

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA Y
METALÚRGICA**



**“PROCESO DE CIANURACIÓN EN PILAS EN
MINERA YANACOCHA S.R.L”**

INFORME DE INGENIERIA

Para optar el título profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

PRESENTADO POR

NILTON ALEJANDRO URBINA BÁEZ

LIMA – PERU

2007

INDICE GENERAL

	Pag. N°
Indice General.....	i
Indice de Figuras.....	v
Indice de Tablas.....	viii
Nomenclatura.....	ix
Dedicatoria.....	xi
Agradecimiento.....	xii
CAPITULO I: GENERALIDADES.....	01
1.1 Introducción.....	01
1.2 Historia de los yacimientos.....	02
1.3 Geología y reservas.....	04
1.4 Explotación minera.....	07
1.5 Procesamiento del mineral.....	09
1.6 Producción de oro.....	19
CAPITULO II: HIDROMETALURGIA EXTRACTIVA DEL ORO.....	22
2.1 Proceso de cianuración.....	22
2.2 Problemas en el proceso de cianuración.....	27
2.2.1 Presencia de minerales de cobre.....	29
2.2.2 Presencia de sulfuros minerales.....	33
2.2.3 Presencia de coloides.....	35

CAPITULO III: PROCESO DE LIXIVIACION EN PILAS.....	36
3.1 Definición de “Heap Leaching”.....	36
3.2 Proceso de diseño de una operación de “Heap Leach”.....	37
3.2.1 Selección del lugar.....	37
3.2.2 Configuración/tipo de pila.....	38
3.2.3 Aspectos metalúrgicos.....	42
3.2.4 Aspectos hidrológicos.....	43
3.2.5 Aspectos geotécnicos.....	44
3.3 Potenciales problemas en la lixiviación en pilas.....	46
3.3.1 Percolación.....	47
3.3.2 Temperatura.....	49
3.3.3 Pérdida de soluciones.....	49
3.3.4 Incrustación de sales de calcio.....	50
3.3.5 Contenido de carbón fino.....	50
CAPITULO IV: PROCESO DE LIXIVIACION EN YANACOCCHA.....	52
4.1 Construcción del pad.....	52
4.2 Consideraciones técnicas para las geomembranas.....	55
4.2.1 Tipos de geomembrana.....	56
4.2.2 Espesores de geomembrana.....	56
4.2.3 Transmisibilidad de vapor de agua.....	57
4.2.4 Módulo de elasticidad.....	57
4.2.5 Comportamiento frente a sollicitudes mecánicas.....	57
4.3 Descarga del mineral.....	58

4.4 Ripeo de celdas y adición de cal.....	59
4.5 Riego de celdas.....	61
4.6 Pozas de soluciones.....	64
4.7 Factores de riego.....	65
4.7.1 Ratio de riego.....	65
4.7.2 Caudal del emisor.....	66
4.7.3 Homogeneidad de riego.....	67
4.8 Plan de Manejo de Fluidos (PMF).....	69
4.9 Plan de cierre de pilas de lixiviación.....	72
4.10 Plan de cierre de pozas de solución.....	75
CAPITULO V: PRUEBAS METALURGICAS DE CIANURACION.....	77
5.1 Cianuración en botellas	77
5.1.1 Esquema de preparación de botella.....	79
5.1.2 Cuadro resumen de resultados.....	79
5.1.3 Formato para monitoreo de la prueba.....	80
5.1.4 Balance de oro y reactivos en la botella.....	80
5.2 Cianuración en columna.....	83
5.2.1 Esquema de prueba de cianuración en columna.....	85
5.2.2 Cuadro resumen de resultados.....	86
5.2.3 Formato para monitoreo de la prueba.....	87
5.2.4 Curvas de extracción obtenidas.....	88

CAPITULO VI: CALCULOS EN LA LIXIVIACION EN PILAS.....	91
6.1 Medición del ratio de riego.....	91
6.2 Determinación del % de taponamiento.....	95
6.3 Muestreo representativo de ratios.....	96
6.4 Balance de oro en una pila elemental.....	98
6.5 Extracciones estimadas a partir de curvas L/S.....	100
CONCLUSIONES GENERALES.....	104
ANEXOS.....	107
Tratamiento de soluciones cianuradas y de aguas ácidas.....	108
Flowsheet Planta de Tratamiento de Soluciones cianuradas EWTP.....	111
Flowsheet Planta de Tratamiento por Osmosis Inversa.....	112
Flowsheet de colección y tratamiento de Aguas ácidas AWTP-LQ.....	113
Flowsheet Planta de Tratamiento de aguas ácidas AWTP-YN.....	114
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	115

INDICE DE FIGURAS

	Pag. N°
Fig. 1.1: Localización de la operación minera Yanacocha.....	01
Fig. 1.2: Cuadro de accionistas Yanacocha.....	02
Fig. 1.3: Vista panorámica del open pit Yanacocha Norte.....	08
Fig. 1.4: Mapa que muestra las diversas instalaciones de minera Yanacocha.....	09
Fig. 1.5: Maquinaria empleada para el ripeo de celdas de los pads.....	10
Fig. 1.6: Planta LIME SLAKER para preparación de lechada de cal.....	11
Fig. 1.7: Cisterna de 26 m ³ para la adición de lechada de cal en los pads.....	11
Fig. 1.8: Hornos de calcinación en planta de cal China Linda.....	12
Fig. 1.9: Sistema de riego por goteo empleado en los pads de lixiviación.....	13
Fig. 1.10: Pozas para almacenamiento de soluciones cargadas de oro y plata.....	14
Fig. 1.11: Filtros de clarificación para solución rica en planta YN.....	15
Fig. 1.12: Filtro prensa utilizado para la precipitación del oro en Yanacocha.....	15
Fig. 1.13: Proceso de fusión en la fundición de Yanacocha Norte.....	16
Fig. 1.14: Vista panorámica de la planta de carbón (CIC) de La Quinoa.....	17
Fig. 1.15: Columnas de carbón del circuito de adsorción planta La Quinoa.....	17
Fig. 1.16: Flujograma del circuito de tratamiento del mineral de Yanacocha.....	18
Fig. 1.17: Producción de oro Yanacocha en millones de onzas (1993-2006).....	20
Fig. 1.18: Histórico de leyes promedio de la operación (1993-2005).....	20
Fig. 1.19: Costo de producción versus precio de venta del oro (1993-2005).....	21
Fig. 2.1: Mecanismo de disolución del oro en soluciones cianuradas.....	23
Fig. 2.2: Diagrama Eh-pH del sistema Au-CN-H ₂ O.....	25
Fig. 2.3: Diagrama Eh-pH del sistema CN-H ₂ O.....	25

Fig. 2.4: Diagrama Eh-pH del sistema Cu-CN-H ₂ O.....	30
Fig. 2.5: Diagrama de distribución de especies cianuradas de Cu.....	31
Fig. 2.6: Esquema de reacciones del ión sulfuro en soluciones cianuradas.....	35
Fig. 3.1: Circuito de lixiviación con pads reusables.....	39
Fig. 3.2: Circuito de lixiviación con pads de expansión permanente.....	40
Fig. 3.3: Circuito de lixiviación con pads en valles naturales.....	41
Fig. 3.4: Distribución de celdas de lixiviación en el pad Yanacocha Norte.....	43
Fig. 3.5: Vista panorámica del pad Carachugo.....	47
Fig. 4.1: Corte transversal de las diferentes capas existentes en la base del pad.....	54
Fig. 4.2: Tendido de geomembranas en la base del pad.....	54
Fig. 4.3: Sistema de tuberías de drenaje sobre la base del pad.....	55
Fig. 4.4: Camión realizando la descarga de mineral en el pad.....	59
Fig. 4.5: Esquema de descarga de mineral en el pad usando camiones.....	59
Fig. 4.6: Equipo realizando el ripeo de una celda.....	60
Fig. 4.7: Cisterna realizando la adición de lechada de cal en el pad.....	61
Fig. 4.8: Riser acoplado a un “christmas Tree” de distribución.....	63
Fig. 4.9: Distribución de mangueras de riego de 16 mm	63
Fig. 4.10: Perfil de una poza de operaciones.....	64
Fig. 4.11: Vista panorámica de pozas de soluciones en Carachugo.....	65
Fig. 4.12: Formación de “pondings” en una celda del pad La Quinoa.....	66
Fig. 4.13: Emisor de riego por goteo.....	66
Fig. 4.14: Distribución de mangueras en celdas: objetivo homogeneidad de riego.	67
Fig. 4.15: Control semanal de celdas en el pad Yanacocha norte.....	68
Fig. 4.16: Esquema de los componentes del PMF en pilas de lixiviación.....	71

