ppm a 8 ppm.

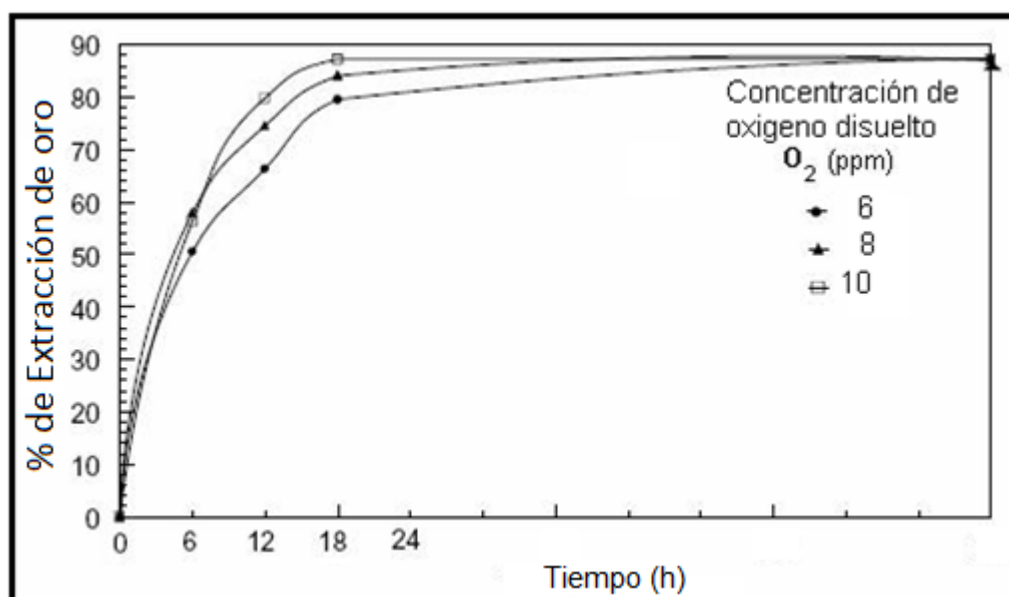


Figura N° 2.13 Concentración del Oxígeno Disuelto vs. La Disolución del Oro.

#### 2.3.4.2 Efecto del Tamaño de Partícula

Cuando en los minerales se encuentra oro libre grueso, la práctica usual es separarlo por medio de trampas hidráulicas gravimétricas, antes de la cianuración, de lo

contrario, las partículas gruesas no podrán ser disueltas completamente en el tiempo disponible para llevar a cabo el proceso de disolución.

Otra práctica para reducir el tamaño de las partículas de oro, es la molienda y clasificación de los minerales de oro en circuito cerrado, donde las partículas de oro grueso son reducidos de espesor y quebrantados, logrando rebosar del clasificador.

Una partícula de 45 micras de espesor, no tardaría más de 12 horas para disolverse y una de 150 micras de espesor no tardaría más de 48 horas para disolverse. La plata metálica de los mismos espesores que el oro, tardaría el doble de tiempo para disolverse.

La velocidad de disolución esta además condicionada a otros factores como: la aireación, agitación, composición química, concentración de cianuro, grado de liberación del oro, etc.

#### **2.3.4.3 Efecto de La Concentración de Cianuro sobre la Velocidad de Disolución del Oro**

La solubilidad del oro en la solución de cianuro depende principalmente de la proporción en que esté presente el oxígeno. La concentración de la solución para una rápida disolución es de 400 ppm de NaCN, se tiene una relación de consumo de 0.25 kilos de cianuro de sodio por tonelada de mineral, siendo la ley promedio de oro de 0.4 g/TM.

En las condiciones ordinarias de trabajo las soluciones no están saturadas de oxígeno; por consiguiente la potencia disolvente del cianuro puede resultar disminuida, y reducir la velocidad del ataque del oro.

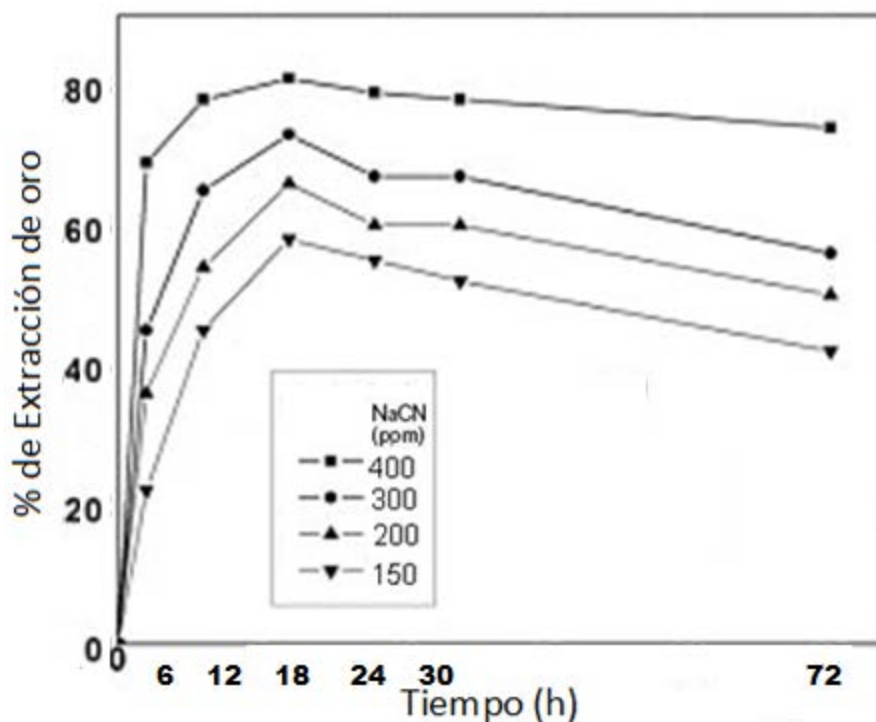


Figura N° 2.14 Concentración de Cianuro vs. Velocidad de Disolución del Oro (Obtenido en Laboratorio Metalúrgico).

De la Figura N° 2.14, podemos observar:

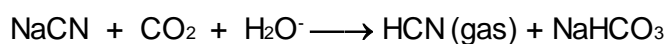
- ◇ Una alta concentración de oxígeno en la solución, incrementa el ratio de disolución de oro con incremento en la concentración de cianuro.
- ◇ Una alta concentración de cianuro, incrementará el ratio de reacción con el incremento de la concentración de oxígeno.
- ◇ El ratio de disolución de oro dependerá del área de la superficie total expuesta en la solución.
- ◇ Se incrementará el ratio de disolución de oro con la velocidad de remoción.



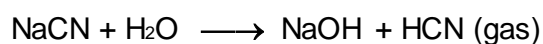
#### 2.3.4.4 Efecto del pH sobre la Disolución del Oro

En el proceso de cianuración se usa cal viva para incrementar el pH; que sirve para neutralizar la acidez del mineral y consecuentemente proteger al cianuro de la descomposición, evitando la formación de gas cianhídrico. El constituyente importante del reactivo es su propia alcalinidad, la que debe determinarse en términos de CaO.

El dióxido de carbono presente en el aire, descompone el cianuro en presencia del agua:

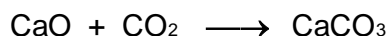


En soluciones diluidas el cianuro de sodio (NaCN) sufre acción hidrolítica (disolución en agua), disociándose en ácido cianhídrico (HCN) e hidróxido de sodio (NaOH):



Aumentando el pH se evita la formación del HCN.

La acción de la cal para neutralizar la acidez del mineral producto de la descomposición del mineral, se muestra en las siguientes ecuaciones:



La cal viva se usa para:

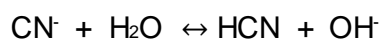
1. Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis.
2. Prevenir pérdidas de cianuro por la acción del anhídrido carbónico del aire.

3. Neutralizar los componentes ácidos tales como sales ferrosas, férricas y el sulfato de magnesio.
4. Descomponer los bicarbonatos del agua antes de su uso en la cianuración.
5. Neutralizar los constituyentes de la mena.
6. Neutralizar los componentes ácidos resultantes de la descomposición de los diferentes minerales de la mena en las soluciones de cianuro.
7. Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que puedan separarse, la solución rica clara de la mena cianurada.

Debemos tener en cuenta que un exceso de alcalinidad puede retrasar la velocidad de disolución del oro, especialmente si el mineral es un sulfuro.

### **Cianuro Libre**

El termino cianuro libre se limita a dos especies, el ión cianuro (CN<sup>-</sup>) y el ácido cianhídrico (HCN). La proporción relativa de estas dos formas dependen del pH del sistema, la reacción entre el ion cianuro y el agua se expresa:



Esta disociación es función del pH, para la lixiviación lo importante es el CN<sup>-</sup>, de la figura N° 2.15 se obtiene:

- ◇ A un pH = 8.4, más del 90% de cianuro existe como ácido cianhídrico (HCN).
- ◇ A un pH = 9.3, la mitad del total de cianuro existe como ácido cianhídrico (HCN) y la otra mitad como iones cianuro libre (CN<sup>-</sup>).
- ◇ A un pH = 10.2, más del 90% del total de cianuro esta como iones cianuro libre (CN<sup>-</sup>).

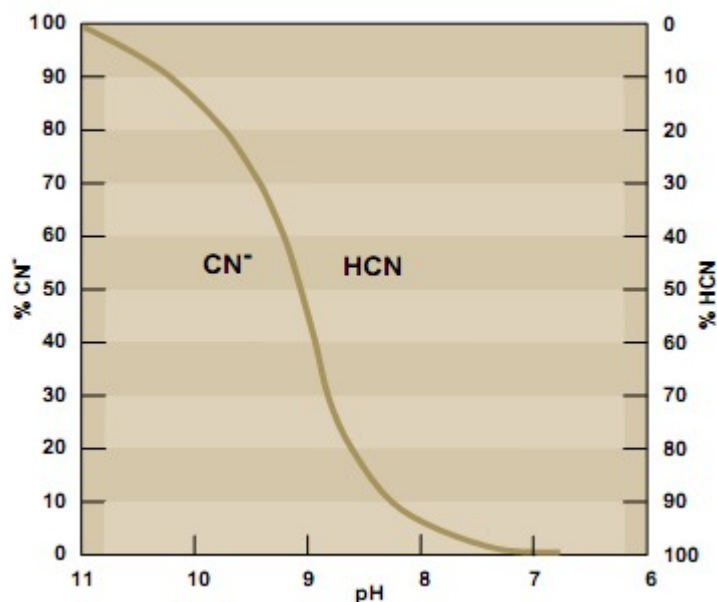


Figura N° 2.15 %CN<sup>-</sup> vs. %HCN

### Efectos del Ácido Cianhídrico (HCN) sobre el Organismo Humano

El ácido cianhídrico (HCN) puede entrar al cuerpo a través de los pulmones por inhalación de aire contaminado, también puede ser absorbido del tracto gastrointestinal, cuando se ha tragado en estado líquido y puede ser absorbido a través de la piel sana, ya sea en fase líquida o gaseosa. Por cualquier ruta que haya entrado al organismo, el cianuro ejerce su acción tóxica con extrema rapidez. La exposición a concentraciones pequeñas puede producir síntomas tales como dolor de cabeza, fatiga, desvanecimiento, pérdida de apetito y náuseas.

### CN<sup>-</sup> WAD

El cianuro WAD, cianuro disociable en ácido débil, corresponde a los cianuros complejos con cadmio, cobre, níquel, plata y zinc. La estabilidad de estos cianuros varía según el ion metálico del que se trate, siendo el cinc y el cadmio los que forman

los complejos más débiles. La separación del cianuro libre de cualquiera de estos iones depende de varios factores, que son: el pH, intensidad de la luz, la temperatura del agua, el total de sólidos disueltos y la concentración del cianuro complejo.

#### 2.3.4.5 Efecto de la Temperatura

Cuando se aplica calor a una solución de cianuro que contiene oro metálico, dos factores opuestos influyen en la velocidad de disolución. El aumento de la temperatura agiliza la actividad de la solución y consiguientemente acelera la velocidad de disolución del oro. Al mismo tiempo, la cantidad de oxígeno en la solución disminuye porque la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura, tal como se puede apreciar en la figura N° 2.16.

Adicionalmente, otras de las desventajas del incremento de temperatura son: el costo de calentamiento, el aumento de la descomposición del cianuro debido al calor y el consumo excesivo de cianuro a causa de la reacción acelerada entre los cianicidas (sulfuros de Fe, Cu, etc.) de la mena y el cianuro.

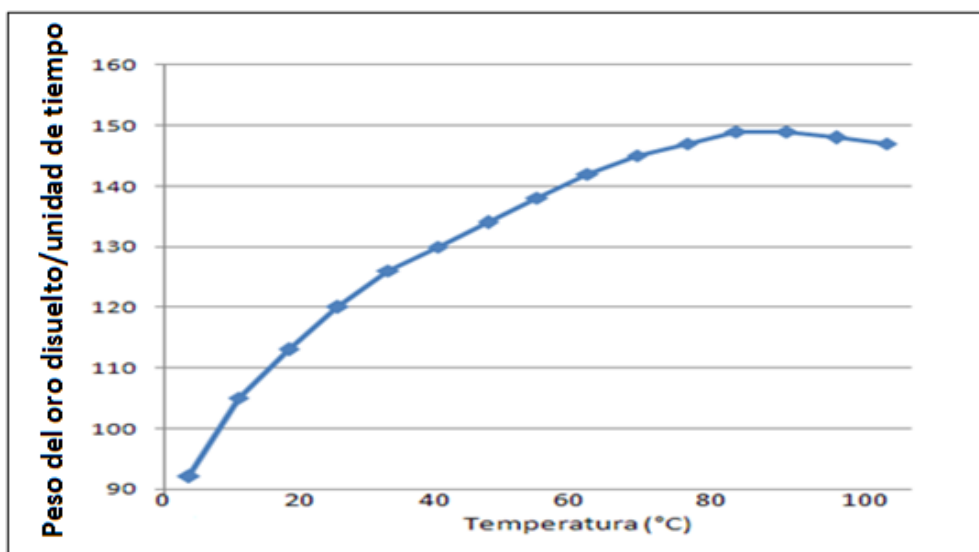


Figura N° 2.16 Gráfica que representa la velocidad de disolución del oro en una solución cianurada en función de la temperatura (Marsden and House, 1992).

### 2.3.4.6 Concentración de Soluciones

La concentración es la cantidad de soluto que esta disuelto en una proporción definida de solvente o de solución. Una solución diluida es aquella que contiene solamente una pequeña cantidad de soluto en una gran cantidad de disolvente.

#### **Solución**

Es una mezcla homogénea e íntima entre dos o más sustancias que se dispersan como moléculas o iones. Toda solución se distingue por la presencia de dos componentes:

**Soluto.-** Es la sustancia dispersa, componente que está en menor cantidad en una solución; una solución puede tener uno o más solutos. Los solutos pueden ser sustancias sólidas, líquidas o gaseosas.

**Solvente.-** Sustancia que está en mayor cantidad, llamada también disolvente, está presente en toda solución y es la sustancia que disuelve al soluto.

El solvente universal para solutos inorgánicos, es el agua destilada. Hay muchos tipos posibles de pares de soluto-solvente.

Ejemplo:

Líquido en líquido	(alcohol en agua)
Sólido en líquido	(sal en agua)
Gas en líquido	(dióxido de carbono en agua)
Líquido en sólido	(amalgama de Hg en Zn)

## Métodos para expresar las concentraciones

Siendo variable la composición de una disolución, es necesario especificar la concentración de los solutos. Ordinariamente se expresa la cantidad de soluto por cantidad de disolución. En algunos casos, es deseable especificar la cantidad de soluto en una determinada cantidad de disolvente. Las concentraciones pueden expresarse en unidades físicas o químicas.

### Unidades físicas de concentración

#### ◇ Masa de soluto por unidad de volumen de disolución

Pongamos como ejemplo 0.150 gr. de NaCN por litro de disolución. En este caso la concentración es igual a la masa ( $m$ ) del soluto entre el volumen del disolvente ( $v$ )

$$C = \frac{m}{V} = 0.150\text{gr/lit} = 500 \text{ mg/lit} = 150 \text{ ppm de NaCN}$$

#### ◇ Porcentaje en peso/peso

Se obtiene dividiendo el peso total del soluto entre el peso total de solución

$$\% P = \frac{m(\text{soluto})}{M(\text{solución})} \times 100$$

Se emplea para sistemas sólidos y también para sistemas líquidos, la ventaja de esta unidad es que los valores de la composición no varían aunque varíe la temperatura del sistema.

Ej: Una solución de NaOH al 10 % en peso, contiene 10 gramos de NaOH en 100 gramos de solución. Es decir 10 gramos de NaOH se mezclan con 90 gramos de agua para formar 100 gramos de solución.

### Unidades químicas de concentración

- ◇ **Molaridad (M).**- Se define como el número de moles de soluto que están disueltos en un volumen de solución.

$$M = \frac{\#moles.soluto}{Volumen.de.solución}$$

- ◇ **Normalidad (N).**- Se define como el número de equivalentes de soluto disuelto en un volumen determinado de solución.

$$N = \frac{\#equivalentes.de.soluto}{Volumen.de.solución}$$

### Dilución

Es un proceso en donde una solución de alta concentración se utiliza como materia prima para preparar otras soluciones de menor concentración, agregando para ello más solvente (agua). Para calcular la cantidad de volumen que se debe agregar de la solución concentrada para preparar la diluida, se utiliza la siguiente ecuación:

$$C_1 \times V_1 = C_2 \times V_2$$

Donde:

$C_1, C_2$ : concentraciones de las soluciones

$V_1, V_2$ : volúmenes de las soluciones

Ejemplo: Se tiene 20 litros de una solución cianurada con 4,000 ppm de  $CN^-$  y se desea reducir la concentración de  $CN^-$  a una solución con 50 ppm; entonces el agua necesaria para diluir esta solución será:

$$V_2 = \frac{4000.ppm.(20lts)}{50.ppm} = 1,600 \text{ litros.}$$

### 2.3.5 Llenado del Pad de Lixiviación

La secuencia de llenado se realiza de los niveles inferiores: 1º y 2º Lift; hacia los niveles superiores: 3º, 4º, 5º, 6º... Lift, disponiendo en forma planificada, ordenada y secuencial las áreas donde se apilarán el mineral.

Cada Lift tendrá una altura máxima de 10 metros con una pendiente de 35 grados y 4 metros de banquetta de seguridad para el llenado del siguiente Lift.

Previo al acarreo y al apilamiento se tenderá una capa de overliner sobre la geomembrana con una altura mínima de 70 cm.

El material utilizado es mineral chancado a menos  $\frac{3}{4}$  pulgada. La finalidad del overliner es proteger a la geomembrana, además de material filtrante y cubrirá al sistema de colección de solución que son tuberías perforadas corrugadas de polietileno de alta densidad la principal línea es de 18" y cada 24 metros de distancia se ubicarán los ramales de tubería de 4" de igual especificación que la anterior las que se unen a la principal a presión, por medio de unas uniones del mismo material.

Las soluciones que percolen por gravedad serán captadas por este sistema y serán conducidos hacia una poza de colección donde se tratará de sedimentar los sólidos y así la solución pueda llegar más limpia a la Poza de Operaciones y Poza Intermedia.

En la figura N° 2.17, se observa el llenado del Pad de Lixiviación, se puede apreciar el overliner sobre la geomembrana de color negro, y sobre el overliner recién se descarga el mineral.





Figura N° 2.17 Llenado del Pad de Lixiviación.

#### **2.3.5.1 Recepción del Mineral**

Para la recepción del mineral, se descarga en plataformas de 100 metros de largo por 40 metros de ancho con los muros de seguridad que tengan  $\frac{3}{4}$  de la altura de la llanta del volquete. El cuadrador se ubicará con su cono e indica al volquete que ingrese de retroceso estirando las manos en sentido perpendicular a la berma dando la orientación al volquete (en el turno día) y en la noche alumbrando la linterna tres veces, a una velocidad máxima de 5 .0 km/hora y el operador de volquete deberá tocar tres veces su claxon y proceder a retroceder, el cuadrador deberá mantener una distancia de 1.0 metros del cono, de la última llanta del volquete deberá tener una distancia de 0.5 metros al cono de seguridad y este a su vez a una distancia de 1.0 metros del muro de seguridad, como se puede apreciar en la figura N° 2.18.



Figura N° 2.18 Recepción del Mineral, zona de descarga Lift 10 celda N° 38.

### 2.3.5.2 Muestreo del Mineral

Cada volquete que ingresa a la zona de descarga tiene un número y además cuenta con un stiket de diferentes colores, se le asigna un color determinado dependiendo del banco y polígono donde se ha cargado en mina, dicho banco y polígono, se tienen datos de acidez, ley de oro; por lo que al llegar a la zona de descarga los muestreadores muestrean el mineral de 15 volquetes sacando una muestra representativa de 15 kilos y luego lo codifican con los datos anteriores, tal como se puede apreciar en la figura 1.19.

Luego estas muestras son enviadas al Laboratorio Químico para su análisis de oro, plata y humedad, estos datos se recopilan diariamente y se usan para realizar el conciliado de producción mensual con Geología Mina.



Figura N° 2.19 Muestreo del Mineral, Banco 5010 Polígono N° 19.

### 2.3.5.3 Dosificación de Cal

La dosificación de cal se realiza por cada frente de carguío de mina, ya que este mineral con anterioridad se ha realizado la prueba de acidez, Laboratorio Metalúrgico entrega los reportes de acidez de mineral al Jefe de Guardia del Pad de Lixiviación, el cual indicara la cantidad de cal a dosificar, esta dosificación se realiza con un cargador frontal CAT 966, como se observa en la figura N° 2.21.

Se tiene que supervisar continuamente la óptima dosificación de cal, se evita la pasivación en la lixiviación del oro por exceso de cal o la pérdida de cianuro por la formación de ácido cianhídrico y turbidez en las soluciones que drenan del Pad de Lixiviación, debido al defecto de cal. Se tiene una dosificación de cal acumulada desde inicio de operaciones de 2.5 kilos de cal por tonelada de mineral, ya que se está lixiviando minerales mixtos óxidos - sulfuros. Los sacos de cal son de 1 tonelada como se puede observar en la figura N° 2.20, siendo nuestro proveedor Cementos Sur del grupo Gloria, la cal útil es de 80%, esta cal es quemada con gas.





Figura N° 2.20 Almacenamiento de cal en la zona de descarga del Pad de Lixiviación.



Figura N° 2.21 Dosificación de cal, cada bolsa es de 1 tonelada.

#### 2.3.5.4 Empuje de Mineral y Escarificado de Mineral

Esta operación se realiza con un tractor de orugas CAT D6G como se puede apreciar en la figura N° 2.22, una vez descargado el mineral, se ha muestreado y se ha dosificado la cal respectiva, el mineral es empujado hacia el talud que al caer se mezcla con la cal.

El escarificado se realiza una vez llenado una celda de 2,500 m<sup>2</sup>, con la ayuda de los tres ripper del tractor se empieza a surquear y se da tres pasadas en sentidos contrarios y queda listo para colocar el área en riego.



Figura N° 2.22 Empuje y Escarificado de Mineral.

### **2.3.5.5 Armado de Celdas de Riego**

El Supervisor del Pad diseñará la instalación de la nueva área de riego que se realizará. Los criterios que se deben tener en cuenta son: ubicación de la celda, puntos del cual se puede regar con solución.

El personal de riego recibirá las instrucciones del trabajo que se va a realizar: Armado de tuberías, cambio de conectores, posición y alineación de mangueras. El tractor oruga procederá a ripear la zona designada para poner en riego conforme el diseño realizado. Se realizará el armado de las tuberías uniéndolas con bridas vitálicas, luego el estiramiento y alineamiento de las mangueras, y posterior amarre en los terminales de las mangueras. Se realizará una purga total de las líneas que alimentan la solución a la celda, así como a las mangueras de ½" para que la mayor cantidad de drippers estén goteando para una mejor lixiviación como se muestra en la figura N° 2.23.

El personal de riego y el Supervisor verificarán todas las líneas que llevan solución a la celda para controlar cualquier posible fuga. Se realizará una prueba para asegurarse que los acoples de fierro y conectores estén bien ajustados. La prueba consiste en abrir la válvula de paso que está al extremo, dejar que la solución circule unos minutos y cerrarla rápidamente, la presión ejercida en ese instante hará visible cualquier fuga por mal ajuste. El supervisor dará las indicaciones al capataz de riego para regular el ratio de riego, para celdas nuevas el ratio promedio es 12 y para celdas antiguas en 8 litros/hxm<sup>2</sup>.



El Supervisor anotará el número de celda, su ubicación, solución con la que se riega, fecha de inicio y área para el reporte del día, estos datos servirán para realizar el simulado de drenajes.

Los parámetros de la operación de riego son:

- ◇ El promedio de ratio de riego es de 10 litros/hxm<sup>2</sup>.
- ◇ La concentración de cianuro es de 400 ppm.
- ◇ La solución tiene un pH mayor a 10.5.
- ◇ Las celdas tienen un riego de 70 días para llegar a un 78 % de recuperación para luego retirar el sistema de riego para dar paso a llenado con mineral nuevo.



Figura N° 2.23 Armado de Celdas de Riego, celda N° 33 Lift 3.

### 2.3.5.6 Purgado de Mangueras

La operación consiste en desatar los terminales de las mangueras de riego, para dejar salir sólidos suspendidos en dichos terminales esta operación ayuda a evitar el taponamiento de los emisores.



Figura N° 2.24 Purgado de Mangueras.

## 2.4 Planta de Procesos Merrill Crowe

El Proceso de Merrill Crowe, es un sistema ideado por Crowe y comercializado por Merrill Company de San Francisco. El proceso Merrill Crowe, ha reemplazado al antiguo método de precipitación en cajones de zinc, este procedimiento se inició en el año de 1932 cuando la Merrill Company inicio la construcción de un tipo de instalaciones, en las cuales se efectúa simultáneamente la clarificación de las



soluciones ricas procedentes de la cianuración, la desaereación y la precipitación contenidas en ellas. La eficiente precipitación de las soluciones cianuradas con polvo de zinc es dependiente de una buena clarificación y la eliminación del oxígeno disuelto.

La cementación o precipitación del oro, plata y mercurio mediante zinc metálico, se aplicó en las plantas desde 1889; el método se caracteriza por:

- ◇ Utilizar trozos de Zinc (virutas, placas, etc.).
- ◇ Contacto en bateas o cajones.
- ◇ Alto consumo de Zinc 10kg de zinc por 1kg de Au.
- ◇ Dificultar para cosechar y remover el oro adherido al zinc.
- ◇ Rendimientos medianos.
- ◇ Pasivación del Zinc. ( $Zn(OH)_2$ , sales, etc.).

Alrededor de 26 años, se lograron mejoras y avances en el proceso que permitieron resultados metalúrgicos y económicos muy superiores. Entre las innovaciones introducidas resaltan las siguientes:

- ◇ Uso de polvo de Zinc para acelerar la velocidad del proceso.
- ◇ Aplicación de filtros prensa, para colectar los cementos y agotar el zinc.
- ◇ Desaereación de las soluciones a menos de 1ppm de oxígeno, para reducir el consumo de zinc (torre Crowe).

Ya en 1916 se tenía establecido la estructura del proceso mejorado y conocido popularmente como Merrill-Crowe. En 1897 C.W. Merrill, aplica el uso de filtros en la cementación con polvo de zinc.

En 1916 T.B. Crowe, aplica vacío para desoxigenar las soluciones ricas y reducir el consumo de zinc.

El aporte de Merrill y Crowe, dio origen al proceso actual de cementación con zinc en polvo conocido como Proceso Merrill-Crowe.



Figura N° 2.25 Planta Merrill Crowe.

Los parámetros de operación de la Planta Merrill Crowe son:

- ◇ Flujo = 1,000 m<sup>3</sup>/h
- ◇ Ley de Oro al Ingreso = 0.400 g/m<sup>3</sup>
- ◇ Ley de Oro de salida = 0.030 g/m<sup>3</sup>
- ◇ Producción Diaria de Oro = 285 Oz.
- ◇ Costo de Producción = 280 US\$/Oz.

### 2.4.1 Clarificación

Los parámetros de operación son:

- ◇ Flujo = 500 m<sup>3</sup>/h (cada filtro clarificador)
- ◇ Turbidez de Ingreso = 0.50 - 1.50 NTU
- ◇ Turbidez de salida = 0.15 - 0.30 NTU
- ◇ Presión de operación = 50 PSI
- ◇ Relación diatomita/solución = 17.25 g/m<sup>3</sup>
- ◇ Temperatura sol. rica = 5 – 7 °C
- ◇ Oxígeno Disuelto = 6 - 8 g/m<sup>3</sup>
- ◇ Eficiencia de Clarificación = 80 %

La solución rica primeramente es clarificada a través de tres filtros clarificadores, como se muestra en la figura N° 2.26, siendo sus datos técnicos lo siguiente:

- ◇ Marca: Durco Filters
- ◇ Modelo: 72HC2200
- ◇ Costo: US\$ 220,000 c/u
- ◇ Presión Máxima de Operacion:75 PSI
- ◇ Área de filtración: 4,212.6 pies<sup>2</sup>
- ◇ Capacidad de carga: 351pies<sup>3</sup>
- ◇ Dimensiones: Largo= 68 pies, Altura = 10 pies y ancho = 8 pies

Cada filtro clarificador cuenta con 29 paneles de clarificación .Cada panel está cubierto con una tela filtrante y utilizando un sistema de precoat con una tierra inerte llamada diatomita se forma una cama filtrante sobre la superficie de los filtros que hace retener los sólidos en suspensión produciendo una solución altamente clarificada.



Figura N° 2.26 Filtros Clarificadores.

La diatomita es una roca silícica y sedimentaria de origen biogénico, compuesta por esqueletos fosilizados de las frústulas de las diatomeas. Se forma por la acumulación sedimentaria de esqueletos microscópicos de algas unicelulares y acuáticas, como se puede observar en la figura N° 2.28, además de esqueletos opalinos fosilizados de la diatomea. Los esqueletos se componen de la sílice amorfa. Sus características:

- ◇ Alta porosidad.
- ◇ Capacidad muy alta para absorber líquidos.
- ◇ Punto de fusión entre 1,400° a 1,750°C.
- ◇ Peso específico 2.0 (la calcinación la incrementa a 2.3)
- ◇ Área superficial 10 a 30 m<sup>2</sup>/g (la calcinación la reduce a 0.5 a 5 m<sup>2</sup>/g)
- ◇ Químicamente inerte.



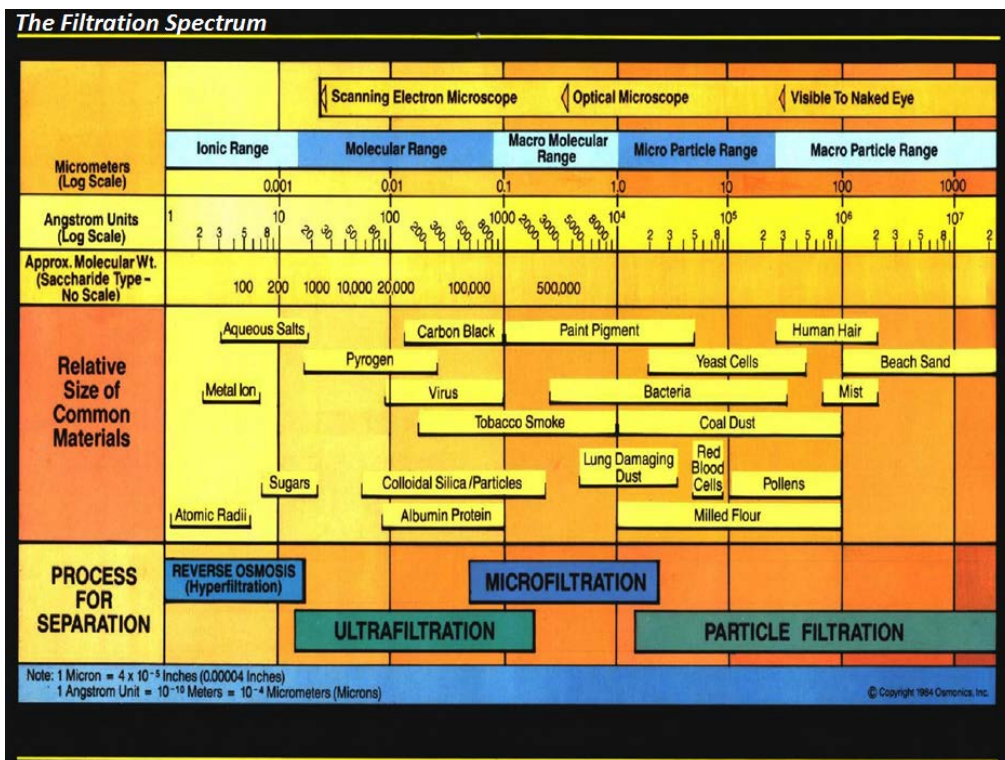


Figura N° 2.27 Espectro de Filtración.



Figura N° 2.28 Morfología de Diatomitas.

## 2.4.2 Desoxigenación

La solución rica clarificada ingresa a la torre de vacío por la parte superior, como se observa en la figura N° 2.29, interiormente se tiene un serpentín haciendo que la solución choque sobre un agitador de mariposa y se esparza cayendo sobre los tripacks 3½ de pulgadas como se observa en la figura N° 2.31.

Los parámetros de operación son:

- ◇ Flujo = 1,000 m<sup>3</sup>/h
- ◇ O<sub>2</sub> Disuelto de Ingreso = 6.00 – 8.00 g/m<sup>3</sup>
- ◇ O<sub>2</sub> Disuelto de Salida = 0.10 – 0.25 g/m<sup>3</sup>
- ◇ Turbidez de solución rica = 0.15 - 0.30 NTU
- ◇ Presión de Operación = 50 PSI
- ◇ Temperatura de la solución rica = 5 – 7 °C
- ◇ Eficiencia de desoxigenación = 98 %

Mediante una bomba de vacío como se observa en la figura N° 2.30, el oxígeno disuelto es removido de la solución rica a una presión negativa de succión de 16 a 18 pulgadas de Hg. Especificaciones técnicas de la bomba de vacío:

- ◇ Marca: SIHI
- ◇ Modelo: LPHX-65320 - 65327
- ◇ Potencia: 40 HP
- ◇ Impulsor: Acero Inoxidable.

De esta manera la solución es desoxigenada y posterior a la salida de solución de la torre es monitoreada con un medidor de oxígeno disuelto dando lecturas menores a 0.25 ppm.



Figura N° 2.29 Torre de Vacío.



Figura N° 2.30 Bomba de vacío modelo LPHX 65320.



Figura N° 2.31 Tripacks, de polipropileno de 3 ½ de diámetro, que van dentro de la torre de vacío.

### 2.4.3 Precipitación

La solución rica clarificada y desoxigenada es precipitada con polvo de zinc para recuperar los metales preciosos de Au y Ag. Los parámetros de operación son:

- ◇ Flujo = 1,000 m<sup>3</sup>/h
- ◇ Ley de Au Solución Rica = 0.400 g/m<sup>3</sup>
- ◇ Temperatura Solución Rica = 5 – 7 °C
- ◇ Oxígeno Disuelto = 0.25 - 0.50 g/m<sup>3</sup>
- ◇ Turbidez = 0.15 - 0.30 NTU
- ◇ Presión de Vacío = 16 – 18 “ Hg
- ◇ Ratio Zn/Au = 24
- ◇ Ley de Au Solución Pobre = 0.030 g/m<sup>3</sup>
- ◇ Oro Producido = 285 Oz
- ◇ Eficiencia de Precipitación = 94 %

Se está trabajando con un ratio de Zn/Au de 24, debido a que la concentración de plata de 4 g/m<sup>3</sup> en la solución rica y la del oro de 0.4 g/m<sup>3</sup>, además se tiene una concentración de cobre de 20 g/m<sup>3</sup>.

La dosificación de zinc se realiza mediante un eje sinfín, el cual se mezcla con la solución clarificada desoxigenada en el cono, este cono está conectado a la línea de ingreso a los filtros prensas, antes de la bomba de precipitación.