Fig. 5.1: Rodillo para pruebas de cianuración en botella.....	78
Fig. 5.2: Vista panorámica del área de pruebas de cianuración en botellas.....	78
Fig. 5.3: Columnas para pruebas de cianuración (230 Kg. de mineral).....	84
Fig. 5.4: Columnas para pruebas de cianuración (25 Kg. de mineral).....	84
Fig. 5.5: Esquema básico de prueba de cianuración en columna.....	85
Fig. 5.6: Curva de % Extracción vs Tiempo (días).....	88
Fig. 5.7: Curva de % Extracción vs Ratio L/S.....	88
Fig. 5.8: Curva de % de Extracción de Au Vs Ratio L/Au.....	89
Fig. 6.1: Esquema del área de riego de cada emisor.....	91
Fig. 6.2: Zonas “secas” de mineral producidas por taponamiento de emisores.....	95
Fig. 6.3: Esquema de muestreos representativos de ratios.....	97
Fig. A: Vista de la planta de tratamiento EWTP – Pampa Larga.....	109
Fig. B: Vista panorámica de la planta AWTP – La Quinua.....	110

INDICE DE TABLAS

	Pag. N°
Tabla 1.1: Ratios de desmonte: mineral en Operaciones mina en Yanacocha.....	08
Tabla 1.2: TM/día de mineral puestas en pads y extracciones promedio de oro.....	13
Tabla 1.3: Parámetros operacionales de los diversos pads de Yanacocha.....	18
Tabla 1.4: Parámetros operacionales de las plantas Merrill Crowe de Yanacocha...	18
Tabla 1.5: Parámetros operacionales de las plantas de Carbón CIC de Yanacocha..	19
Tabla 2.1: Solubilidad de minerales de Cu en soluciones de NaCN 0.02 M.....	32
Tabla 4.1: Calidad de las geomembranas en base a su espesor.....	57
Tabla 4.2: Propiedades mecánicas ensayadas en Geomembranas.....	58
Tabla 4.3: Características principales de los componentes del PMF.....	70
Tabla 5.1: Resumen de resultados de prueba de cianuración en botella.....	79
Tabla 5.2: Formato para monitoreo de prueba de cianuración en botella.....	80
Tabla 5.3: Condiciones de prueba de cianuración en columna.....	86
Tabla 5.4: Ensayo de cabeza en prueba de cianuración en columna.....	86
Tabla 5.5: Ensayo de colas en prueba de cianuración en columna.....	86
Tabla 5.6: Formato para el monitoreo de prueba de cianuración en columna.....	87
Tabla 6.1: Muestreo Representativo de ratios de riego de una celda.....	98

NOMENCLATURA

m.	Metro
Km.	Kilómetro
Pulg.	Pulgada
mm.	Milímetro
cm ² .	Centímetro cuadrado
m ² .	Metro cuadrado
Km ² .	Kilómetro cuadrado
Has.	Hectárea
mg.	Miligramo
mL.	Mililitro
L.	Litro
cm ³ .	Centímetro cúbico
m ³ .	Metro cúbico
g.	Gramo
Kg.	Kilogramo
TM.	Tonelada Métrica
Onz.	Onza
s.	Segundo
Min.	Minuto
h.	Hora
ppm.	Partes por millón
° C	Grados Celsius
MPa.	Megapascal

KN.	KiloNewton
M.S.N.M.	Metros sobre nivel del mar
HDPE	Polietileno de alta densidad
LDPE	Polietileno de baja densidad
VFPE	Polietileno de alta flexibilidad
LMP	Límite máximo permisible
PMF	Plan de manejo de fluidos
CIC	Carbón en columna
AWTP	Planta de tratamiento de aguas ácidas
EWTP	Planta de tratamiento de aguas de exceso
PL	Pampa Larga
YN	Yanacocha Norte
LQ	La Quinua

DEDICATORIA

A mis padres:

Alejandro y María Jehová

*Por guiar mis pasos y enseñarme
a luchar por alcanzar mis sueños.*

A la compañera de mi vida:

Rocío Ynés

*Por su amor, apoyo y esfuerzo
en sacar adelante nuestro
hogar día a día.*

A mis tesoros más valiosos:

Nicole, Alisson y Jair

*Por llenar de amor y alegría
mi vida y ser el motor que impulsa
mis acciones.*

A mi querido hermano:

Néstor Alexis

*Por el recuerdo de
inolvidables épocas de
nuestra infancia y juventud.*

AGRADECIMIENTOS

Un agradecimiento sincero a Minera Yanacocha S.R.L por permitirme contar con la información necesaria para la elaboración del presente trabajo, en especial al Dpto. de Investigaciones Metalúrgicas, al área de Procesos y al área de Entrenamiento y Gestión del Talento, áreas donde he tenido y tengo la oportunidad de desarrollarme personal y profesionalmente a lo largo de estos más de cinco años que laboro en la empresa.

Mil gracias también a la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería, a profesores y compañeros de estudio por la formación técnica y humana que recibí durante mi época universitaria, y por ese compartir de anhelos y experiencias que hasta hoy me nutren y hacen de mí un buen profesional y una mejor persona.

Nilton Alejandro Urbina Báez

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 INTRODUCCION

Los yacimientos auríferos de Yanacocha se ubican en el departamento de Cajamarca, a 600 Km. Al Norte de Lima y a 40 Km. de la ciudad de Cajamarca, entre los 3400 y 4120 M.S.N.M.



Fig. 1.1: Localización de la operación minera Yanacocha.

Minera Yanacocha fue fundada en 1992 con el objetivo de desarrollar el proyecto de depósitos diseminados de oro descubiertos en Cajamarca. Actualmente la empresa cuenta con tres accionistas:

- Newmont Mining Corporation, con sede en Denver (USA) y cuyas acciones representan el 51.35%
- Compañía de Minas Buenaventura, compañía peruana con el 43.65% de acciones.
- Corporación Financiera Internacional (IFC), organismo financiero del Banco Mundial con el 5% de acciones.

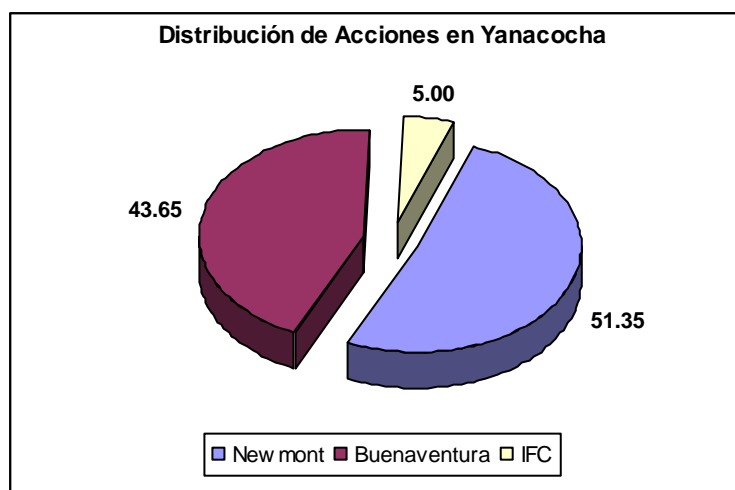


Fig. 1.2: Cuadro de Accionistas Yanacocha

1.2 HISTORIA DE LOS YACIMIENTOS

Registros arqueológicos en la zona muestran que durante las épocas pre-inca e inca se realizaron actividades mineras en el área de Yanacocha abocadas a la extracción de sílice calcedónica, para puntas de flecha; y cinabrio, como pigmentos para

pinturas, en las zonas de Carachugo, Yanacocha, Cerro Quilish y Cerro Negro. Actividades de explotación minera posteriores en la zona fueron conducidas por los españoles luego de la conquista del imperio Inca en 1532.

La moderna exploración de los yacimientos de Yanacocha se inicia en 1968, cuando la Nipón Mining Company realiza exploraciones en la zona de Quebrada Encajón en la búsqueda de cobre porfirítico. Durante 1973, St. Joe Minerals realizó una investigación electromagnética y algunas perforaciones entre Cerro Quilish y Cerro Negro en la búsqueda de metales base.

CEDEMIN S.A., subsidiaria peruana del Bureau de Recherches Geologiques et Minieres (Francia), hizo los primeros denuncios del área de Yanacocha Norte en 1981. Iniciando un programa de exploración en la búsqueda de anomalías geoquímicas de plomo-zinc.

En 1983, Newmont Perú Ltd. y Compañía de minas Buenaventura S.A. formaron un “joint venture” conjuntamente con CEDEMIN S.A. con la finalidad de identificar y definir anomalías geoquímicas por oro y plata en las áreas de Carachugo y Yanacocha Norte y Sur.

Tras casi 10 años de exploraciones, en 1990 se inician estudios de factibilidad para la instalación de una planta piloto para lixiviación en pilas (Heap Leaching). Luego de los buenos resultados conseguidos en la planta piloto, en 1992 se dio inicio al proyecto. Las operaciones comienzan con el yacimiento Carachugo, durante su explotación se produce la primera barra de Oro, el 7 de agosto de 1993. Ese año se logró una producción de 81,497 onzas de oro.