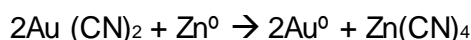
La precipitación de un metal o sus sales, desde una solución acuosa, por otro metal se conoce, como “cementación” debido a que el metal precipitado usualmente se deposita o cementa sobre el metal añadido. La precipitación, o cementación de oro con zinc logra alcanzar recuperaciones altas cómo 99.5% logrados rutinariamente.



### 2.4.3.1 Termodinámica de la precipitación del Oro con Polvo de Zinc

La recuperación de oro y plata de soluciones cianuradas con zinc en polvo se llama proceso Merrill Crowe, en la cual el oxígeno disuelto en la solución debe de ser extraído con una bomba de vacío antes de agregar el zinc precipitante, de otro modo el oxígeno y el excedente de cianuro en solución necesaria para la reacción, estarían dadas justamente las condiciones para una disolución del oro recién precipitado. Así se reducen las necesidades de consumo de zinc y el oro en equilibrio en la solución Barren puede alcanzar valores como 0.01ppm.

La termodinámica de la precipitación es que forman una reacción de óxido - reducción, formando una celda galvánica.



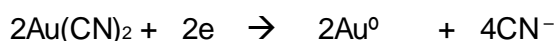
En este caso, los dos sistemas de electrodos comprendidos en la reacción son:



El potencial de celda restante es:

$$1.26 \text{ volts.} - 0.67 \text{ volts.} = 0.59 \text{ volts.}$$

Se puede observar que los potenciales estándares de ambos complejos cianurados bastante diferentes de sus correspondientes sistemas catiónicos simples. (+2.21 volts).



### 2.4.3.2 Etapas de la precipitación

Las etapas de precipitación de  $\text{Au}^0$  a partir de la solución cianurada, como se muestra en la figura N° 2.32; son las siguientes:

- ◇ Transporte de masa de Cianuro de oro y las especies cianuradas en la superficie del Zinc desde la solución.
- ◇ Adsorción de la especie oro-cianurado hacia la superficie de Zinc, involucrando la formación de una especie intermedia:  $\text{AuCN}$ .
- ◇ Transferencia de electrones entre cianuro de oro con el zinc y la simultanea disociación de la formación de cianuro de oro y cianuro complejos de zinc.
- ◇ Desorción de las especies cianuradas de Zinc desde la superficie de zinc.
- ◇ Transferencia de Masa de las especies cianuradas de zinc hacia la solución.

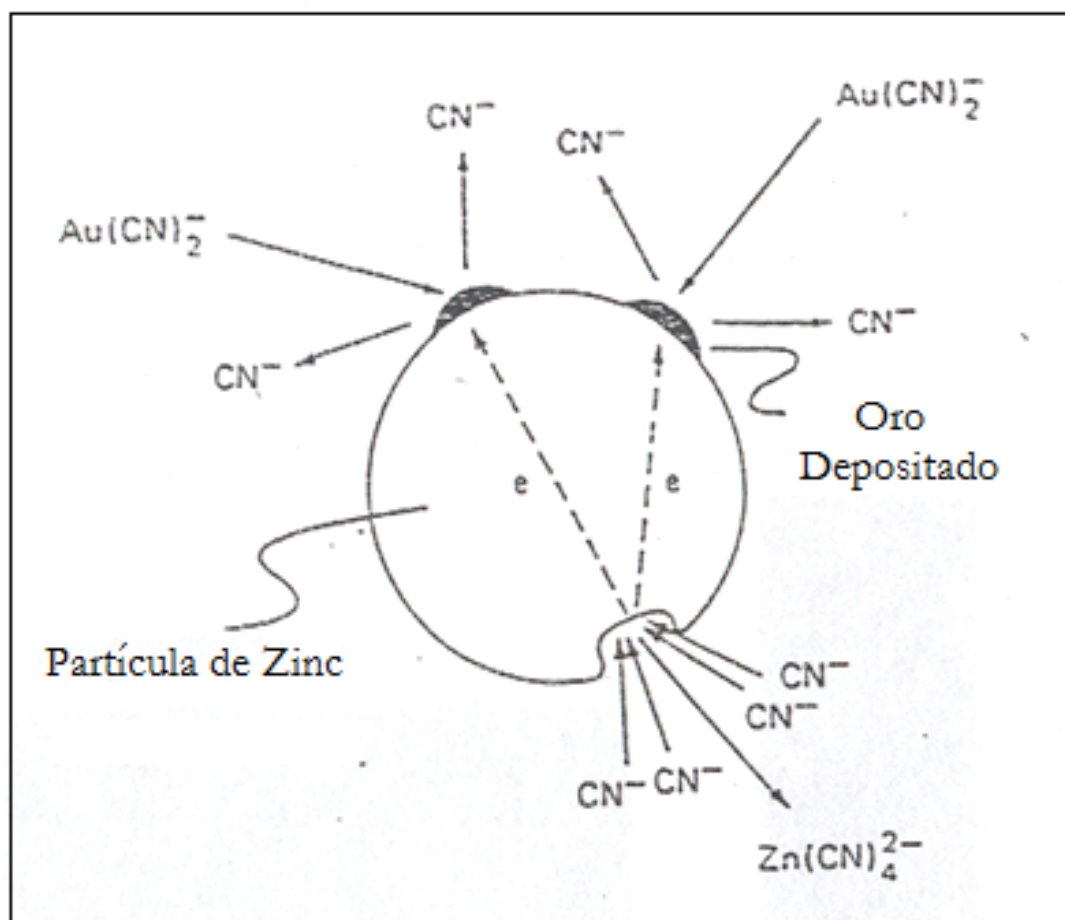


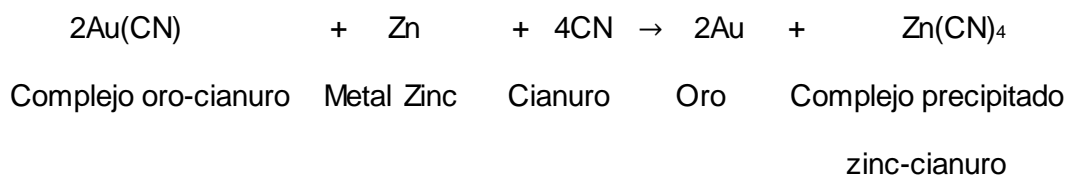
Figura N° 2.32 Precipitación de  $\text{Au}^0$  a partir de la solución cianurada (Marsden and House, 1992).

### 2.4.3.3 Adición del Zinc

En este proceso es importante que la clarificación, desoxigenación y precipitación del oro tiene que ser continua sin (o mínimas) interrupciones, es decir, sin almacenamiento, debido a que los hidratos coloidales de alúmina, magnesio y/o hierro pueden precipitar.

El polvo de zinc es usado para precipitar el oro que está en la solución como complejo de cianuro-oro, Este polvo es alimentado al cono emulsificador, como se puede observar en la figura N° 2.33, el oro es precipitado casi inmediatamente como oro sólido y el zinc forma un complejo con el cianuro.

En el tiempo en que la solución llega a las bombas verticales de alimentación de filtros y el oro es completamente precipitado, la reacción química que se produce es:



La lechada del polvo de zinc es preparada agregando manualmente el polvo de zinc al tanque sobre el alimentador de zinc, el alimentador de zinc de velocidad variable es ajustado para alimentar polvo de zinc seco en el tanque emulsificador de zinc.

Donde es mezclado por agitación con agua, el nivel en el emulsificador de zinc es mantenido constante por una válvula en el tanque que controla el ingreso del flujo del agua, la cantidad de zinc alimentada al emulsificador es controlada manualmente por el operador. Es una rutina básica, el operador obtiene una muestra de solución pobre

y es analizado por absorción atómica. La cantidad de zinc a dosificar está en función a la ley de oro y obtenida en la solución y al flujo de tratamiento de solución rica.



Figura N° 2.33 Dosificador de polvo de Zinc.

#### 2.4.4 Separación sólido – líquido

Finalmente la solución de precipitación es enviada a los Filtros Prensa como se observa en la figura N° 2.34, las especificaciones técnicas son las siguientes:

- ◇ Modelo: QP1500-32-140
- ◇ Fabricante: Durco Filters
- ◇ Presión de Operación: 2,500 PSI
- ◇ Capacidad: 250 m<sup>3</sup>/h

Cada Filtro Prensa está compuesto de 50 platos o paneles haciendo un total de 49 cámaras por Filtro Prensa. Cada panel lleva vestido una tela o lona de tal manera que al cerrarse el filtro se formen 49 cámaras.



Figura N° 2.34 Filtros Prensas, modelo QP1500-32-140, marca Durco Filters.

En la superficie de las lonas que están formando una cámara también es necesario formar una cama filtrante con tierra diatomita utilizando el mismo sistema de precoat de clarificación mediante otra línea y juego de válvulas.

La solución de precipitación atraviesa estas cámaras reteniendo el precipitado de Au y Ag saliendo del filtro Prensa la solución estéril o barren hacia un tanque en donde se reacondiciona la Fuerza de NaCN y es bombeada al Pad para un nuevo ciclo de Lixiviación.

El Filtro Prensa en operación llegara a saturarse de precipitado aproximadamente a los 15 días perdiendo capacidad de flujo y elevando la presión de trabajo hasta 65 PSI en el cual se procederá al cambio de filtro quedando este para su respectiva cosecha. La presión interna de operación de estos filtros prensas es de 2,500 PSI.

### 2.4.5 Tratamiento del Precipitado

El precipitado recuperado de los filtros prensas, procedimiento que toma el nombre de cosecha.

Se usan hornos retortas para recuperar el mercurio metálico del precipitado, el tiempo de secado es de 7 horas a una temperatura de 400 ° C.



Figura N° 2.35 Precipitado listo para ser secado en los hornos retortas.





Figura N° 2.36 Horno de fundición.



Figura N° 2.37 Colada del dore.

#### 2.4.6 Sistema de bombeo de soluciones al Pad de Lixiviación

La solución barren tiene una concentración de cianuro de 200 ppm, por lo que se adiciona más cianuro de sodio, en los tanques de riego incrementándose la fuerza de cianuro en 400 ppm, para luego ser bombeado al Pad de Lixiviación con bombas de 350 y 600 HP, tal como se puede apreciar en la figura N° 2.38.

Las líneas de bombeos que van al Pad de Lixiviación son tuberías de fierro SCH 40 de 12 pulgadas de diámetro, estos raiser se instalan sobre un canal impermeabilizado y van instalados superficialmente en el Pad de Lixiviación.

Además se cuenta con 2 estaciones de rebombeo para poder bombear la solución cianurada a más de 120 metros de altura.



Figura N° 2.38 Sistema de Bombeo de Soluciones al Pad.



Las soluciones de riego al Pad de Lixiviación son:

### **Solución Barren**

Es la solución producto del tratamiento en Planta es una solución baja en contenido de oro llamada solución Barren. Llega al Tanque Barren en donde es reacondicionado la fuerza de Cianuro a 400 ppm y luego bombeada al Pad a un caudal de 1,000 m<sup>3</sup>/h.

### **Solución Recirculante**

Es la solución depositada en la poza intermedia proveniente del Pad de Lixiviación con valores de oro menores a 0.2 g/m<sup>3</sup> que no justifica su tratamiento en Planta Merrill-Crowe. Esta solución es bombeada al Tanque de Solución Intermedia para su reacondicionamiento de la fuerza de Cianuro de Sodio a 400 ppm y luego es bombeada al Pad para elevar sus valores de oro.

## **2.4.7 Planta de Destrucción de Cianuro**

En un sistema de extracción de oro, por lixiviación en pilas y recuperación por el proceso MERRILL CROWE, se trabaja con soluciones cianuradas que recirculan y se mantiene un circuito cerrado, pero por efectos de las lluvias, que son captadas en toda el área impermeabilizada del PAD, que hacen aumentar los inventarios de soluciones en el circuito, es necesario retirar un volumen de estas soluciones para mantener el balance de aguas, las que previamente son sometidas a un proceso de destrucción de cianuro de sodio para luego de un monitoreo son derivados al medio ambiente, cumpliendo con los límites máximos permisibles de cianuro total.



Figura N° 2.39 Planta de Destrucción de Cianuro.

La Planta de Destrucción de Cianuro de Sodio tiene una capacidad de 150 m<sup>3</sup>/h antes del ingreso de las columnas se tiene instalado un flujómetro, consta de 3 columnas con carbón activado, tal como se muestra en la figura N° 2.40, que cumplen la función de extraer oro, plata y cobre de la solución cianurada.

Características del carbón activado:

- ◇ Carbón activado GRC 20 6x12
- ◇ Tiempo de residencia hidráulica 10 – 30 min.
- ◇ % de esponjamiento: 25 %
- ◇ Densidad de carbón: Su densidad oscila entre 1.2 y 1.8 gr/cm<sup>3</sup>.

La capacidad de cada columna es C1 = 17 m<sup>3</sup>, C2 = 14 m<sup>3</sup> y C3 = 11 m<sup>3</sup>.



Figura N° 2.40 Ingreso de solución cianurada de 150 m<sup>3</sup>/h.



Figura N° 2.41 Tanques para el proceso de destrucción del Cianuro.

La dosificación de peróxido de hidrogeno y sulfato de cobre se realiza a la salida de la C3, para lo cual se utilizan dos bombas peristálticas. Esta solución llega al tanque N° 01 donde se agita intensamente, pasando por los tanques N° 02, 03 y 04, tal como se observa en la figura N° 2.41.

La solución destruida es colectada en dos pozas de sedimentación de 5,000 m<sup>3</sup> de capacidad cada una.



Figura N° 2.42 Vista general de la destrucción de cianuro de sodio.

#### 2.4.7.1 Compuestos Cianurados

Los compuestos cianurados son sub-productos de la minería y operaciones de recuperación que tiene el potencial de influir negativamente en los suelos y aguas superficiales y subterráneas, ya que el cianuro es un compuesto tóxico inhibidor del metabolismo, por lo tanto los efluentes que contienen cianuro no pueden ser liberados al ambiente sin antes pasar por un tratamiento que reduzca su contenido de cianuro a niveles permisibles.

El término **CIANURO** se refiere a tres clasificaciones: Cianuro Total, Cianuro Wad y Cianuro libre.

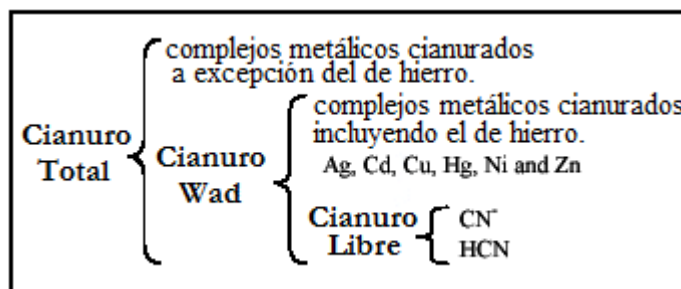


Figura N° 2.43 Componentes del Cianuro Total.

El cianuro total incluye el cianuro libre, el cianuro Wad, más los complejos de hierro cianurados no tóxico.

Los procesos de tratamiento de cianuro son clasificados como un proceso destrucción o una recuperación. En un proceso de destrucción, se utilizan las reacciones químicas o biológicas para convertir el cianuro en otro compuesto menos tóxico.

La selección de un proceso de tratamiento de cianuro apropiado involucra la consideración de muchos factores, pero generalmente el número de opciones de procesos para una aplicación particular puede ser la partida estrecha para una caracterización química de metales presentes en solución/slurry y el nivel deseado de tratamiento (llegar a los límites permisibles).

### Clasificación Común de Cianuros

Cianuro Libre (CNf): HCN, NaCN, KCN, Ca(CN)<sub>2</sub>

Cianuro fácilmente disociable (CNwad):



Cianuro Total (CNt):

HCN

CNAg(CN)<sub>2</sub><sup>-1</sup>

Cu(CN)<sub>3</sub><sup>-2</sup>

Ni(CN)<sub>4</sub><sup>-2</sup>

Zn(CN)<sub>4</sub><sup>-2</sup>

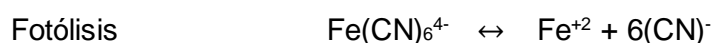
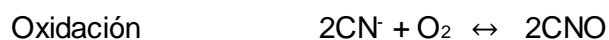
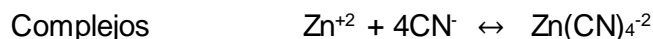
Au(CN)<sub>2</sub><sup>-</sup>

Fe(CN)<sub>6</sub><sup>-4</sup>

### Especies Relacionadas al Cianuro

Anión Cianuro	CN <sup>-</sup>
Ácido cianhídrico	HCN
Complejo metal-cianuro	Metal-CN
Cyanato	CNO <sup>-</sup>
Thiocyanato	SCN <sup>-</sup>
Thiosulfato	S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <sup>-2</sup>
Catión amonio	NH <sub>4</sub> <sup>+</sup>
Nitrato	NO <sub>3</sub> <sup>-</sup>



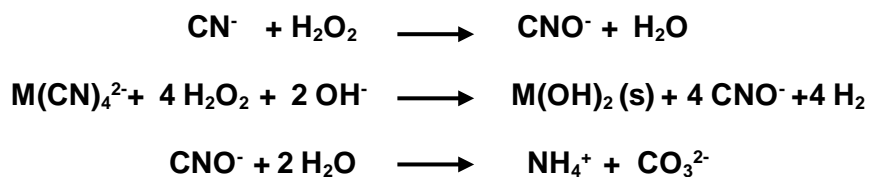
**Reacciones Comunes con Cianuro:****2.4.7.2 Descripción del Proceso con Peróxido de Hidrógeno y Sulfato de Cobre**

El Peróxido de Hidrógeno, es uno de los más poderosos, versátiles y no contaminantes agentes oxidantes que es utilizado en la Minería para la destrucción de cianuro y precipitación de metales pesados en efluentes mineros.



Dentro de las ventajas de este producto podemos resaltar que su potencial de oxidación es más alto que el de los oxidantes comunes, es decir es más alto que el del hipoclorito de Calcio, y del permanganato por ejemplo; por otro lado es totalmente seguro pues solo se descompone en oxígeno y agua por ende es totalmente miscible en esta última asimismo no tiene problemas de residuos químicos ni de emanaciones gaseosas asociadas a otros oxidantes comunes.

En este proceso, el cobre tiene la función de un catalizador y el producto final de la reacción es el cianato.



La aplicación en la destrucción de cianuro con Peróxido de Hidrógeno está es más comúnmente usado en efluentes en lugar de lodos debido al consumo alto de Peróxido de Hidrógeno. El proceso del Peróxido de Hidrógeno es eficaz para el tratamiento de soluciones para la oxidación de Cianuro libre y Cianuro Wad, y tal como se indica en la reacción anterior, el Peróxido de Hidrógeno reacciona para formar el cianato y agua, que a su vez se hidrolizan para formar iones carbonatos y iones amonio.

La reacción se lleva a cabo típicamente a partir de un pH de aproximadamente 9.0 a 9.5 para la remoción óptima de cianuro y metales pesados como cobre, níquel, zinc, manganeso, hierro, arsénico, entre otros. Sin embargo, si también debe quitarse el cianuro férrico para disminuir los niveles, entonces el pH se baja para aumentar la precipitación de complejos cianurados de cobre y hierro a expensas de bajar las eficacias de remoción de cobre, níquel y cinc.

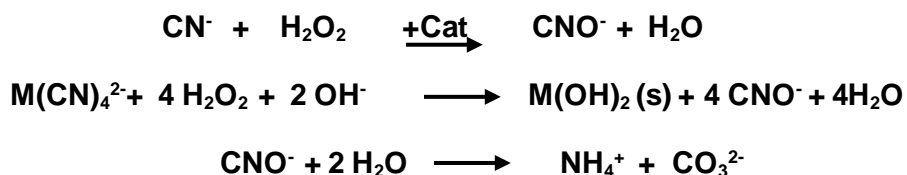
### **Peróxido de Hidrogeno y Sulfato de Cobre**

Como se ha indicado antes, el cobre ( $\text{Cu}^{+2}$ ) se requiere como un catalizador soluble que normalmente se agrega como una solución de sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ) para proporcionar una concentración de cobre en el rango de aproximadamente 10% a 20% de la concentración de Peróxido de Hidrógeno en peso a utilizar. De la reacción indicada, los metales presentes previamente se precipitan como complejos

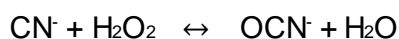


cianurados, como cobre, níquel y cinc, así como compuestos de hidróxidos de metales.

Es así que las reacciones serian como siguen:



### **Destrucción de los cianuros**



Relación estequeometrica: 1.308X H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>(100%) / X de CNwad

Relación óptima: 4X H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>(100%) / X de CNwad

Por lo tanto: 9.33 Kg. de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>(56%) / kg. CNwad

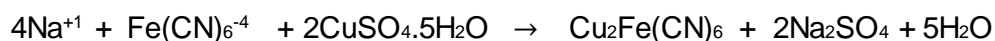
Tiempo de reacción: 39 min. Precipitado de Cu como Cu(OH)<sub>2</sub>

pH de reacción: 11.1 - 11.4

Concentración del catalizador: +/- 20 mg Cu+2/lit.

### **Precipitación de ferrocianuros:**

Con CuSO<sub>4</sub>.5H<sub>2</sub>O y arreglo de la siguiente reacción:

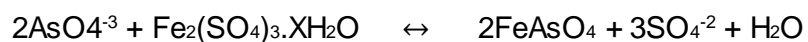


Relación estequeometrica: Fe/2.278 Cu

Tiempo de reacción: Instantáneo

pH de reacción: 9.4

### Precipitación del arsénico con sulfato ferroso



Tiempo de reacción: 60 minutos aproximadamente.

pH de reacción: 9.3

#### 2.4.7.3 Control de Efluentes

Tabla N° 2.2 Datos de efluentes de Planta.

Parámetros	Concentración (ppm)	
	Puntual	Prom. Año
pH	5.5 < x < 10.5	
Sólidos en suspensión	100	50
Plomo	1	0.5
Cobre	2	1
Zinc	6	3
Hierro	5	2
Arsénico	1	0.5
Cianuro Total	2	1

Tabla N° 2.3 Límites máximos permisibles para la descarga de efluentes líquidos de actividades Minero-Metalúrgicas. D.S. N°010-2010 MINAM 21 AGOSTO 2010.

Parámetro	Unidad	Límite en cualquier momento	Límite para el promedio anual
pH		6 - 9	6 - 9
Sólidos Totales en Suspensión	mg/L	50	25
Aceites y Grasas	mg/L	20	16
Cianuro Total	mg/L	1.0	0.8
Arsénico Total	mg/L	0.1	0.08
Cadmio Total	mg/L	0.05	0.04
Cromo Hexavalente(*)	mg/L	0.1	0.08
Cobre Total	mg/L	0.5	0.4
Hierro (Disuelto)	mg/L	2.0	1.6
Plomo Total	mg/L	0.2	0.16
Mercurio Total	mg/L	0.0020	0.0016
Zinc Total	mg/L	1.5	1.2

## **CAPITULO III**

### **PRUEBAS METALÚRGICAS DE ESCALAMIENTO**

#### **3.1 Objetivo de las Pruebas**

Obtener de forma experimental factores que correlacionen el porcentaje de recuperación entre las diferentes pruebas de recuperación, tales como:

- ◇ Pruebas en columna de 6 m de altura (mineral ROM)
- ◇ Pruebas en columna de 1 m de altura (mineral malla -2")
- ◇ Pruebas en botella (mineral malla -10)
- ◇ Prueba Flash (mineral pulverizado malla -200)

#### **3.2 Metodología**

- ◇ Recepción de mineral proveniente de Tajo – Tucari (aproximadamente 10 toneladas).
- ◇ Clasificación de la muestra por tamaños: ROM, 3", 2", 1 1/2", 1"
- ◇ Cuarteo de cada grupo de mineral ya clasificado por tamaños.
  - Columna 1 (6 m altura)
  - Columna 2 (6 m altura)
- ◇ De cada muestra de las columnas 1 y 2 se obtendrá muestra para las siguientes pruebas:
  - Prueba de Alcalinidad

- Análisis químico de CABEZA (Au, Ag, % Humedad)
- Prueba Flash
- Prueba en botella
- Prueba en columna 1 m altura

### 3.3 Equipo y Materiales

- ◇ 01 Balanza Metler Toledo 35 Kg Máx.
- ◇ 02 Columnas de HDPE 6" de diámetro y 1 m de altura.
- ◇ 02 Bomba peristáltica multicanales, o bombas diafragma.
- ◇ 01 Equipo de centrifugación.
- ◇ Laboratorio Químico.

### 3.4 Desarrollo de la Prueba

Este procedimiento de cuarteo nos asegura tener en cada muestra M una porción de cada punto P, obteniendo así cuatro muestras M similares entre si en peso y en ley, este procedimiento se realizará con todos y cada uno de los grupos de mineral clasificados por tamaños.

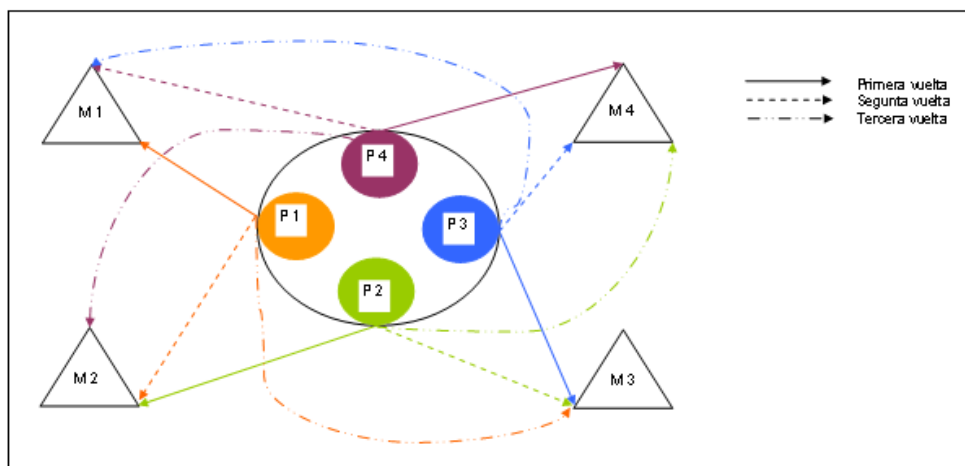


Figura N° 3.1 Procedimiento de cuarteo.

### 3.4.1 Preparación Mecánica

La preparación mecánica se aplicará a la muestra separada para las pruebas de:

- ◇ Análisis químico de CABEZA (Au, Ag, % Hu)
- ◇ Prueba Flash
- ◇ Prueba en botella
- ◇ Prueba en columna 1 m altura

Previamente se clasificará los tamaños  $+2''$  para proceder a su reducción (de  $2''$  a menos).

Para el cuarteo se aplicará el siguiente diagrama:

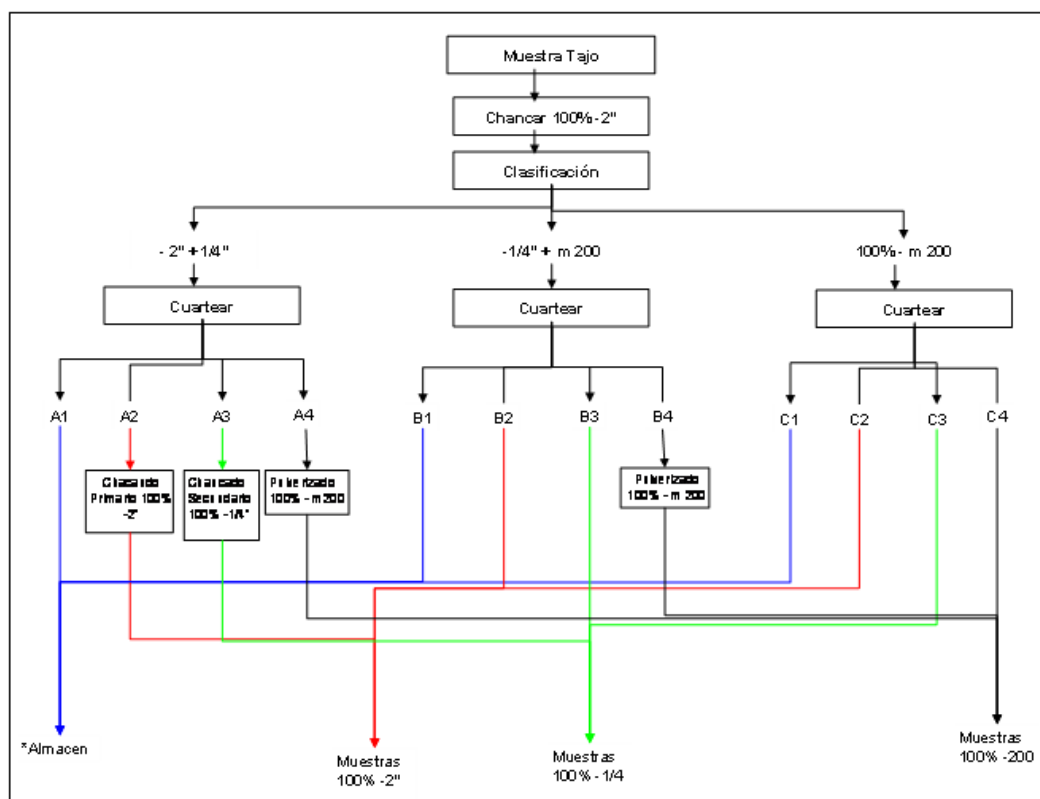


Figura N° 3.2 Diagrama de cuarteo (Realizado por laboratorio Metalúrgico).

#### **3.4.2 Prueba de Alcalinidad**

Se iniciará una prueba de alcalinidad para confirmar el ratio de cal obtenido con anterioridad, evitando así problemas posteriores con referencia a pH, formación de precipitados.

#### **3.4.3 Prueba Flash**

Dos probetas por cada columna por un lapso de 1h 30 min.

#### **3.4.4 Prueba en Botella**

Para esta prueba se seguirá con el procedimiento ya conocido teniendo una duración de 72 horas (una botella por cada columna).

#### **3.4.5 Pruebas en Columna de 1m altura**

Se iniciará dos columnas de 1 m de altura, por cada columna de 6 m altura.

El mineral con ratio de cal adecuado, homogenizando la cal y el mineral.

#### **3.4.6 Envío de muestras sólidas para análisis**

Para el envío de muestras sólidas para su análisis de CABEZA se recomienda enviar una muestra individual por cada prueba.

#### **3.4.7 Solución de riego**

El inicio de riego se realizará con solución de riego de Planta MC, que serán acondicionados previamente a 400 ppm de NaCN, pH = 10.5 – 11.0

Se empleará un ratio de riego constante igual a 12 L/hxm<sup>2</sup>.

El sistema de riego será por circuito cerrado, de acuerdo al siguiente diagrama:

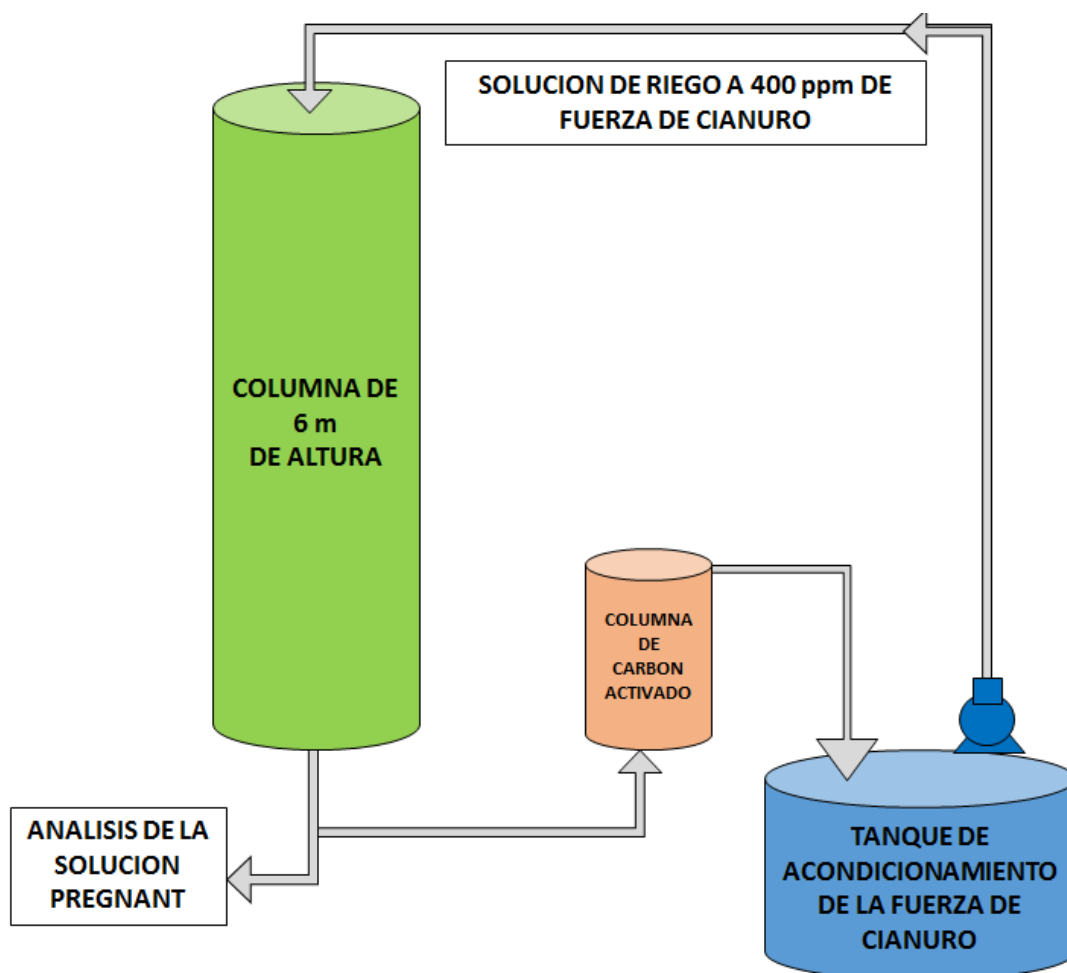


Figura N° 3.3 Diagrama de sistema de riego.



### 3.5 Prueba de Recuperación en Columna de 6 metros de altura

#### 3.5.1 Columna N°1

##### 3.5.1.1 Características de la Prueba

Tabla N° 3.1 Lixiviación con mineral B 5040 P 179-E en Columna de 6 m – Columna N° 1.

CODIGO DE COLUMNA	:	COLUMNA # 1		
MUESTRA	:	COMPOSITO PAD III		
DIAMETRO COLUMNA	:	0.75 cm		
PESO DE MINERAL SECO	:	4.08 Tn		
LEY DEL MINERAL Au	:	0.160 g/t	Plata	
Oro total	:	0.65 gr	8.7	g/t
CAL	:	14884.72 g	35.49	g
RATIO DE CAL	:	3.600 kg/t		
NaCN	:	400 ppm		
INICIO DE LIXIVIACION	:	15/07/2012 11:00 a.m.		
RATIO DE RIEGO	:	12 L/h.m <sup>2</sup>		
PESO DE MINERAL HUMEDO	:	4.10 tn		
% HUMEDAD	:	0.51 %		

##### 3.5.1.2 Balance Metalúrgico

Tabla N°3.2 Balance Metalúrgico en Columna de 6 m – Columna N° 1.