El segundo yacimiento, Maqui Maqui, se comenzó a explotar en 1994 y la producción del primer millón de onzas se completó el 3 de febrero de 1996. Ese mismo año se iniciaron los trabajos en la mina San José, y en 1997 se empezó a explotar la zona de Cerro Yanacocha. En la actualidad se tiene operando los proyectos Carachugo (Desde 1993), Cerro Yanacocha (Desde 1997) y La Quinoa (Desde 2001); el yacimiento de Cerro Negro solo se explotó desde el 2004 hasta el 2005.

1.3 GEOLOGIA Y RESERVAS

Los depósitos auríferos de Yanacocha ocurren en rocas volcánicas, principalmente dacitas y andesitas de la Era Terciaria y conocidos como el Complejo de Domo de Yanacocha. Después del emplazamiento del flujo de domos volcánicos, una extensa alteración ácido-sulfato ocurrió en múltiples zonas correspondientes a los domos, dicha alteración removió mucha de la capacidad amortiguadora y otros constituyentes de los cuerpos mineralizados dejando rocas remanentes que contienen

principalmente cuarzo, alunita (mineral sulfato básico doble de aluminio y potasio), y arcillas. Después de la etapa principal de alteración, la mineralización del oro ocurrió en rocas silíceas alteradas en los domos. La mineralización del oro fue acompañada por pirita, enargita (sulfuro de cobre y arsénico), y otros minerales sulfurados de cobre (covelita, digenita, y calcosita).

Luego de ocurrida la mineralización del oro, el intemperismo post-deposicional originó una zona oxidada en la parte superior y una zona de sulfuros en la parte más baja. La profundidad de oxidación (o profundidad a la cual predominan los sulfuros) varía a través de todo el distrito, desde 200 m. (Yanacocha Sur), y 150 m. (Maqui Maqui) hasta tener superficies expuestas de sulfuros en Yanacocha Norte. Zonas de sulfuros no han sido encontradas en Carachugo ni San José incluso hasta profundidades de 300m. En la zona oxidada, a niveles poco profundos la alteración hidrotermal producida es porosa y contiene bajas concentraciones de la mayoría de metales con excepción de mercurio. En la zona de óxidos, el oro ocurre en óxidos de hierro, en tanto la plata está asociada a jarosita (sulfato básico de hierro y potasio). Remanentes de rocas silíceas altamente piríticas son preservadas en la zona de óxidos.

En la zona de sulfuros, el oro ocurre en enargita que contiene plata y en pirita con contenidos de arsénico. Los tajos son ampliamente excavados en rocas oxidadas con bajo contenido de pirita y baja capacidad amortiguadora.

Las rocas que rodean los depósitos de oro contienen pirita, y porciones de estas rocas son expuestas en los tajos y excavadas como desmonte.

A diferencia del resto de depósitos minerales de Yanacocha, el depósito de La Quinoa es un depósito fluvio-glacial perteneciente al Cuaternario. Se cree que un glaciar cortó la cúspide y parte del lado Oeste del depósito Yanacocha y lo transportó 2 Km. hacia el Oeste a la zona de La Quinoa. En esta zona el material glacial arrastrado y posiblemente un “mudflow” se dispersaron en un área de 9 Km², dejando la mineralización del oro en gravas originalmente derivadas del depósito Yanacocha.

Año tras año, minera Yanacocha ha buscado incrementar sus reservas de minerales oxidados a una mayor rapidez con la que el mineral ha estado siendo minado. A fines de 1998, las reservas probadas y probables crecieron hasta 20.1 Millones de onzas de oro y para finales del 2000 las reservas se estimaron en 36.6 Millones de onzas (mas 350 Millones de onzas de plata). Al finalizar el año 2002, el total disminuyó a 32.6 millones de onzas. Para finales del 2004 las reservas se fijaron en 29.2 millones de onzas.

Los programas de exploración actuales se han centrado en definir los minerales oxidados cubiertos y evaluar los sulfuros con oro-cobre que se hallan a mayor profundidad.

1.4 EXPLOTACION MINERA

Yanacocha ha venido explotando mineral proveniente de seis tajos (open pits). La explotación inicial se dio en el tajo Carachugo, luego el depósito Maqui Maqui se empezó a explotar en 1994, el tajo San José Sur se trabajó a partir de 1996 y Cerro Yanacocha fue abierto en 1997. La Quinoa inició su producción durante el 2001. Finalmente Cerro Negro entró a explotación en el 2004.

El mineral extraído de los diferentes tajos se transporta alrededor de 2.5 Km. a 3.5 Km. hacia los pads o plataformas de lixiviación por el área de carguío y acarreo empleando camiones gigantes de hasta 220 TM de capacidad. La cantidad total promedio de mineral que es explotado en condiciones estables de operación y llevado a los pads es 544,000TM/día.



Fig. 1.3: Vista panorámica del Open pit Yanacocha Norte

Año	Ratio (Desmonte/Mineral)	Año	Ratio (Desmonte/mineral)
1993	0.40:1	2000	0.59:1
1994	0.49:1	2001	0.84:1
1995	0.38:1	2002	0.37:1
1996	0.29:1	2003	0.40:1
1997	0.58:1	2004	0.41:1
1998	0.65:1	2005	0.48:1
1999	0.73:1	2006	-----

Tabla 1.1: Ratios de desmonte: mineral en operaciones mina en Yanacocha

La ley de corte del mineral (Cut-off) dada por la concentración mínima de oro en el mineral que hace explotable al yacimiento y que depende básicamente del precio del oro y de los costos de extracción, tratamiento y comercialización actualmente es de 0.21 g Au / TM mineral. Dicha ley de corte permite también al área de planeamiento mina definir las zonas de material consideradas mineral y/o desmonte.

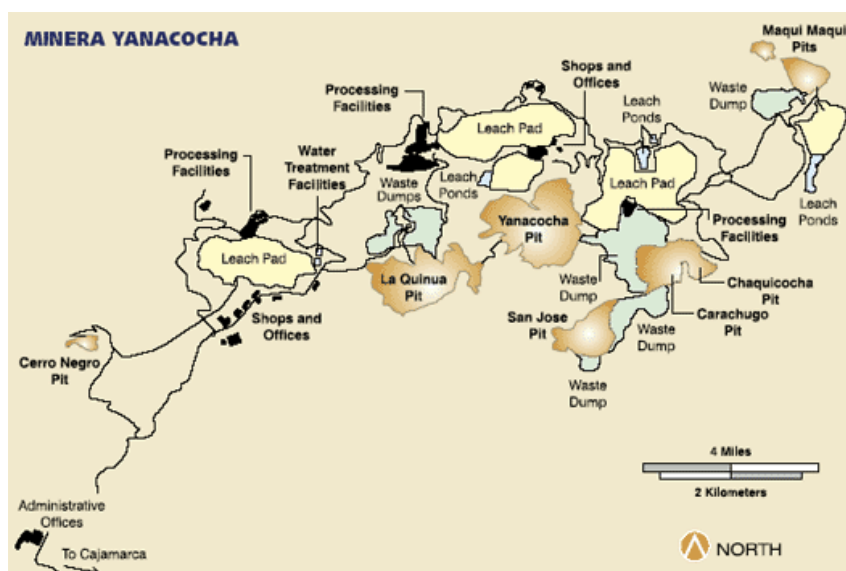


Fig. 1.4: Mapa que muestra las diversas instalaciones de minera Yanacocha

1.5 PROCESAMIENTO DEL MINERAL

La alta porosidad del mineral existente en el área de operaciones de Yanacocha, permite que éste, una vez extraído de los tajos, pueda ser lixiviado en pilas sin necesidad de trituración o molienda previa (Run Off Mine).

El mineral es apilado sobre los pads, formando pilas o “lifts” de 10 m. a 12 m. en el caso de Carachugo y Yanacocha y de 16 m. de altura en La Quinua, cal es adicionada sobre las pilas formadas para mantener el pH en el rango de pH 10 a 10.5, luego el material es removido y mezclado (ripeo) empleando maquinaria apropiada antes del tendido de las mangueras y del regado con solución cianurada, esto con el propósito de evitar la compactación de la pila y el posterior empozamiento de la solución cianurada.



Fig. 1.5: Maquinaria empleada para el ripeco de celdas de los pads

El control de las diferentes zonas “regadas” con solución cianurada se hace identificando la zona de apilamiento de mineral en base a celdas codificadas y delimitadas en función a coordenadas topográficas. El área promedio de cada celda es de 10 000 m² a 15 000 m² y usualmente de forma rectangular, excepto cuando las condiciones del terreno no lo permiten.