METAL		Au	Ag
CABEZA ENSAYADA	[g/t]	0.160	8.700
COLA ENSAYADA	[g/t]	0.086	1.000
RECUPERACIÓN EN SAYADA	[%]	46.250	88.506
CABEZA CALCULADA	[g/t]	0.162	1.876
RECUPERACIÓN CALCULADA	[%]	46.908	46.689
METAL EN SOLUCIÓN	[gr]	0.310	3.57
METAL EN COLA	[gr]	0.351	4.079
METAL TOTAL	[gr]	0.661	7.651

CONSUMO DE REACTIVOS		
NaCN	(kg/t)	0.094
Cal	(kg/t)	3.600

### 3.5.1.3 Gráficos de Recuperación

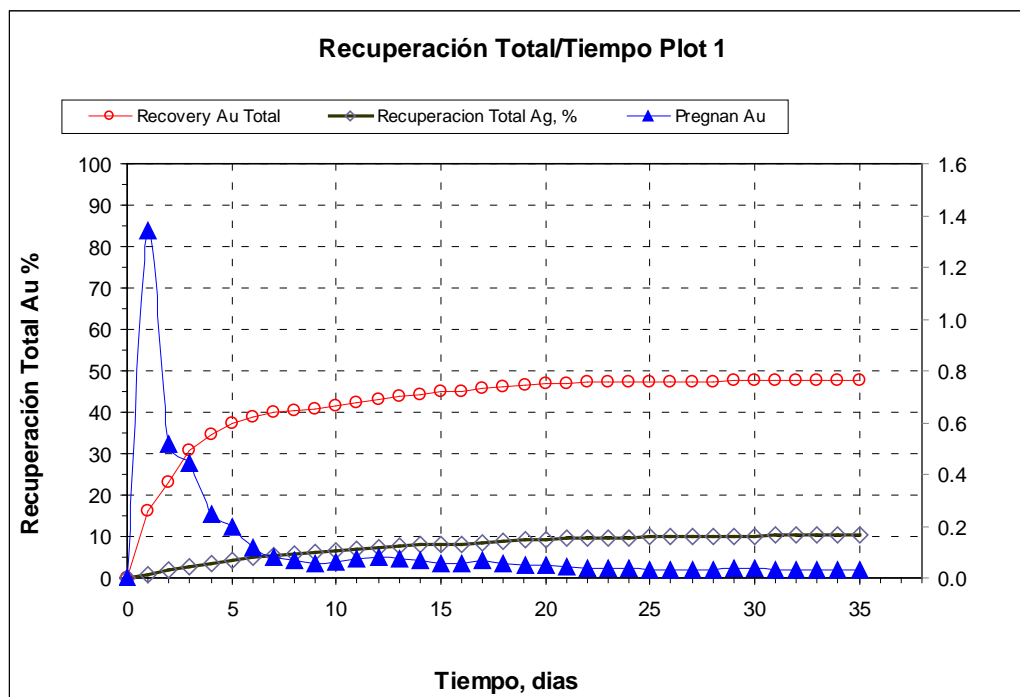


Figura N° 3.4 Recuperación de Oro % vs tiempo en Columna de 6 m  
Columna N° 1.

### 3.5.2 Columna N°2

#### 3.5.2.1 Características de la Prueba

Tabla N° 3.3 Lixiviación con mineral B 5040 P 179-E en Columna de 6 m  
Columna N° 2.

CODIGO DE COLUMNA	: COLUMNA #2		
MUESTRA	: COMPOSITO PAD III		
DIAMETRO COLUMNA	: 0.75 cm		
PESO DE MINERAL SECO	: 4.05 Tn		
LEY DEL MINERAL Au	: 0.150 g/t	Plata	
Oro total	: 0.61 gr	7.55	g/t
CAL	: 14597.64 g	30.61	g
RATIO DE CAL	: 3.600 kg/t		
NaCN	: 400 ppm		
INICIO DE LIXIVIACION	: 15/07/2012 11:00 a.m.		
RATIO DE RIEGO	: 12 L/h.m <sup>2</sup>		
PESO DE MINERAL HUMEDO	: 4.10 Tn		
% HUMEDAD	: 1.10 %		

### 3.5.2.2 Balance Metalúrgico

Tabla N° 3.4 Balance Metalúrgico en Columna de 6 m – Columna N° 2

METAL		Au	Ag
CABEZA ENSAYADA	[g/t]	0.150	7.550
COLA ENSAYADA	[g/t]	0.068	1.000
RECUPERACIÓN EN SAYADA	[%]	54.667	86.755
CABEZA CALCULADA	[g/t]	0.144	1.941
RECUPERACIÓN CALCULADA	[%]	52.699	48.447
METAL EN SOLUCIÓN	[gr]	0.307	3.81
METAL EN COLA	[gr]	0.276	4.055
METAL TOTAL	[gr]	0.583	7.866

CONSUMO DE REACTIVOS		
NaCN	(kg/t)	0.089
Cal	(kg/t)	3.600

### 3.5.2.3 Gráficos de Recuperación

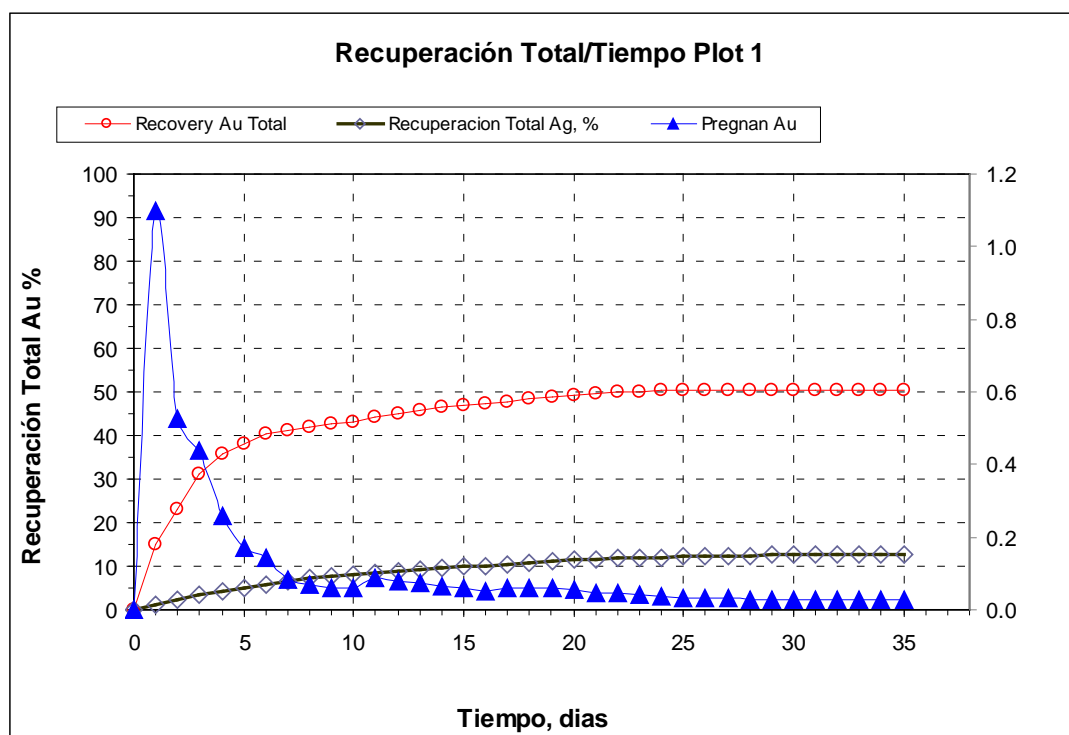


Figura N° 3.5 Recuperación de Oro % vs tiempo en Columna de 6 m. Columna N° 2.

### 3.6 Prueba De Recuperación en Columna de 1 metro de altura

#### 3.6.1 Columna N°1

##### 3.6.1.1 Balance Metalúrgico

Tabla N° 3.5 Balance Metalúrgico en Columna de 1m – Columna N° 1.

METAL		Au	Ag
CABEZA EN SAYADA	[g/t]	0.200	10.260
COLA ENSAYADA	[g/t]	0.052	4.208
RECUPERACIÓN EN SAYADA	[%]	74.000	58.986
CABEZA CALCULADA	[g/t]	0.164	4.891
RECUPERACIÓN CALCULADA	[%]	68.324	13.973
METAL EN SOLUCIÓN	[mg]	8.4438	51.4548
METAL EN COLA	[mg]	3.9147	316.7880
METAL TOTAL	[mg]	12.358	368.243

CONSUMO DE REACTIVOS		
NaCN	(kg/t)	0.269
Cal	(kg/t)	3.000

#### 3.6.1.2 Gráficos de Recuperación

##### Recuperación de Oro

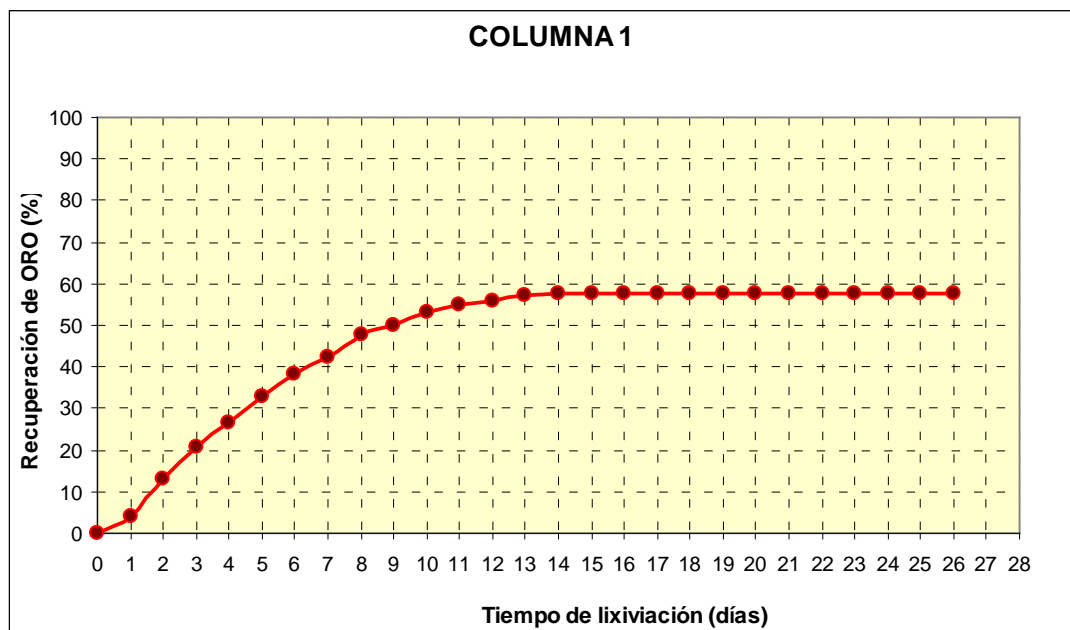


Figura N° 3.6 Recuperación de Oro% vs tiempo en Columna de 1 m. Columna N° 1.

## Recuperación de Plata

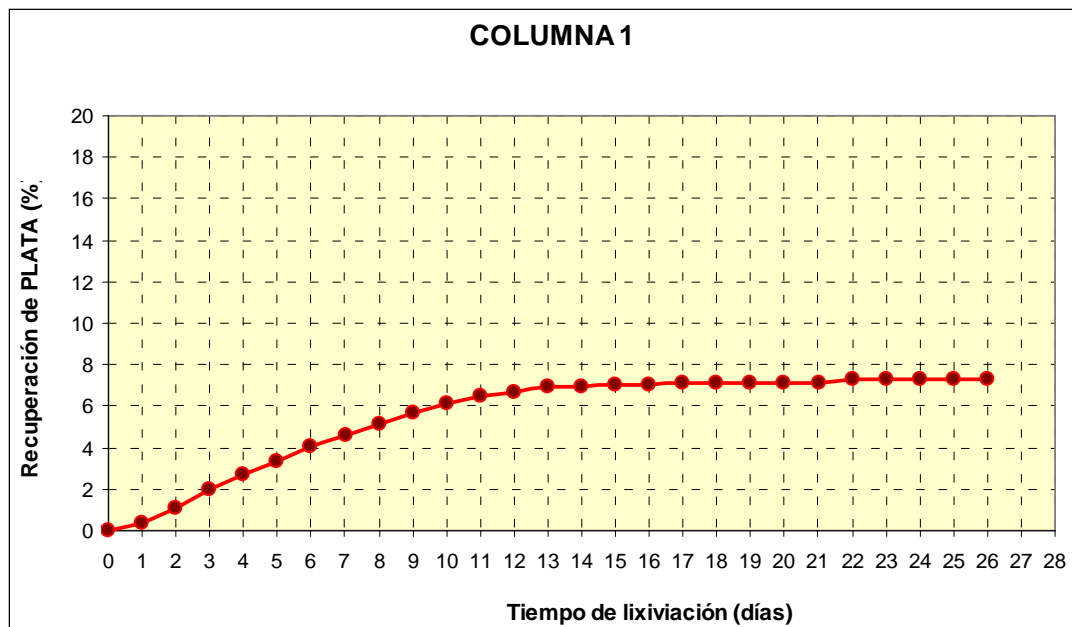


Figura N° 3.7 Recuperación de Plata % vs tiempo en Columna de 1 m  
Columna N° 1.

### 3.6.2 Columna N°2

#### 3.6.2.1 Balance Metalúrgico

Tabla N° 3.6 Balance Metalúrgico en Columna de 1m – Columna N° 2.

METAL		Au	Ag
CABEZA EN SAYADA	[g/t]	0.130	9.730
COLA ENSAYADA	[g/t]	0.066	1.000
RECUPERACIÓN EN SAYADA	[%]	<b>49.231</b>	<b>89.723</b>
CABEZA CALCULADA	[g/t]	0.142	1.602
RECUPERACIÓN CALCULADA	[%]	<b>53.457</b>	<b>37.579</b>
METAL EN SOLUCIÓN	[mg]	6.0157	47.7739
METAL EN COLA	[mg]	5.2375	79.3566
METAL TOTAL	[mg]	11.253	127.131

CONSUMO DE REACTIVOS		
NaCN	(kg/t)	0.254
Cal	(kg/t)	3.200

### 3.6.2.2 Gráficos de Recuperación

#### Recuperación de Oro

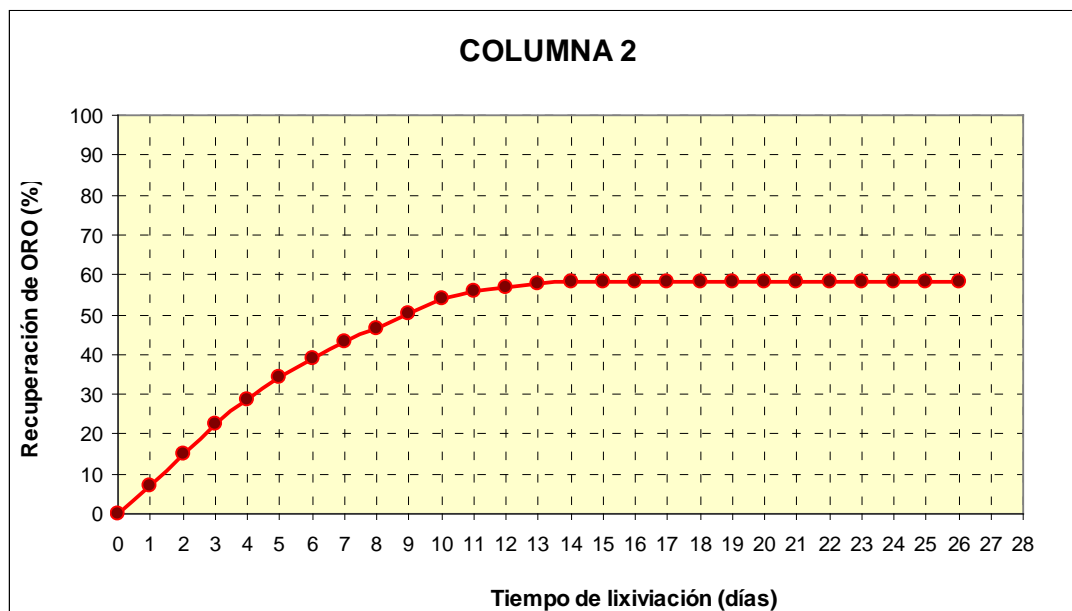


Figura N° 3.8 Recuperación de Oro% vs tiempo en Columna de 1 m. Columna N° 2.

#### Recuperación de Plata

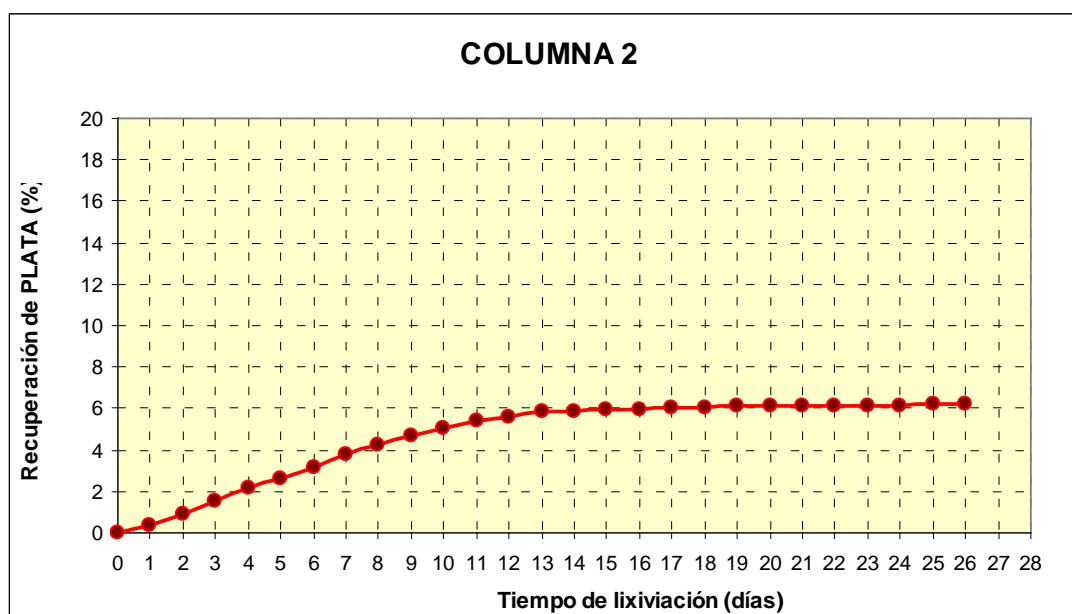


Figura N° 3.9 Recuperación de Plata % vs tiempo en Columna de 1 m. Columna N° 2.

### 3.7 Prueba de Recuperación en Botella N° 1 y N° 2 (Consumo de CaO y NaCN)

#### 3.7.1 Característica de la Prueba.

Tabla N° 3.7 Datos de Prueba de recuperación en Botella N° 1 y N° 2.

Mineral		<b>BOTELLA N°1</b>	<b>BOTELLA N°2</b>
Ratio		Mineral Pad III	Mineral Pad III
Medio		Solución cianurada	Solución cianurada
Química del Mineral			
Au	g/t	0.20	0.13
Ag	g/t	10.26	9.73
pH natural		0.00	0.00
Condiciones Iniciales de prueba			
[CNNa]	ppm	400.00	400.00
pH		11.00	11.00
Au en solución	ppm	0.07	0.07
Ag en solución	ppm	0.35	0.35
Ratio Alcalinidad	kg/t ore	3.60	3.60
NaCl	g	-	-
Ca(OCl)2	g	-	-
Recuperación, Cabeza Ensayada Au %			
	0.0	0.00	0.00
T	2.0	39.75	54.23
i	4.0	69.85	82.23
e	8.0	63.35	62.23
m (h)	24.0	44.15	60.38
p	48.0	54.05	57.85
o	72.0	55.55	61.69
Recuperación, Cabeza Calculada Au%		61.83	58.58
Recuperación, Cabeza Ensayada Ag %			
	0.0	0.00	0.00
T	2.0	9.14	4.81
i	4.0	18.32	18.78
e	8.0	24.95	26.30
m (h)	24.0	26.83	29.73
p	48.0	25.82	24.57
o	72.0	24.34	27.18
Recuperación, Cabeza Calculada Ag%		31.01	43.76



Tabla N° 3.8 Consumo de CaO y NaCN de la Prueba de recuperación en Botella.

CONSUMO DE CaO K/TM		BOTELLA N°1	BOTELLA N°2
T	0.0	0.00	0.00
i	2.0	0.00	0.00
e	4.0	0.00	0.60
m (h)	8.0	0.60	1.20
p	24.0	0.60	1.20
o	48.0	0.60	1.20
	72.0	<b>0.60</b>	<b>1.20</b>
CONSUMO DE NaCN K/TM			
T	0.0	0.00	0.00
i	2.0	0.00	0.00
e	4.0	0.43	0.48
m (h)	8.0	0.46	0.55
p	24.0	0.46	0.55
o	48.0	0.46	0.59
	72.0	<b>0.46</b>	<b>0.59</b>

### 3.7.2 Recuperación de Oro

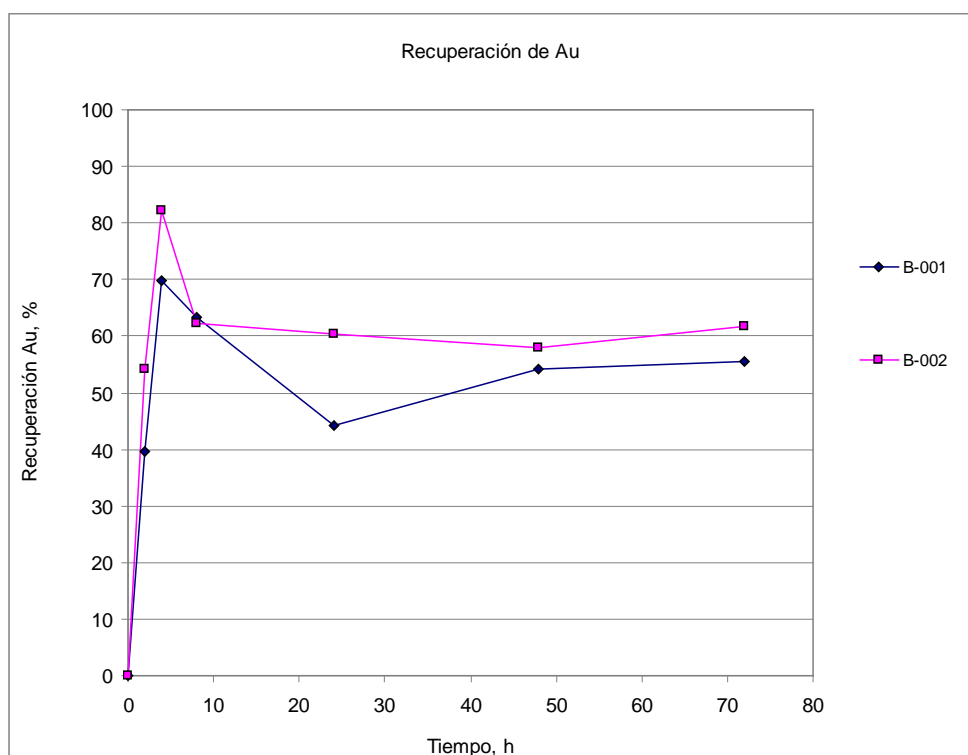


Figura N° 3.10 Recuperación de Oro% vs tiempo Prueba de recuperación en Botella N°1 y N° 2.

### 3.7.3 Recuperación de Plata

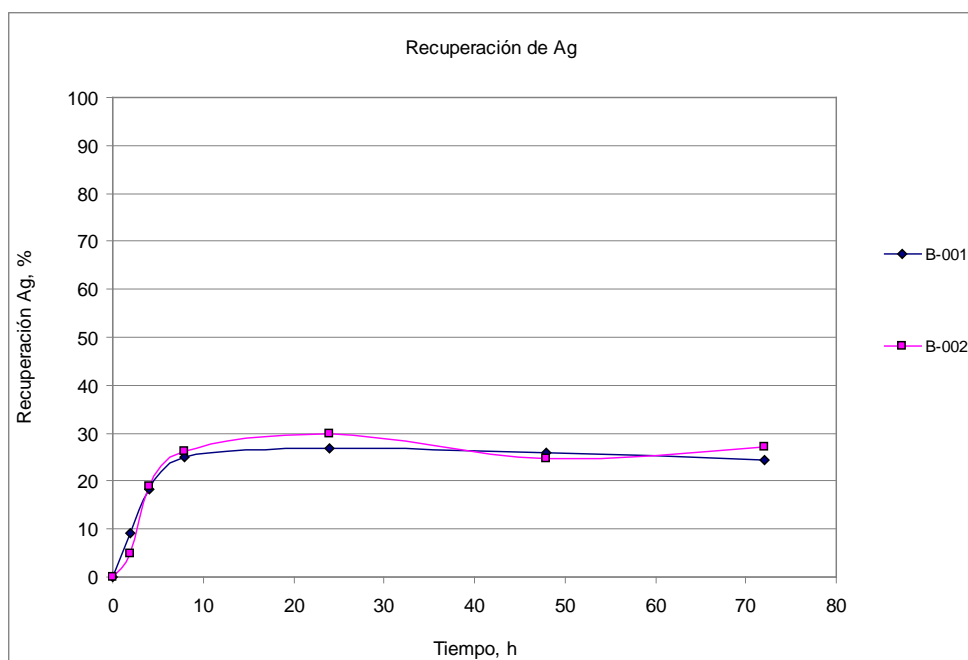


Figura N° 3.11 Recuperación de Plata % vs tiempo Prueba de recuperación en Botella N° 1 y N° 2.

### 3.8 Prueba de Recuperación Flash

Tabla N° 3.9 Datos de Prueba de recuperación Flash.

PROBETA	LEY DE CABEZA g/T		LEY DE MUESTRA LIQUIDA g/T		RECUPERACION %	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
N° 1	0.202	9.578	0.07	1.832	67.27	37.13
N° 2	0.202	9.578	0.07	1.798	67.27	36.44

### 3.9 Resumen General de las Pruebas Metalúrgicas de Escalamiento

Tabla N° 3.10 Datos de las Pruebas de recuperación.

	UND.	COLUMNA DE 6 m		COLUMNA DE 1 m		BOTELLA		FLASH	
		N° 1	N° 2	N° 1	N° 2	N° 1	N° 2	N° 1	N° 2
<b>Au</b>	g/TM	0.16	0.15	0.16	0.15	0.2	0.130	0.202	0.202
<b>Ag</b>	g/TM	8.7	7.55	8.70	7.55	10.26	9.730	9.578	9.578
<b>NaCN</b>	ppm	400	400	400	400	400	400	2000	2000
<b>BALANCE METALURGICO</b>									
<b>Au</b>	%	46.91	52.70	68.32	53.46	61.83	58.58	67.27	67.27
<b>Ag</b>	%	46.69	48.45	13.97	37.58	31.01	43.76	37.13	36.44
<b>NaCN</b>	Kg/TM	0.09	0.09	0.27	0.25	0.46	0.59	-	-
<b>CaO</b>	Kg/TM	3.60	3.60	3.00	3.20	0.60	1.20	-	-
<b>PROMEDIO</b>									
<b>Au</b>	%	49.80		60.89		61.83		67.27	
<b>Ag</b>	%	47.57		25.78		31.01		36.79	
<b>NaCN</b>	Kg/TM	0.09		0.26		0.53		-	
<b>CaO</b>	Kg/TM	3.60		3.10		0.90		-	

#### 3.9.1 Columna de 6 m

- ◇ Recuperación promedio de Oro 49.80 %
- ◇ Recuperación promedio de Plata 47.57 %
- ◇ Consumo de cianuro de sodio 0.09 Kg/TM
- ◇ Consumo de cal 3.6 Kg/TM

#### 3.9.2 Columna de 1 m

- ◇ Recuperación promedio de Oro 60.89 %
- ◇ Recuperación promedio de Plata 25.78 %
- ◇ Consumo de cianuro de sodio 0.26 Kg/TM
- ◇ Consumo de cal 3.1 Kg/TM

#### 3.9.3 Botella

- ◇ Recuperación promedio de Oro 61.83 %
- ◇ Recuperación promedio de Plata 31.01 %
- ◇ Consumo de cianuro de sodio 0.53 Kg/TM
- ◇ Consumo de cal 0.9 Kg/TM

### **3.9.4 Flash**

- ◇ Recuperación promedio de Oro 67.27 %
- ◇ Recuperación promedio de Plata 36.79 %

### **3.10 Recuperación Acumulada de Oro, Plata y consumo de Cianuro de Sodio y Cal en Operación**

- ◇ Recuperación acumulada de Oro 80 %
- ◇ Recuperación acumulada de Plata 25 %
- ◇ Consumo de cianuro de sodio 0.25 Kg/TM
- ◇ Consumo de cal 2.5 Kg/TM

## CAPITULO IV

### CALCULOS METALURGICOS

#### 4.1 Cálculo en el Pad de Lixiviación

##### **Cálculo del Flujo de Operación:**

La densidad de riego (ratio de riego):  $\delta = 10 \text{ l/hxm}^2$

Para una celda con área de riego:  $A = 2,500 \text{ m}^2$

El flujo de operación es el siguiente:

$$f = 10(\text{l/hxm}^2) \times 2,500 \text{ m}^2 = 25,000 \text{ l/h} = 25 \text{ m}^3/\text{h}.$$

##### **Cálculo del Volumen de Solución de Riego para un Tiempo Estimado:**

El volumen de solución para un día de trabajo, es el siguiente:

$$25 \text{ m}^3/\text{h} \times 24 \text{ h} = 600 \text{ m}^3$$

##### **Estimación del tonelaje de mineral en riego:**

Asumiendo que la gravedad específica del mineral es de 1.45 y sabiendo que la altura de la zona en riego es de 10 metros, la cantidad de mineral que está en riego es:

$$\text{Mineral en riego} = 2,500 \text{ m}^2 \times 1.45 \text{ TM/m}^3 \times 10 \text{ m} = 36,250 \text{ TM de mineral}.$$

## 4.2 Balance de Aguas del Proceso

### BALANCE DE AGUA DEL PROCESO ANUAL

#### *Información para el cálculo*

Periodo del Balance de Agua	365	días	
Altura de banco para riego	10	metros	H
Ratio de Riego	10	L/(h-m <sup>2</sup> )	R
Mineral A Tratar	23,500	TM/día	M
Densidad de Mineral	1.45	TM/m <sup>3</sup>	r
Saturación del Mineral	6.2	%	SM
Días de Lixiviación	70	días	ρ
Evaporación Media Anual	1800	mm	EMA
Precipitación Media Anual	500	mm	PMA
Área Neta del Espejo (Pozas: RICA/POBRE/E.MAYORES)	20,000	m <sup>2</sup>	ANE
Área Impermeabilizada del Pad y Pozas	703,300	m <sup>2</sup>	AI
Agua de Operación en Pozas de Solución (rica-Pobre)	44,000	m <sup>3</sup>	SP
Agua de Lluvias en Pozas de Grandes Eventos	56,000	m <sup>3</sup>	SPR

Fuente Bibliográfica:

Fuente de Datos de Precipitación "Balance Hídrico de Micro Cuencas"

"Guía Ambiental de Manejo de Agua en Operaciones Minero-Metalúrgicas"

#### **CALCULO:**

Área máxima de Riego ( $(Mxt)/(ρxH)$ )	113,448	m <sup>2</sup>	AMR
Agua de Precipitación Anual ( $AIxPMA$ )	351,650	m <sup>3</sup> /año	P
Evaporación de Agua en el Pad ( $AMRxEMA$ )	204,207	m <sup>3</sup> /año	E
Almacenamiento de Agua en Mineral ( $(M/ρ)xSMx365$ )	366,762	m <sup>3</sup> /año	S
Pérdida Neta en Pozas de solución por evaporación y Lluvias ( $ANE*(PMA - EMA)$ )	-26,000	m <sup>3</sup> /año	EP

#### **Balance General**

$$B = P - E - S - EP + SP + SPR$$

<b>B =</b>	<b>-93,319</b>	m <sup>3</sup> /año	-3	Lt/seg
Esto significa que el sistema requiere de más agua.			-11	m <sup>3</sup> /h

### 4.3 Clarificación

#### 4.3.1 Dosificación de diatomita

Se utiliza como pre filtro en los filtros clarificadores y los filtros prensa en forma de lechada, preparada en el tanque agitador.

Tierra Diatomea	Nº Bolsas
Diatomita Nº 12 peso 50 lb.	2 bolsas por clarificador

Datos:

$$\text{Área de Sector} = 1.21 \text{ m}^2 (1.10 \text{ m} \times 1.10 \text{ m por cara})$$

$$\text{Número de Paneles} = 29$$

$$\text{Ratio Mínimo} = 0.70 \text{ kg día/m}^2 \text{ de área filtrante}$$

$$\text{Ratio Máximo} = 1.50 \text{ kg día/m}^2 \text{ de área por filtro.}$$

- ◇ Cálculo del Área Total de Filtración Por Filtro.

$$29 \text{ paneles} \times 2 \text{ caras} \times 1.21 \text{ m} = 70.18 \text{ m}^2$$

- ◇ Cálculo de los Kg. de diatomita a usar por un ratio de 0.70

$$\frac{0.70 \text{ diatom} \times 70.18 \text{ m}^2}{\text{m}^2} = 49.12 \text{ Kg diatomita (mínimo)}$$

- ◇ Cálculo de los Kg. de diatomita a usar por un ratio de 1.50

$$\frac{1.50 \text{ Kg diatom} \times 70.18 \text{ m}^2}{\text{m}^2} = 105.27 \text{ Kg diatomita (máximo)}$$

- ◇ Cálculo del Ratio en Planta M.C.

$$\text{Ratio} = (2 \text{ bolsas diatomita} \times 22.7 \text{ Kg. diatomita}) / 70.18 \text{ m}^2$$

$$\text{Ratio} = 0.6469 \text{ Kg. de diatomita/m}^2$$

- ◇ Cálculo de la Concentración de Diatomita

Datos:

$$\text{Vol. Del tanque Precoat.} = 3.23 \text{ m}^3$$

$$\text{Solución 90\% del Vol. Total} = 2.91 \text{ m}^3$$

$$\text{Kg. de diatomita} = 45.4 \text{ Kg.}$$



Solución:

Kg. de solución..... 2,910.0

Kg. de Diatomita..... 45.9

---

Kg. total. 2,955.9

$$\text{Concentration de diatomita} = \frac{45.9}{2,955.9} \times 100$$

$$\text{Concentration de diatomita} = 1.55 \%$$

### 4.3.2 Velocidad de filtración

- ◇ Velocidad De Filtración Máxima Según Lo Recomendado

$$Q_r = 4,800 \text{ l/h} \times \text{m}^2 = 4.8 \text{ m}^3 / \text{h} \times \text{m}^2$$

- ◇ Cálculo de Velocidad Actual (por Filtro)

$$V = 400 \text{ m}^3 / \text{h} \times 70.18 \text{ m}^2 = 5.6 \text{ m}^3 / \text{h} \times \text{m}^2$$

$$\text{Exceso} = \frac{(4.8 - 5.6) \times 100}{4.8} \times 100 = -16.6 \%$$

## 4.4 Desoxigenación

### 4.4.1 Calculo de la altura de empaque de la torre de vacío

Se deben de obtener espesores de película muy delgadas (fluido sobre superficie), para mayor eficiencia del vacío en su evacuación.

La solución óptima de salida de la torre debe de tener de 0.01 gr. O<sub>2</sub>/m<sup>3</sup> a 0.02 gr. O<sub>2</sub>/m<sup>3</sup>, pudiendo ser bueno 0.05 gr. O<sub>2</sub>/m<sup>3</sup>. Valores como 0.1 a 0.15 gr. O<sub>2</sub>/m<sup>3</sup> requieren de una aplicación mayor de reactivo (polvo de zinc).

Consideración de Diseño  $GPM/As = 0.065$  Dato experimental aplicativo (\*)

J.F.Zamora.

Donde:

$GPM =$  Caudal en Galones USA /minuto solución rica.

$As =$  Área total Superficial  $pie^2$  de elementos de empaque de la torre.

En nuestro caso el trabajo es continuo.

9,600  $m^3/día$  equivale a 1,761.147GPM (flujo Solución Rica).

### **Área Total Requerida (As)**

$$As = 1,761.14 / 0.065 = 27,094 \text{ pie}^2.$$

Elección de Elementos (Difusores).

Son usados en torres empacadas para transferencia de masa, elegimos de los fabricantes JAEGER –TOWER PACKING-Tripacks-PP- $\varnothing 2''$ :

- ◇ Características de los Tri-packs
- ◇ Geometría simétrica (plástico)
- ◇ Estructuralmente uniforme e ideal para contacto gas-liquido.
- ◇ Gran área útil y distribución uniforme.