Para el suministro de cal a los pads, se cuenta con dos plantas de preparación de lechada de cal (LIME SLAKER) ubicadas en Yanacocha Norte y La Quinua. Por consideraciones de distancia, la planta ubicada en Yanacocha Norte provee lechada de cal a los pads de Carachugo y Yanacocha, en tanto la planta de La Quinua abastece de lechada de cal al pad de La Quinua.



Fig. 1.6: Planta LIME SLAKER para preparación de lechada de cal

La adición de lechada de cal se realiza empleando camiones cisterna de 26 m^3 simultáneamente con la descarga de mineral que realiza el área de carguío y acarreo. El ratio nominal de cal que se dosifica en los diferentes pads de lixiviación es de 0.8 Kg/TM de mineral.



Fig. 1.7: Cisterna de 26 m^3 para la adición de lechada de cal en los pads

Los requerimientos de cal en Yanacocha son cubiertos parcialmente por la planta calera China Linda de propiedad también de la empresa ubicada en la zona de Cushurubamba, cercana a Chanta Alta, y cuya producción promedio de cal es de 185 TM/día en un horno de tipo vertical, con sistema regenerativo de calor y totalmente automatizado. El déficit de cal es suplido por Pacasmayo y caleros locales.

Actualmente se está instalando un segundo horno de calcinación en la planta de China Linda, de características muy similares al ya existente, lo cual permitirá incrementar la producción en 60 TM/día y con ello disminuir el déficit de cal que actualmente tiene la operación y que es cubierto por terceros a un costo mayor.

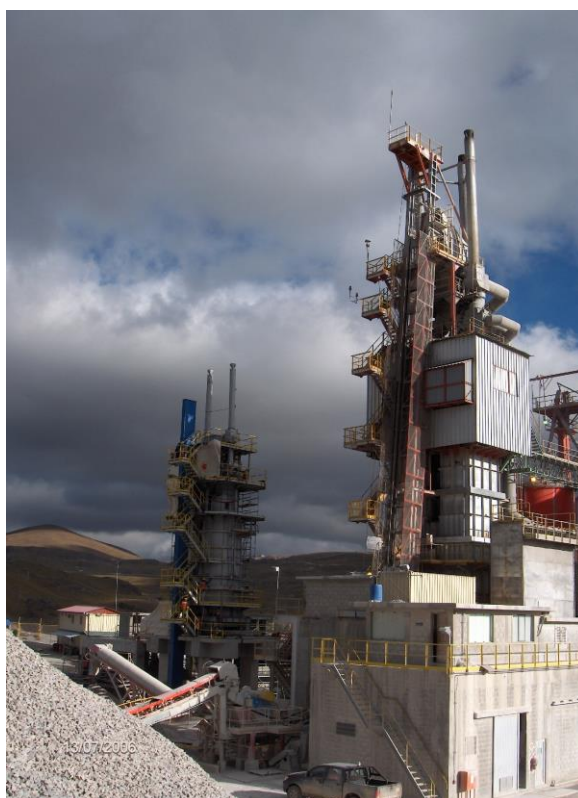


Fig. 1.8: Hornos de Calcinación en planta de cal China Linda

Las celdas que forman las pilas son regadas con soluciones cianuradas diluidas (50 ppm de cianuro libre y pH 9.5 a 10.5) a un ratio promedio de riego de 10 L/h-m² empleando el método de goteo. El tiempo promedio de regado de una celda es de 60 a 70 días.



Fig. 1.9: Sistema de riego por goteo empleado en los pads de lixiviación

Año	TM/día (Mineral)	% Extracción de Oro	Año	TM/día (Mineral)	% Extracción de Oro
1993	13,128	57.9	2000	205,791	71.7
1994	21,641	63.2	2001	210,615	72.3
1995	44,140	66.5	2002	368,589	71.2
1996	58,832	69.9	2003	361,078	71.5
1997	73,090	74.4	2004	330,939	74.2
1998	105,305	72.9	2005	545,000	70.6
1999	152,527	72.4	2006	-----	-----

Tabla 1.2: TM/día de mineral puestas en pads de la operación y extracciones promedio de oro

La solución “rica” cargada con el oro y la plata llega por gravedad a las tuberías colectoras ubicadas en la base del pad. De ahí, la solución pasa a las pozas de operaciones, desde donde se bombea a las correspondientes plantas de procesos.



Fig. 1.10: Pozas para el almacenamiento de soluciones cargadas de oro y plata

El proceso “Merrill Crowe” es usado para precipitar el oro y la plata, el precipitado es secado luego en retortas con el fin de remover los contenidos de mercurio presente y finalmente se funde para obtener barras “doré” (60% de oro y 40% de plata). Esta etapa final del proceso se realiza en la fundición de Yanacocha Norte, una segunda fundición situada en la zona de Pampa larga se encuentra en stand-by.

La refinería Johnson Matthey ubicada en Inglaterra es responsable de embarcar las barras “doré” producidas. Dentro de los planes futuros establecidos por la empresa, se tiene contemplada la posibilidad de comercializar la producción como precipitado de oro.



Fig. 1.11: Filtros de clarificación para solución rica en planta YN



Fig. 1.12: Filtro prensa utilizado para la precipitación del oro en Yanacocha



Fig. 1.13: Proceso de fusión en la fundición de Yanacocha Norte

Plantas de Carbón en columna (CIC) han sido incorporadas al circuito de procesamiento del mineral para la recuperación del oro y la plata. Las columnas de carbón actúan como una etapa de pre-concentración de las soluciones con bajas leyes provenientes de ciertas zonas de los pads de Yanacocha norte, La Quinua y Carachugo.

A la fecha, Yanacocha cuenta con tres plantas CIC (Carbón en Columna) ubicadas en Pampa larga (trata las soluciones de los pads de Carachugo y Maqui Maqui), Yanacocha Norte y La Quinua (tratan las soluciones cargadas provenientes de sus pads correspondientes). Estas plantas enriquecen las soluciones ricas al orden de 300 a 600 g/TM de oro (Solución “súper rica”) las que luego de diluirse adecuadamente con soluciones de proceso son derivadas al proceso Merrill Crowe con leyes de 1 a 4 g/TM de oro.



Fig. 1.14: Vista panorámica de las columnas de carbón en la planta La Quinoa



Fig. 1.15: Columnas de carbón del circuito de adsorción planta La Quinoa

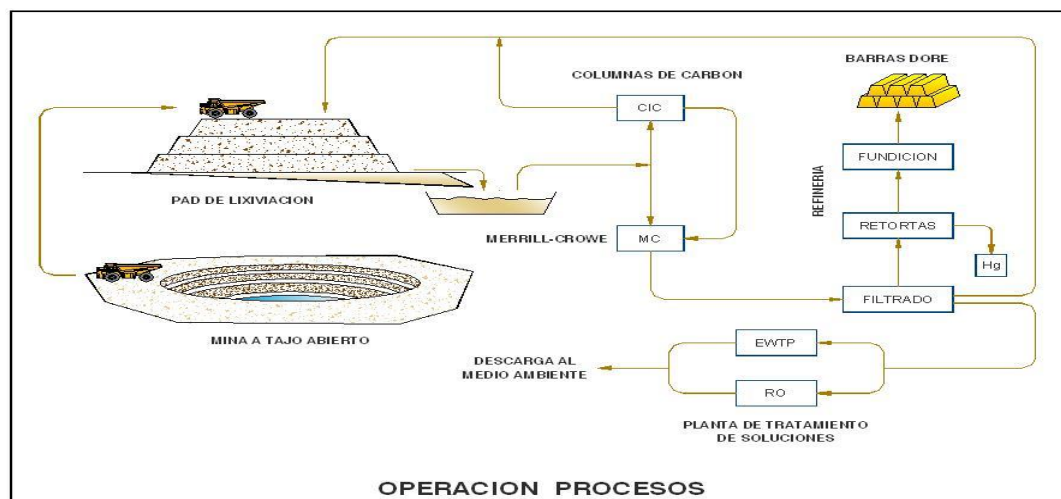


Fig. 1.16: Flujo general del circuito de tratamiento del mineral de Yanacocha

Parámetro	Yanacocha	Carachugo	La Quinua
Mineral colocado (TM/día)	175,845	62,987	265,191
Consumo de CN ⁻ (Kg/m ³)	0.083	0.031	0.062
Consumo de Cal (Kg/TM)	0.88	0.81	0.85
Ratio de regado(l/h-m ²)	11.6	9.9	10.0
pH	9.6	10.1	10.3

Tabla 1.3: Parámetros operacionales de los diversos pads de Yanacocha

Parámetros de Operación	Yanacocha Norte	Pampa Larga	Total
Flujo Tratado (m ³ /h)	2650	1600	4250
Ley Solución rica (g/m ³)	4.5	0.9	3.13
Recuperación (%)	99	97	98.8
Oro producido (onz/día)	9155	1030	10185
Consumo de zinc (g/g Au+Ag)	2.2	4.4	2.42
Consumo de diatomita (g/m ³)	30	14	24
Costo (\$/onz)	1.0	2.3	1.13

Tabla 1.4: Parámetros operacionales de las plantas Merrill Crowe de Yanacocha

Parámetros de Operación	La Quinoa	Yanacocha Norte	Pampa Larga	Total
Flujo Tratado (m3/h)	5100	2000	2000	9100
Ley Solución rica (g/m3)	1.1	1.4	0.3	0.82
Recuperación (%)	97.7	96.2	92.3	96.3
Oro producido (onz/día)	4300	1900	450	6650
Costo (\$/onz)	3.34	6.18	4.43	4.23

Tabla 1.5: Parámetros operacionales de las plantas de carbón CIC de Yanacocha

1.6 PRODUCCION DE ORO

La producción de oro en Yanacocha ha sido siempre ascendente desde el inicio de operaciones en 1993. Logrando su primer millón de onzas de oro producidas en Octubre de 1996.