Datos del Fabricante: (En este caso JAEGER –TOWER PACKING)

$as =$  Área Superficial para  $\varnothing 2''$  Tripacks 48  $pie^2/pie^3$  empaque con 96% de vacío y 4% material plástico.

### Volumen del empaque (Ve)

$$Ve = As/as = \frac{2,7094.46 \text{ pie}^2}{48 \text{ pie}^2/\text{pie}^3}$$

$$Ve = 564.46 \text{ pie}^3 \text{ empaque.}$$

Aproximamos:

$$h_t / \varnothing_t = 4$$

Donde:

$h_t$  = Altura de la torre. (pies)

$\varnothing_t$  = Diámetro de la Torre.(pies)

$A_t$  = Área Transversal de la torre

Asumiendo:  $\varnothing_t = 4$  pies.

$$A_t = \pi \cdot \varnothing_t^2 / 4 = 12.57 \text{ pie}^2.$$

### Altura del Empaque

$$h_e = Ve / A_t$$

$$h_e = 564.46 \text{ pie}^3 / 12.57 \text{ pie}^2$$

$$h_e = 36.9 \text{ pies.}$$

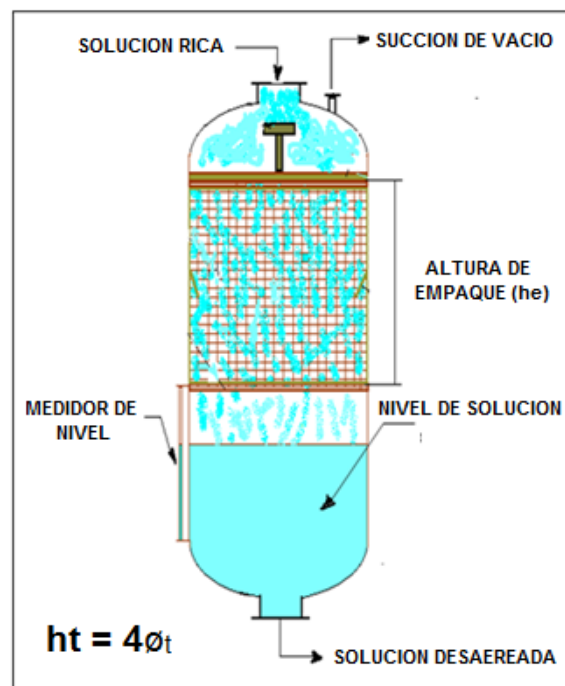


Figura N° 4.1 Torre de Desaeración.

#### 4.4.2 Cálculo de aire a evacuar de la solución rica

$$9,600 \text{ m}^3/\text{día} \times 9 \text{ gr. O}_2/\text{m}^3 \times (100 \text{ gr. aire}/21 \text{ gr. O}_2)$$

$$= 411.4285 \text{ gr. aire}/\text{día} \text{ a evacuar.}$$

Aire como Gas Ideal:

$$PxV = nxRxT$$

Donde:

$$n = \text{mol gr. De aire a Evacuar.}$$

$$R = 0.082 \text{ atm.lit/mol gr. } ^\circ\text{K}$$

$$T = 10^\circ \text{C} + 273 = 283 \text{ } ^\circ\text{K.}$$

P = Presión Absoluta en el sistema de trabajo (Torre de Vacío)

$$P = (P_{\text{abs local}} - P_{\text{vacío}})$$

$$P = 17.92 \text{ "Hg} - 16.38 \text{ "Hg} = 1.54 \text{ "Hg.}$$

$$1.54 \text{ "Hg} \times \frac{1 \text{ atm}}{29.92 \text{ "Hg}} = 0.0514 \text{ atm}$$

$$n = 411.4285 \text{ gr. aire} \times \frac{\text{mol-gr}}{28.94 \text{ gr. aire}} = 14.216 \text{ mol-gr}$$

$$V = \frac{nRT}{P}$$

$$V = \frac{(14.216)(0.082)(283)}{0.0514} = 6418.22 \text{ lt}$$

$$V = 6418.22 \text{ lt} \times \frac{1 \text{ pie}^3}{28.31 \text{ lt}} = 226.71 \text{ pie}^3$$

$$Q = V/t, \text{ el tiempo es 1 día} = 1440 \text{ minutos.}$$

$$Q = 226.71 \text{ pie}^3 / 1440 \text{ min} = 157.43 \text{ CFM}$$

Se le aplicará un factor de corrección por la variación en la temperatura de agua de servicio de la bomba de vacío (4% a 9%) por lo cual decrece la capacidad de la bomba y un 30% de incremento de capacidad de la bomba.

$$Q = 157.43 \text{ CFM} \times 1.09\% \times 1.3\% = 223.08 \text{ CFM}$$

Por lo tanto se buscara una bomba de vacío de 223.08CFM y 1.54" Hg de presión absoluta seleccionado en tablas de fabricantes de bombas de vacío, se selecciona una bomba cuya presión absoluta en pulgadas sea de 1.54" Hg o la más cercana, en este caso es 1.22" Hg y 235CFM, la misma que funcionara a 1750RPM. Y con 30HP. Recomendable ubicar bombas en SIHI, Nash, Goulds, entre muchas buenas marcas que hay en el mercado.

#### 4.5 Cálculo de la potencia de una bomba

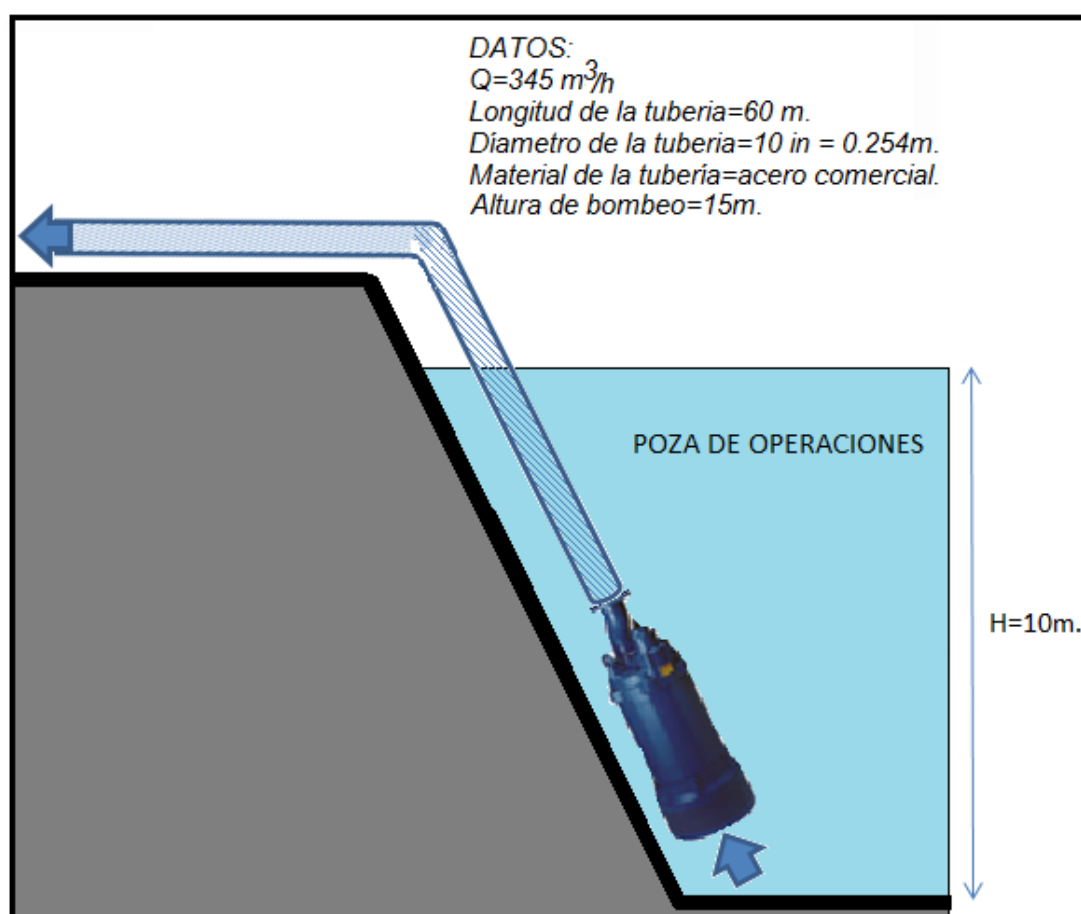


Figura N° 4.2 Cálculo de la Potencia de Bomba Sumergible para Alimentar de Solución Rica.

#### 4.5.1 Cálculo de la velocidad del fluido $V$

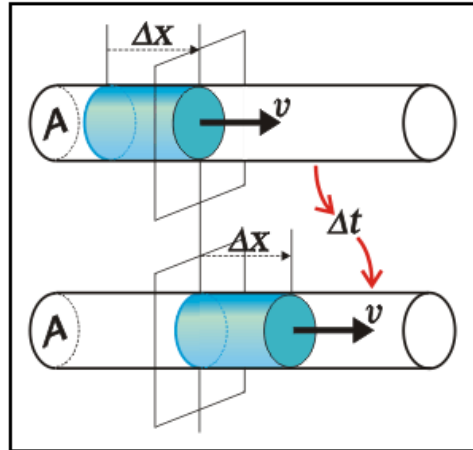


Figura N° 4.3 Desplazamiento del fluido.

$$\text{Volumen} = A \times \Delta x$$

Al cabo de cierto intervalo de tiempo ( $\Delta t$ ) todo el volumen habrá atravesado el área de adelante. Justamente así teníamos definido el caudal:

$$Q = \text{Volumen} / \Delta t \text{ y recordando que } v = \Delta x / \Delta t \text{ nos queda: } Q = A \times v$$

El caudal es igual a la velocidad a la que se mueve el fluido por la sección del conducto.

$$Q: \text{Caudal} = 345 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$A: \text{Área Transversal de la tubería} = 0.051 \text{ m}^2$$

$$V = Q / A = 1.89 \text{ m/s}$$

#### 4.5.2 Cálculo del Número de Reynolds Re

$$N_{Re} = \frac{\text{Fuerzas-Inerciales}}{\text{Fuerzas-viscosas}} = \frac{\rho DV}{\mu}$$

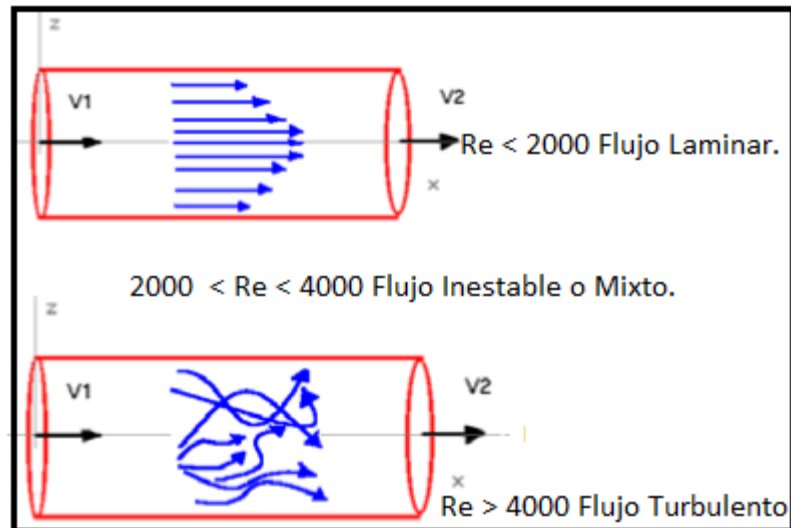


Figura N° 4.4 Flujo Laminar – Flujo Turbulento.

Donde:

$D$ : Diámetro de la tubería = 25.4cm.

$V$ : Velocidad del fluido=  $Q/A = 189$  cm/s.

$\rho$  : Densidad del fluido a 10 °C= 0.99970 g/cm<sup>3</sup>

$\mu$ : Viscosidad del fluido a 10 °C = 1.307cp [100 centipoise = 1 g/ (cm.s)]

**Re = 367,441** El flujo es turbulento.

Tabla N° 4.1 Tabla de densidad, viscosidad dinámica y cinemática del agua pura a diferentes temperaturas.

<b>Temperatura °C</b>	<b>Densidad g/cm<sup>3</sup></b>	<b>Viscosidad Dinámica Centipoise (cP)</b>	<b>Viscosidad Cinemática (cst)</b>
0	0.99984	1.792	1.792
5	0.99996	1.520	1.520
10	0.99970	1.307	1.307
15	0.99910	1.138	1.139
20	0.99820	1.002	1.0038
25	0.99705	0.890	0.893
30	0.99565	0.797	0.801
35	0.99403	0.719	0.724
40	0.99221	0.653	0.658
45	0.99022	0.598	0.604
50	0.98805	0.548	0.554
55	0.98570	0.505	0.512
60	0.98321	0.467	0.475
65	0.98057	0.434	0.443
70	0.97778	0.404	0.413
75	0.97486	0.378	0.388
80	0.97180	0.355	0.365
85	0.96862	0.334	0.345
90	0.96532	0.315	0.326
95	0.96189	0.298	0.310
100	0.95835	0.282	0.295



### 4.5.3 Cálculo del factor de proporcionalidad $f$

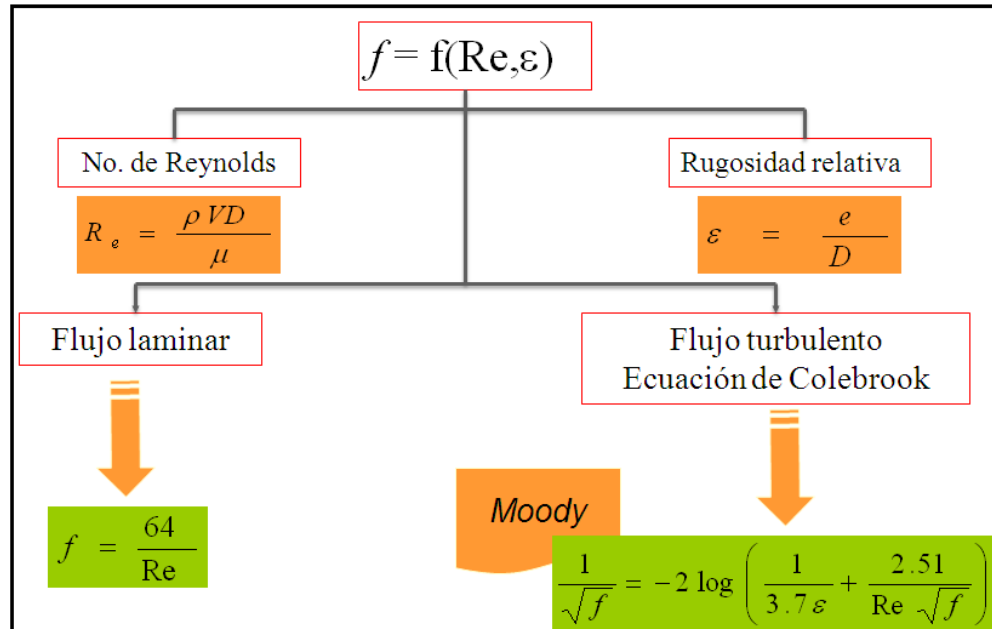


Figura N° 4.5 Cálculo del Factor de Proporcionalidad.

$$\frac{1}{\sqrt{f}} = -2 \log \left[ \frac{\varepsilon}{3.7 D} + \frac{2.51}{Re \sqrt{f}} \right]$$

Donde:

$\varepsilon$ : Coeficiente de rugosidad, para una tubería de hierro fundido = 0.046mm.

$D$ : Diámetro de la tubería = 0.254 mm.

$$f = 0.0135$$

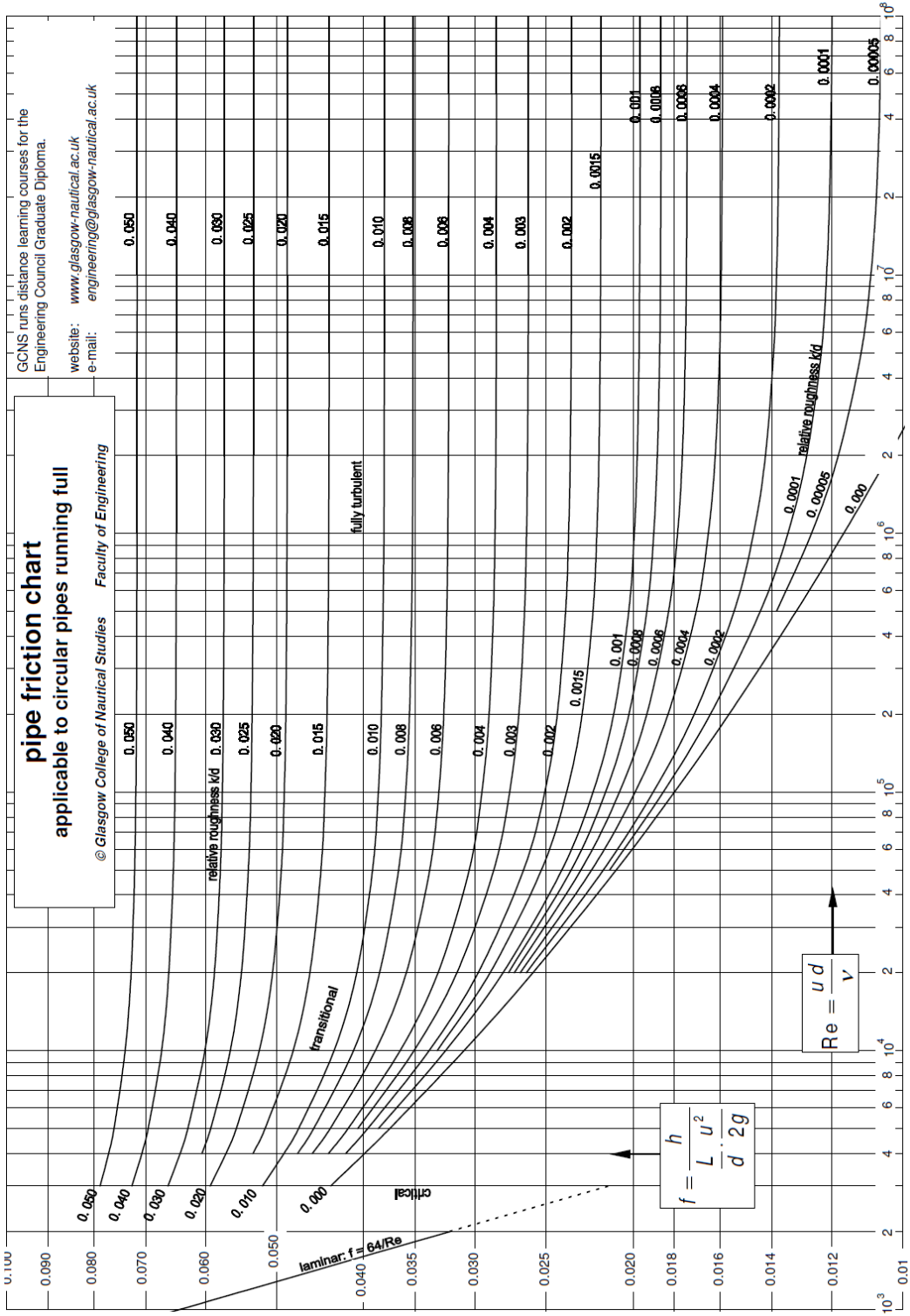


Figura N° 4.6 Diagrama de Moody.