En los últimos años la producción se ha incrementado vertiginosamente, logrando una producción de 3.017 Millones de onzas de oro el 2004 y el record histórico de 3.3 Millones de onzas en el 2005; en tanto, la producción en el 2006 fue de 2.5 millones de onzas y para el 2007, los planes de producción de la empresa estiman 1.8 millones de onzas, las que posiblemente se incrementen ligeramente a partir del 2008 con la ejecución de nuevos proyectos tales como el “Gold Mill”.

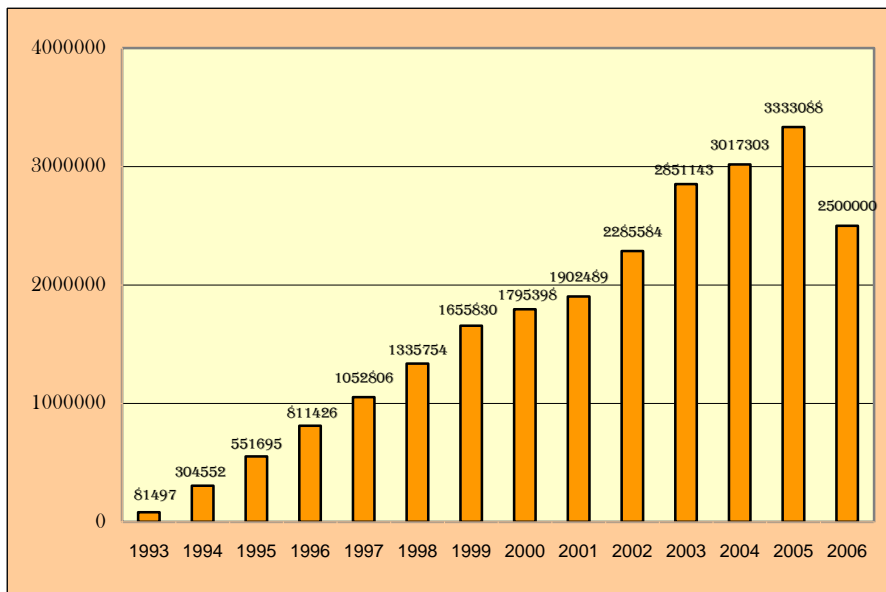


Fig. 1.17: Producción de oro Yanacocha en Millones de onzas (1993-2006)

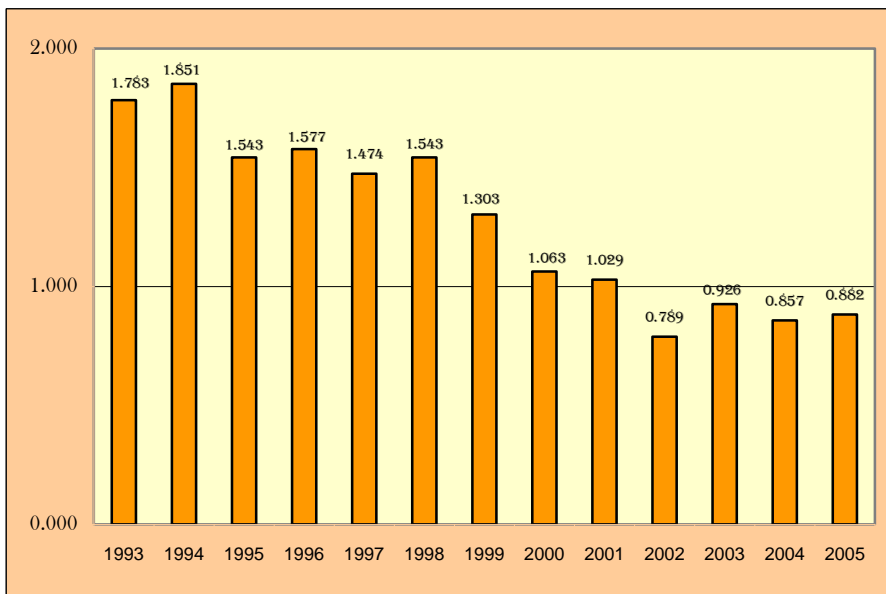


Fig. 1.18: Histórico de leyes de oro promedio de la operación (1993 – 2005)

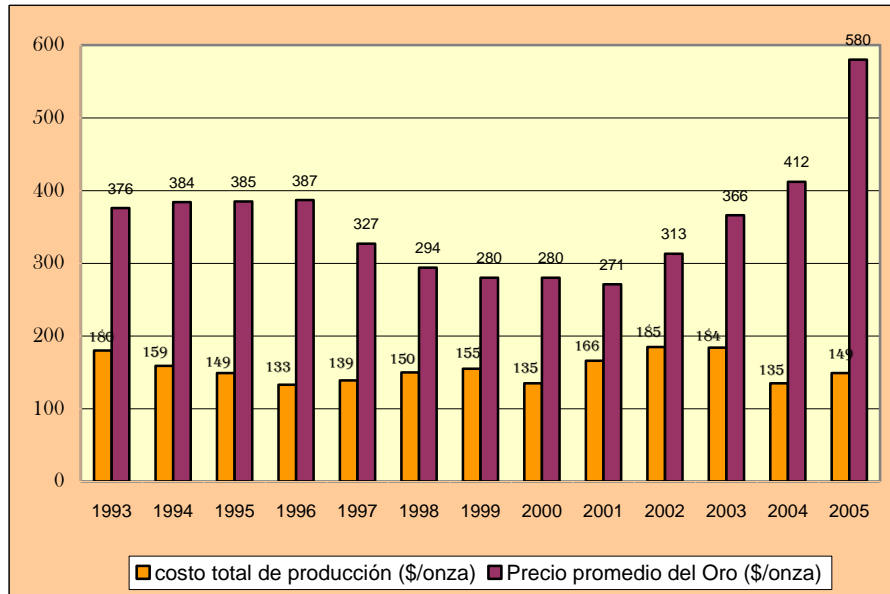


Fig. 1.19: Costos de producción versus precio de venta del oro (1993 – 2005)

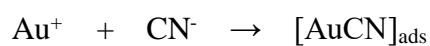
CAPITULO II

HIDROMETALURGIA EXTRACTIVA DEL ORO

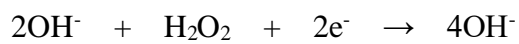
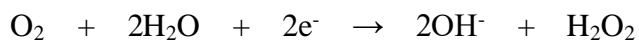
2.1 PROCESO DE CIANURACION

La técnica hidrometalúrgica predominante para la extracción de oro de los yacimientos es el proceso de cianuración. Este proceso se considera un fenómeno de corrosión metálica químicamente inducida constituido por reacciones de oxidación y reducción que proceden de manera simultánea en la superficie de las partículas de oro (Kudryk y Kellog, 1954).

REACCIONES ANODICAS (OXIDACION)



REACCIONES CATODICAS (REDUCCION)



REACCION TOTAL

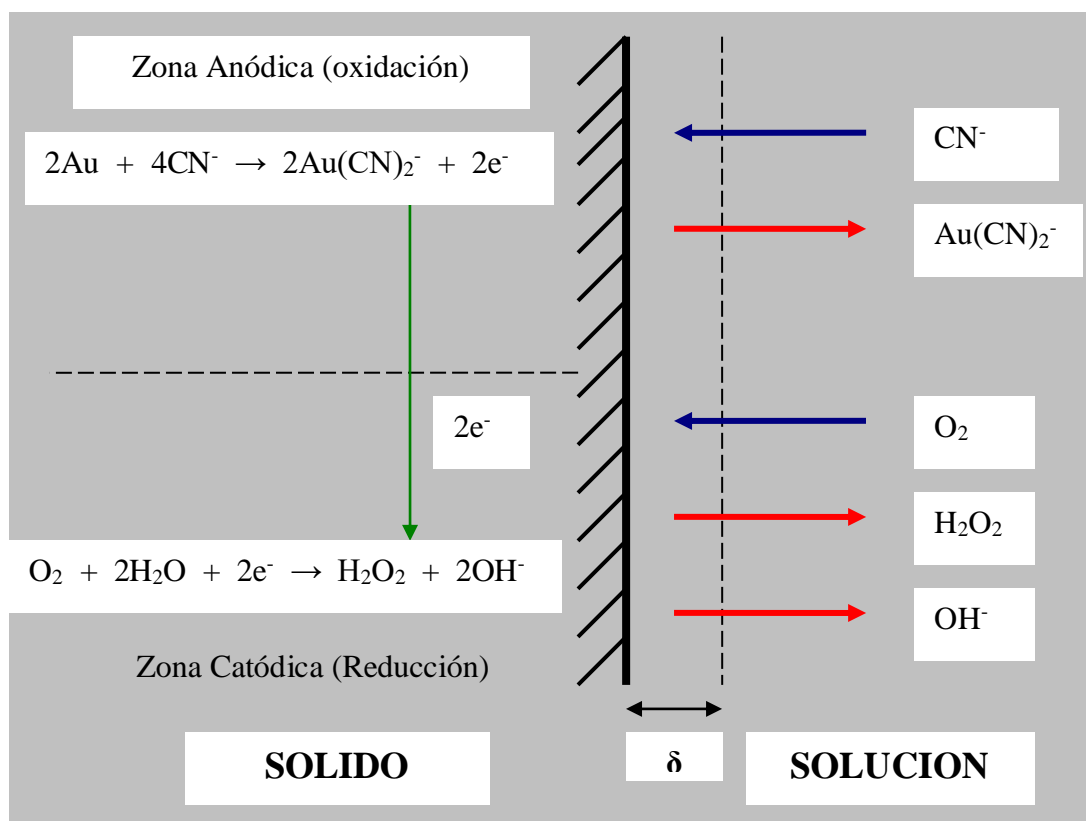
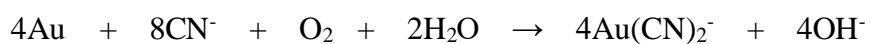


Fig. 2.1: Mecanismo electroquímico de disolución de oro en soluciones cianuradas

La etapa controlante de la cinética de cianuración viene dada por la velocidad de difusión del cianuro o del oxígeno a través de la capa de Nernst sobre la superficie del oro. A bajas concentraciones de cianuro ($< 250 \text{ ppm CN}^-$) la cinética es controlada por la difusión del cianuro. En tanto, la difusión del oxígeno controla la cinética de disolución del oro cuando la relación molar cianuro/oxígeno sea mayor de 10.

Bajo una óptima concentración de cianuro (500 ppm de NaCN), partículas limpias de oro disuelven a una velocidad de $3.25 \text{ mg/cm}^2\text{-h}$. Este valor indica que una partícula de oro de malla 325 disolverá en 13 horas, mientras que una partícula de malla 100 lo hará en 44 horas. Esta es otra razón para la remoción de oro grueso mediante gravimetría antes del proceso de cianuración.

Condiciones alcalinas son requeridas durante la cianuración debido al alto valor de pK_a del HCN (9.2 a 20° C y en agua pura). El pH de cianuración a escala industrial puede variar entre 9 y 11, dependiendo de la mineralogía del yacimiento y el agua de proceso empleada. Usualmente cal es utilizada para regular el pH, aunque es posible también el uso de soda cáustica, no obstante su costo es bastante mayor en comparación a la cal.

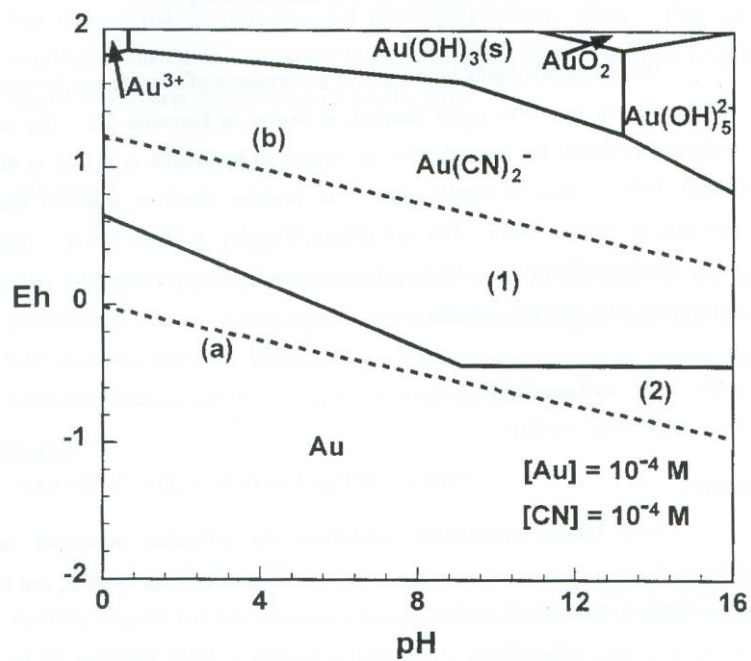


Fig. 2.2: Diagrama Eh-pH sistema Au-CN-H₂O a 25°C (Osseo-Asare, Xue & Ciminelli, 1984)

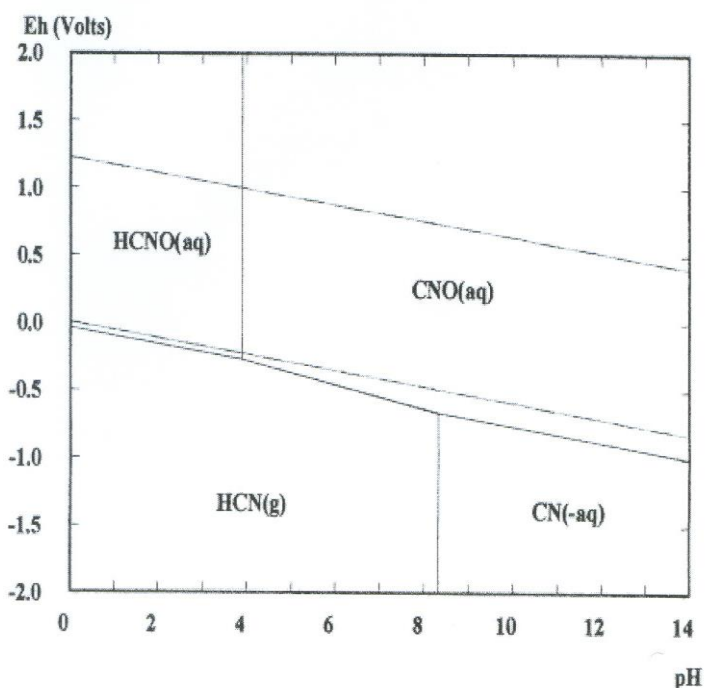


Fig. 2.3: Diagrama Eh-pH sistema CN - H₂O (Marsden and House, 1992)

A nivel industrial la cinética de cianuración depende de varios factores. Los factores más importantes son:

- Las concentraciones de cianuro y oxígeno disuelto
- El pH de la solución lixivante.
- El área superficial de las partículas de oro.
- La presencia de sustancias interferentes.

Otros factores son la velocidad de agitación, y la temperatura de la solución. Los cuales en el caso de Yanacocha resultan de poca relevancia debido al método de Heap Leaching que se emplea para la extracción del oro.

En términos de procesamiento, los minerales de oro pueden ser clasificados como: minerales simples, complejos, y refractarios. Estos términos están basados en el grado de extracción de oro que puede conseguirse con cianuración convencional.

Minerales simples permiten alcanzar extracciones superiores al 90%, usualmente estos minerales se ubican en las zonas oxidadas de los depósitos, algunas veces cubiertos con óxidos de hierro, dificultando en cierta medida la cinética de disolución.

Minerales complejos dan una extracción aceptable de oro, entre 70 y 80%, con un mayor consumo de cianuro, corresponden a la zona transicional de los depósitos y contienen compuestos consumidores de oxígeno y cianuro y materiales carbonáceos que puede producir el efecto de “Preg-robbing” o secuestro del complejo de oro disuelto en las soluciones.

Minerales refractarios que permiten extracciones muy bajas usualmente debajo del 60%, aún con incrementos en la adición de cianuro. Corresponden a minerales principalmente sulfurados donde el oro se encuentra totalmente encapsulado. Muchos minerales refractarios contienen considerables cantidades de pirita y minerales de cobre.

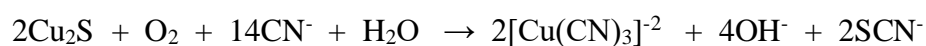
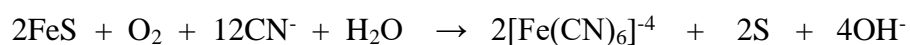
2.2 PROBLEMAS EN EL PROCESO DE CIANURACION

Existen tres razones fundamentales por las cuales los minerales pueden no ser apropiados para tratarse por cianuración convencional. En minerales altamente refractarios, el oro puede estar total o parcialmente encapsulado en la matriz mineral haciendo casi imposible el contacto del oro con la solución lixivante.