Tabla 4.2 Coeficientes de rugosidad absoluta  $\epsilon$ . (Asmed N., 1987)

Material	Rugosidad absoluta $\epsilon$ (mm)
Concreto centrifugado nuevo**	0.16
Concreto centrifugado con protección bituminosa**	0.0015 a 0.125
Concreto de acabado liso**	0.025
Concreto alisado interiormente con cemento**	0.25
Concreto con acabado rugoso**	10.00
Acero bridado	0.91 a 9.10
Tubería de acero soldada	0.046
Acero comercial o hierro dulce	0.046
Hierro fundido asfaltado	0.120
Hierro fundido	0.260
Hierro fundido oxidado**	1.0 a 1.5
Hierro galvanizado	0.15
Madera cepillada	0.18 a 0.90
Arcilla vitrificada*	0.15
Asbesto cemento nuevo**	0.025
Asbesto cemento con protección interior de asfalto**	0.0015
Vidrio, cobre, latón, madera bien cepillada, acero nuevo soldado y con una mano interior de pintura, tubos de acero de precisión sin costura, serpentines industriales, plástico, hule.**	0.0015

\*Tomado de Saldarriaga J., 1998

\*\*Tomado de Sotelo A., G., 1982

#### 4.5.4 Cálculo de la pérdida de carga en el transporte de fluidos en tuberías cilíndricas $h_f$

Cuando un fluido fluye por una tubería, u otro dispositivo, tienen lugar pérdidas de energía debido a factores tales como:

- ◇ La fricción interna en el fluido debido a la viscosidad.
- ◇ La presencia de accesorios.
- ◇ La fricción en el fluido en movimiento es un componente importante de la pérdida de energía en un conducto. Es proporcional a la energía cinética del flujo y a la relación longitud/diámetro del conducto.
- ◇ En la mayor parte de los sistemas de flujo, la pérdida de energía primaria se debe a la fricción de conducto. Los demás tipos de pérdidas son por lo general

comparativamente pequeñas, por ello estas pérdidas suelen ser consideradas como “pérdidas menores”. Estas ocurren cuando hay dispositivos que interfieren el flujo: válvulas, reductores, codos, etc.

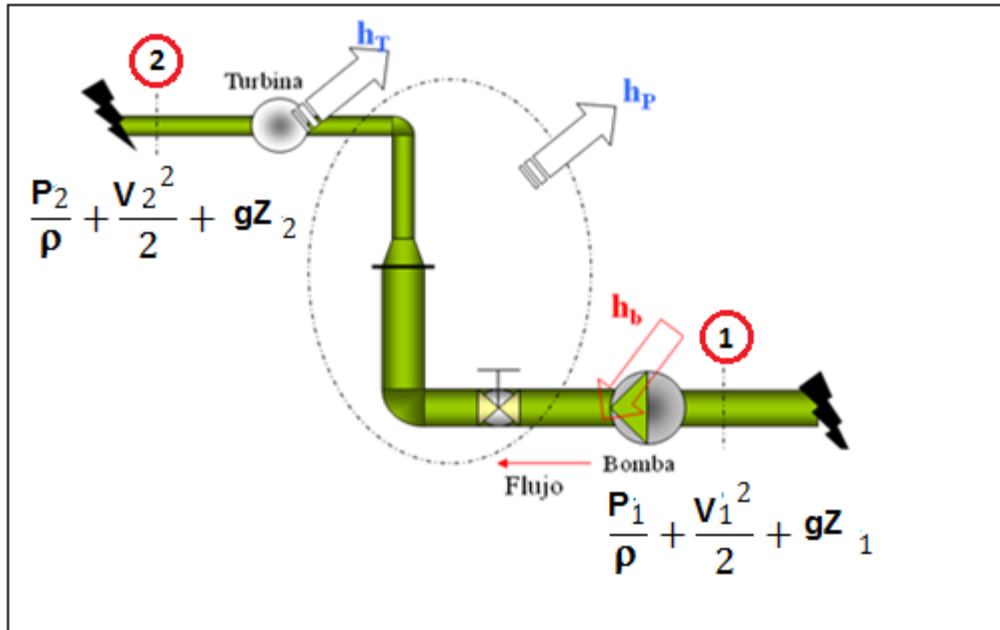


Figura N° 4.7 Energía de pérdidas de carga.

La energía pérdida es la suma de  $h_p = h_f + h_b$

Ecuación de energía:

$$\frac{p_1}{\rho} + \frac{v_1^2}{2} + gZ_1 + gh_b = \frac{p_2}{\rho} + \frac{v_2^2}{2} + gZ_2 + gh_T + gh_p$$

### Cálculo de la Pérdida de carga por fricción ( $h_f$ )

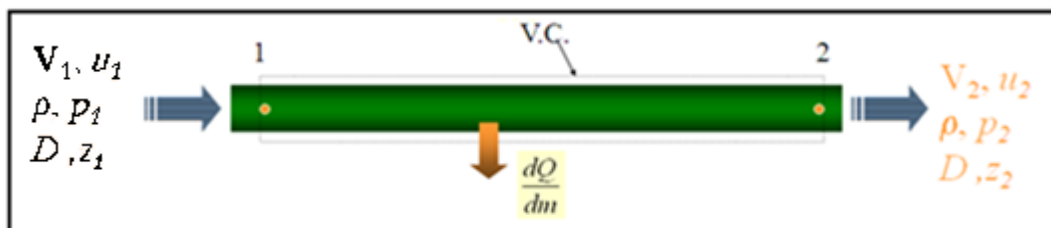


Figura N° 4.8 Diagrama de la pérdida de carga por fricción.

Si consideramos un flujo permanente e incompresible en una tubería horizontal de diámetro uniforme, la ecuación de energía aplicada al V.C. Puede disponerse en la siguiente forma:

$$\frac{p_1 - p_2}{\rho} + \frac{v_1^2 - v_2^2}{2} + g(z_1 - z_2) = (u_2 - u_1) - \frac{dQ}{dm}$$

Como la sección del tubo es constante y su posición es horizontal; se tiene:

$$\frac{\Delta p}{\rho} = \Delta u - \frac{dQ}{dm}$$

Los dos términos del segundo miembro de esta ecuación se agrupan en un solo término denominado pérdidas de carga por fricción.

$$h_f = \Delta u - \frac{dQ}{dm} \Rightarrow \frac{\Delta p}{\rho} = h_f$$

### ECUACION DE DARCY

Las variables influyentes que intervienen en el proceso son:

$$\frac{\Delta p}{\rho V^2} = F \left( \frac{\rho V D}{\mu}, \frac{l}{D}, \frac{e}{D} \right)$$

$\Delta p$  = Caída de presión

$V$  = Velocidad media de flujo

$\rho$  = Densidad del fluido

$\mu$  = Viscosidad del fluido

$D$  = Diámetro interno del conducto

$L$  = Longitud del tramo considerado

$e$  = Rugosidad de la tubería

$$\frac{\Delta p}{\rho V^2} = \frac{l}{D} f \left( \frac{\rho V D}{\mu}, \frac{e}{D} \right)$$

**Cálculo de la pérdida de carga en el transporte de fluidos  $h_f$ :**

$$H_f = f \frac{L}{D} \frac{v^2}{2g} \quad (\text{m})$$

**Cálculo de la pérdida de carga en el transporte de fluidos en tuberías cilíndricas** $h_f$ :

$$h_f = 4 \cdot f \cdot \frac{L}{D} \cdot \frac{v^2}{2 \cdot g} \quad (\text{m})$$

Donde:

 $f$ : Factor de proporcionalidad = 0.0135 $L$ : Longitud de la tubería = 60 m. $V$ : Velocidad del fluido = 1.89 m/s. $D$ : Diámetro de la tubería = 0.254m. $g$ : Gravedad = 9.81 m/s<sup>2</sup>.

$$h_f = 2.326 \text{ m.}$$

**4.5.5 Cálculo de la pérdida de carga por los accesorios en la tubería  $h_a$** 

$$h_a = K \frac{V^2}{2g} \quad (\text{m})$$

Donde:

 $K$ : Coeficiente adimensional de pérdida de carga. $V$ : Velocidad del fluido = 1.89 m/s. $g$ : Gravedad = 9.81 m/s<sup>2</sup>.

$$h_a = 8 \text{ m.}$$

#### 4.5.6 Cálculo de la Altura Dinámica Total ADT

$$ADT = \Delta H + H_f + H_a$$

Donde:

$\Delta H$  = Pérdida de Carga Estática (diferencia de altura) = 15 m.

$H_f$  = Pérdida de Carga por Fricción en la tubería. = 2.322 m.

$H_a$  = Pérdida de Carga por Accesorios en la tubería. = 8 m.

$$ADT = 25.322 \text{ m.}$$

#### 4.5.7 Cálculo de la potencia de la bomba HP

$$HP = Q \times ADT \times \rho \times g / R$$

Donde:

$Q$  = Caudal = 350 m<sup>3</sup>/h = 0.097 m<sup>3</sup>/s

$ADT$  = Altura Dinámica Total = 25.322 m

$\rho$  = Densidad de agua = 1,000 Kg/m<sup>3</sup>

$g$  = gravedad = 9.81m/s<sup>2</sup>

$R$  = Rendimiento de la bomba en % = 40 %

$$HP = 81$$

Se busca en las especificaciones técnicas del proveedor en este caso INTECH, y se solicita la bomba sumergible TSURUMI LH 875-60 de 100 HP.





## CONCLUSIONES

1. Controlar que se envíen a tiempo los proyectos perforados, para que laboratorio metalúrgico realicen las pruebas de acidez del mineral para poder realizar la data de alcalinidad, ya que sin esta data no puede ingresar mineral de mina.
2. Demarcar y controlar los proyectos de mineral y desmonte, realizando una supervisión constante en campo, para evitar que el mineral se contamine con desmonte y ser depositados en el Pad de Lixiviación, ocasionando consumo de reactivos y disminuir la recuperación de oro.
3. Es necesario realizar “Auditoria de Recursos y Reservas” por Empresas externas, para sincerar la vida de la mina.
4. Voladura controlada del mineral de mina, para evitar gastos en voladura secundaria, y tener problemas en la recuperación de oro en el Pad de Lixiviación, ya que las pruebas de recuperación indican 78% en 70 días de lixiviación con mineral fragmentado menor de 40 centímetros y 5% - malla 100.
5. Controlar que la carga en los volquetes sea uniforme, evitando variaciones en el inventario de oro que ingresa al Pad de Lixiviación.
6. Para la producción de overliner, se entrega un área en el Pad de Lixiviación, que haya cumplido los 70 días de lixiviación, este mineral lixiviado se pasa por zarandas – malla 3/4 pulgadas para overliner, teniendo una bajo costo en el

transporte, material libre de cianicidas y no generan turbidez en la descarga de soluciones lixiviadas a las pozas de colección.

7. Se guardan áreas cerca de la geomembrana, para ser llenado con mineral de alta ley de 1 g/TM, para que en caso de caída brusca o dilución de la ley rica; se coloque en riego y se pueda manejar una producción constante de oro.
8. El muestreo del mineral en la zona de descarga es de cada frente de carguío de mina, se realiza constantemente, ya estas muestras se envían para su análisis por oro, plata y % de humedad al Laboratorio Químico, realizándose una data diaria la cual es conciliada con Geología Mina mensualmente para realizar la producción mensual, llegando a variaciones de más o menos 5%.
9. La dosificación de cal debe de ser la óptima, ya que una alta dosificación pasiva la lixiviación del mineral debido a que la ley de plata es 10 g/TM, aumentando el ciclo de lixiviación y una baja dosificación provoca perdida de cianuro como ácido cianhídrico y sólidos en suspensión en la poza de operaciones subiéndose la turbidez de la solución generando gastos de diatomita, polvo de zinc y materiales de fundición.
10. Para evitar que la ley rica disminuya intempestivamente, tiene que realizar un simulado de llenado del Pad de Lixiviación teniendo en cuenta a que altura de la geomembrana va a depositarse este mineral, ya que se ha calculado que la velocidad de percolación es de 2 metros por día.
11. Se han colocado venturís en los tanques de rebombeo, lográndose incrementar el oxígeno disuelto de 4 a 8 ppm.
12. La instalación de los agitadores estáticos en el área de precipitación, ha reducido el ratio de Zn/Au de 40 a 20, lográndose reducir el costo en la precipitación, además los costos de fundición.

13. La destrucción de cianuro con peróxido de hidrogeno y sulfato de cobre pentahidratado, se realiza usando la poza de grandes eventos, al tener mayor tiempo de residencia, reaccionan con el remanente de reactivo y con los rayos UV, destruyendo el cianuro total por debajo de los límites máximos permisibles, menor de 1 ppm.

14. Las Pruebas Metalúrgicas de Escalamiento se realizaron, para escalar los resultados obtenidos en las pruebas Flash a las columnas de 6 metros, y lo que podría ocurrir en el Pad de Lixiviación debido al poco tiempo que se tenía para obtener resultados de recuperación de Oro, ya que con la presencia de los minerales sulfurados en mina con leyes de 2 g/TM en oro, se debía definir si ingresaba al Pad de Lixiviación o se tendría que ir al desmonte.

De las pruebas de Botellas se determina el consumo de cianuro de sodio y cal; para realizar un análisis de costo beneficio, si este mineral sulfurado ingresa al Pad de Lixiviación.

En la prueba se determinó disminuir en 35% los resultados obtenidos de las pruebas Flash, en esta prueba Flash se determinó una recuperación promedio de 67.27%, restándole 35 %, la recuperación final para este mineral es de 32.27%; recuperándose 0.48 g/TM de oro del mineral sulfurado, obteniéndose una ley mayor al mineral oxidado de 0.42 g/TM con una recuperación de 78%.

15. El Balance de Agua, es de mucha importancia para pedir permiso de su utilización a organismos como el ANA (Autoridad nacional del Agua), además de su almacenamiento en épocas de lluvias.

16. El cálculo de la potencia de una bomba, ya que este proceso se caracteriza por la utilización de gran cantidad de motores y bombas, se tiene que adquirir bombas para cada etapa de producción, de diferentes potencias dependiendo de la altura de bombeo.

## BIBLIOGRAFÍA

1. Atwood, R. L. and R. H Atwood. 1985. Design Considerations for Merrill-Crowe Plants. Society of Mining Engineering of AIME. Preprint Number 85- 353.
2. Chi, G. M. M. Fuerstenau. And J. O Marsden. 1997. Study of Merrill-Crowe processing. Part I: Solubility of zinc in alkaline cyanide solution. Int. J. Miner. Process, 49:171 – 183.
3. Dorey, R., D. Van Zyl and J. Kiel. 1988. ed. Overview of heap leaching Technology. In introduction to Evaluation, Design and Operation of Precious Metal Heap Leaching Projects. Chapter 1.
4. Gallardo, Juan Vargas, Metalurgia del oro y la plata.
5. Gold Metallurgy. 2011(a). Merrill-Crowe process chemistry [online]. [Accessed 25 February 2011]. Available from <http://goldmetallurgy.com/merrill-crowe-process-chemistry>.
6. Gold Metallurgy. 2011(b). Merrill-Crowe process operation [online]. [Accessed 18 March 2011]. Available from <http://goldmetallurgy.com/merrill-crowe-process-operation>.
7. Gold Metallurgy. 2011(c). Precipitation practise [online]. [Accessed 18 March 2011]. Available from <http://goldmetallurgy.com/precipitation-practice>.
8. John O. Marsden and C. Lain House – “The Chemistry of Gold Extraction.

9. Misari, Miguel, Metalurgia del Oro - Tomo I - II
10. Nabor, Bonifacio, Refinación de oro en pequeñas plantas de cianuración
11. Sancho, José – Metalurgia Extractiva Vol II – Procesos de Obtención – Edit Síntesis – 2000
12. Sepor Inc. 2010. Merrill-Crowe precipitation plants for recovery of gold & silver from cyanide solutions [online]. [Accessed 25 February 2011]. Available from <http://www.sepor.com/new/MerCrowe.pdf>.
13. Severing, K. 2008. Leaf filters provide clarification essential for efficient Merrill-Crowe precipitation. Engineering and mining journal [online]. [Accessed 2 April 2011]. Available from [http://findarticles.com/p/articles/mi\\_qa5382/is\\_200801/ai\\_n24394622/](http://findarticles.com/p/articles/mi_qa5382/is_200801/ai_n24394622/).
14. Triwood1973. 2007. The process of excavating and refining gold [online]. [Accessed 16 March 2011]. Available from <http://www.youtube.com/watch?v=apD5cPVsDjc>.
15. Urday, Edwin – Evaluaciones de Procesos Metalúrgicos
16. Velásquez M. Rafael – Cianuración de Minerales Auríferos – Recuperación de los Metales Preciosos de las Soluciones Cianuradas – UNT-PE-2002