En minerales complejos, ciertos compuestos reactivos pueden consumir los reactivos lixiviantes disminuyendo las concentraciones de oxígeno y/o cianuro debajo de lo

requerido para la disolución del oro. Finalmente, el “Preg-robbing” puede remover el complejo formado $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ de la solución.

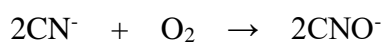
Existen numerosos minerales asociados con depósitos auríferos que consumen tanto oxígeno como cianuro durante el proceso de cianuración. Por ejemplo, pirrotita (FeS) y calcosita (Cu_2S):



Estos minerales encontrados en los yacimientos, concentrados o relaves que ocasionan la pérdida de cianuro de las soluciones y con ello un excesivo consumo de este reactivo son denominados “cianicidas”. Compuestos cianicidas son los ácidos naturales (carbónico y húmico), sulfatos y arseniatos, sales ferrosas, compuestos de cobre, zinc, arsénico, y antimonio; y algunos compuestos de azufre que reaccionan para formar tiocianato.

Se considera que, en términos generales, los dos cianicidas más importantes son los minerales sulfurados y minerales de cobre, resaltándose además que estos compuestos pueden presentarse juntos dentro de los yacimientos.

Cianatos pueden también producirse por la oxidación de cianuro. Aún cuando el cianuro en medio acuoso es termodinámicamente inestable, su velocidad de oxidación es lenta a altos valores de pH, siempre que catalizadores no estén presentes. El carbón activado se considera un catalizador que incrementa la cinética de oxidación del cianuro a cianato. La oxidación se ve mejorada en presencia de Cu^{+2} o $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$.



2.2.1 PRESENCIA DE MINERALES DE COBRE

Los efectos de los minerales de cobre sobre el proceso de cianuración son bien conocidos y han sido estudiados por diversos investigadores. Yacimientos de oro-cobre con presencia de mas de 0.1 a 0.2% de cobre soluble son inadecuados para el proceso de cianuración convencional.

Por ello, la ley de corte (cut off) frecuente para minerales auríferos oxidados es 0.5% de Cu en tanto para minerales auríferos sulfurados resulta ser 1%, por encima de estos valores, el consumo de cianuro es sumamente alto, alcanzando inclusive consumos de mas de 20 Kg/TM, cuando usualmente un consumo de cianuro mayor de 5 Kg/TM es ya antieconómico.

La mayoría de minerales de cobre se disuelven rápidamente en soluciones cianuradas hasta que todo el cianuro o todo el cobre cianurable haya sido consumido. La velocidad de disolución del cobre disminuye conforme el cianuro es consumido. Se ha establecido que si un exceso de mineral es usado, la solución cianurada disolverá minerales de cobre hasta que la relación molar CN^-/Cu esté entre 2.5 y 3.5. Varios autores han reportado que el consumo de cianuro es directamente proporcional al contenido de cobre de un mineral.

Los productos cianurados de las reacciones de disolución de los minerales de cobre son complejos de Cu(I)-cianuro y cianatos. Los complejos de Cu^+ que se forman dentro de las soluciones cianuradas son:

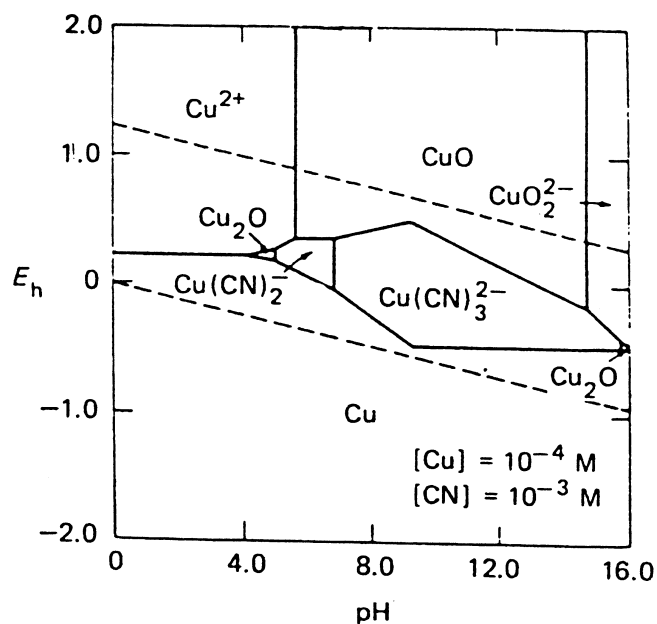


Fig. 2.4: Diagrama Eh-pH sistema Cu-CN-H₂O (Osseo-Asare, 1984)

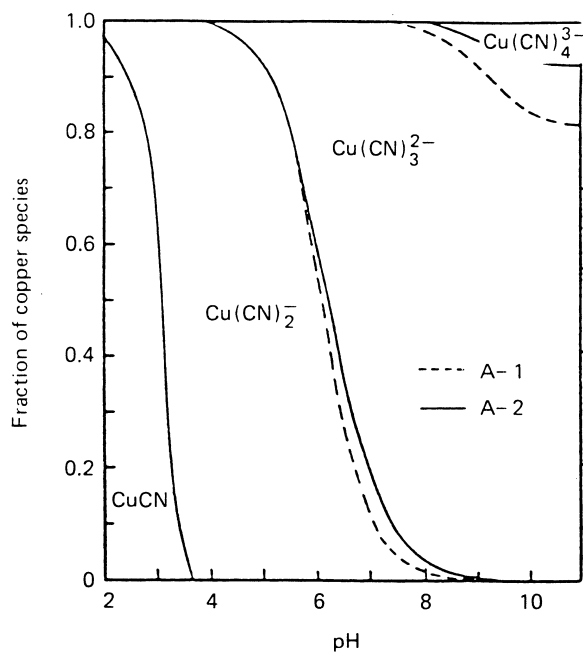


Fig. 2.5: Diagrama de distribución de especies cianuradas de Cu (Marsden and House, 1992)

Donde el complejo predominante es el $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$. Adicionalmente, tiocianatos y otros complejos metal-cianuro pueden también ser formados a partir de otros elementos presentes en los minerales de cobre.

Se ha establecido que el grado de solubilidad de cobre en cianuro varía con la mineralogía del cobre. Esto fue investigado por Leaver y Woolf en 1931, los resultados se muestran en la tabla siguiente:

MINERAL	FORMULA	COBRE DISUELTO (%)	
		23°C	45°C
Calcosita	Cu ₂ S	90.2	100.0
Cuprita	Cu ₂ O	85.5	100.0
Malaquita	CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	90.2	100.0
Azurita	2 CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	94.5	100.0
Bornita	FeS.Cu ₂ S.CuS	70.0	100.0
Calcopirita	CuFeS ₂	5.6	8.2
Cobre nativo	Cu	90.0	100.0
Crisocola	CuSiO ₃	11.8	15.7
Tetrahedrita	4Cu ₂ S.Sb ₂ S ₃	21.9	43.7
Enargita	3CuS.As ₂ S ₃	65.8	75.1

Tabla 2.1: Solubilidad de minerales de cobre en soluciones de NaCN 0.02M para 24 horas de cianuración

Investigadores tales como Hedley y Kentro han observado que la velocidad de disolución del oro disminuye rápidamente cuando el ratio CN⁻/Cu era menor de 3, y aumenta casi linealmente para un ratio de 3 a 4, y continúa aumentando pero lentamente para ratios mayores de 4.

En base a estos estudios, los metalurgistas tratan de evitar el tratamiento de minerales Au-Cu directamente con cianuro debido al alto consumo de cianuro. Sin embargo, si la cianuración directa es requerida, entonces es importante mantener un óptimo valor del ratio CN⁻/Cu, usualmente un ratio de 4 es recomendable para circuitos de cianuración de modo que se logre una eficiente extracción del oro.

$$(\text{CN}^-_{\text{Total en lixiviación}} / \text{Cu}_{\text{Total en medio}} > 4).$$

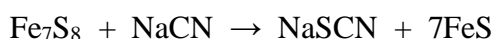
Debe considerarse, sin embargo, que varios reportes existentes en la literatura establecen que la disolución del oro todavía se produce, aunque muy lentamente, cuando ratios de CN^-/Cu están muy por debajo de 3, llegando incluso hasta 2.2. Consecuentemente, operaciones de cianuración en pilas pueden usar un ratio más bajo que 4 debido a que los tiempos de contacto entre el mineral y la solución lixivante son mucho más prolongados.

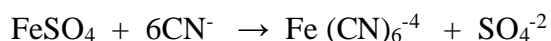
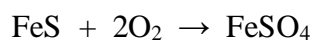
La Brooy ha reportado que tanto CN^- como $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ tienen similares velocidades de disolución del oro, en tanto la velocidad de disolución es mucho menor con la especie $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$.

Considerables cantidades de cobre en el mineral ($\text{Cu} > 0.03\%$) que no pueden eliminarse antes de la cianuración, obligan a un exceso de cianuro pues de lo contrario es factible la formación del compuesto $\text{Cu}_2(\text{CN})_2 \cdot 2\text{NaCN}$.

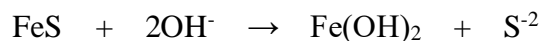
2.2.2 PRESENCIA DE SULFUROS MINERALES

La presencia sulfuros de hierro reactivos tales como pirrotita o marcasita resultan ser sumamente dañinos o perjudiciales para el proceso de cianuración ya que se descomponen y consumen con ello considerables cantidades de oxígeno y cianuro:





Evidentemente la pirrotita es un cianicida, aunque en menor grado que cualquiera de los minerales de cobre. Además, los productos ácidos que se forman producen un mayor consumo de cianuro, lo cual no siempre puede prevenirse aumentando la alcalinidad de la solución debido a que la cal o soda agregada con este propósito producen reacciones secundarias como por ejemplo:



El hidróxido férrico formado es insoluble y no consume cianuro, sin embargo la oxidación de ferroso a férrico consume oxígeno de la solución, el cual es indispensable para la disolución del oro.

Los iones sulfuro son también perjudiciales en la cianuración, se ha reportado que aún la sola presencia de 0.05 ppm de estos iones reduce notablemente la cinética de disolución del oro. El sulfuro es oxidado en presencia de oxígeno a tiosulfato, sulfato o tiocianato:

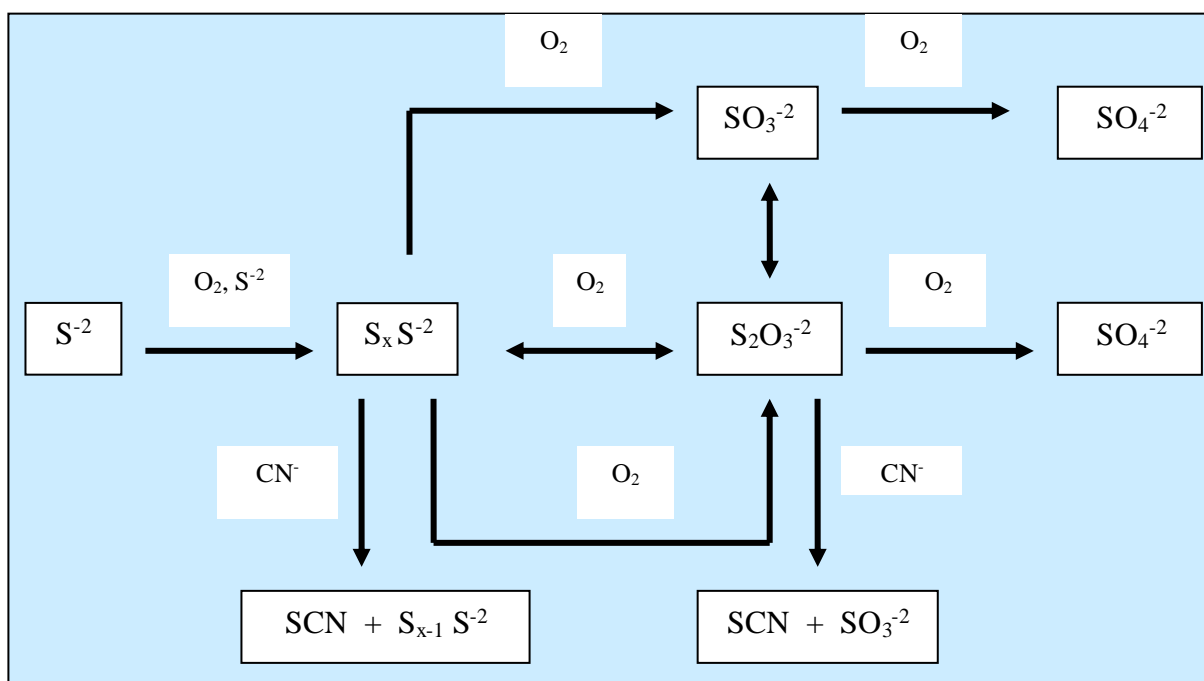
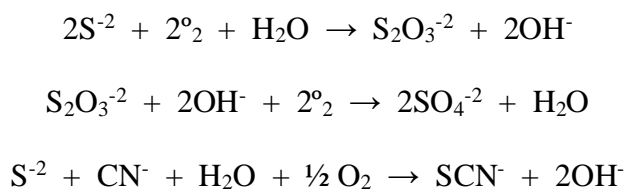


Fig. 2.6: Esquema de reacciones del ión sulfuro en soluciones cianuradas aireadas

2.2.3 PRESENCIA DE COLOIDES

Algunos minerales y concentrados auríferos pueden contener cuarzo, aluminosilicatos u otros silicatos provenientes de la ganga, los que si se encuentran finamente divididos en un medio acuoso alcalino, forman sílice y alúmina coloidal. Además, si hay sulfuros de hierro en el mineral, hidróxido férrico coloidal es también formado. Estos materiales producidos en el medio acuoso tienen una fuerte capacidad de adsorción del cianuro con lo cual originan pérdidas de este reactivo.

CAPITULO III

PROCESO DE LIXIVIACION EN PILAS

3.1 DEFINICION DE “HEAP LEACHING”

“Heap Leaching” es el termino usado para describir el proceso hidrometalúrgico de remoción de metales contenidos en minerales de baja ley mediante el paso de una solución a un ratio relativamente bajo a través de una pila o ruma de mineral. La solución, conocida como “lixivante”, es químicamente formulada para reaccionar con el mineral a un nivel microscópico con el fin de disolver y movilizar los metales valiosos

La pila de mineral es colocada sobre una plataforma o “pad” diseñada con una ligera pendiente para permitir el drenaje por gravedad y la colección de la solución “pregnant” o “rica” resultante. Generalmente, la solución “rica” se almacena en pozas desde la cuáles es bombeada a una planta de recuperación. En la planta, los metales disueltos son químicamente removidos de la solución, dejando una solución “barren” o “pobre”, la que es almacenada en pozas o tanques donde se reacondiciona

químicamente para ser reusada en la pila de lixiviación, permitiendo la recirculación de la solución.

3.2 PROCESO DE DISEÑO DE UNA OPERACIÓN DE “HEAP LEACH”

La práctica actual para diseño de operaciones de “Heap Leaching” o lixiviación en pilas fue desarrollada en las pasadas décadas e involucra los siguientes aspectos claves:

- Selección del lugar
- Selección del tipo de pila y la configuración
- Aspectos metalúrgicos
- Aspectos hidrológicos
- Aspectos geotécnicos

3.2.1 SELECCIÓN DEL LUGAR

Depende de diversos factores y afecta además otros aspectos claves del proceso de diseño. Información obtenida de los estudios de pre-factibilidad y factibilidad (topografía del lugar, localización del depósito, plan de minado y uso de áreas adyacentes, junto con información geotécnica, geológica e hidrológica) es usada para evaluar alternativas de un lugar óptimo. Otra información relevante es la distancia entre el tajo y el posible pad, ubicación de la planta de procesos, facilidad para obtener la pendiente adecuada, profundidad de las aguas subterráneas, presencia de aguas superficiales y potenciales impactos ambientales.

Una vez seleccionado el lugar o lugares óptimos, los otros componentes claves del diseño son discutidos con lo cual el lugar puede ser aceptado o rechazado. El proceso es iterativo, tomando en cuenta las variables mencionadas. Es siempre una buena práctica tener un lugar alternativo en caso de eventos no previstos que puedan presentarse durante el inicio de trabajos de campo (tales como el descubrimiento de mineralización económica o restos arqueológicos).

3.2.2 CONFIGURACION/TIPO DE PILA

Aunque cada proyecto de lixiviación en pilas es tan único como el mineral a ser lixiviado, existen tres tipos básicos de instalaciones actualmente utilizadas:

- **Pads reusables (on/off).** Una Plataforma relativamente pequeña se carga con una capa de mineral que se lixivia, lava y retira. El pad es entonces usado nuevamente para otra capa de mineral. El mineral lixiviado es dispuesto en pilas de desechos de forma similar al material de desmonte. La plataforma suele ser plana y con una ligera inclinación opuesta al lado por donde se realiza la carga y descarga del mineral. Los materiales que constituyen la plataforma deben ser durables y resistentes al constante tráfico de equipos y maquinaria. La solución rica se almacena en pozas o tanques fuera de la pila para evitar problemas durante la descarga.

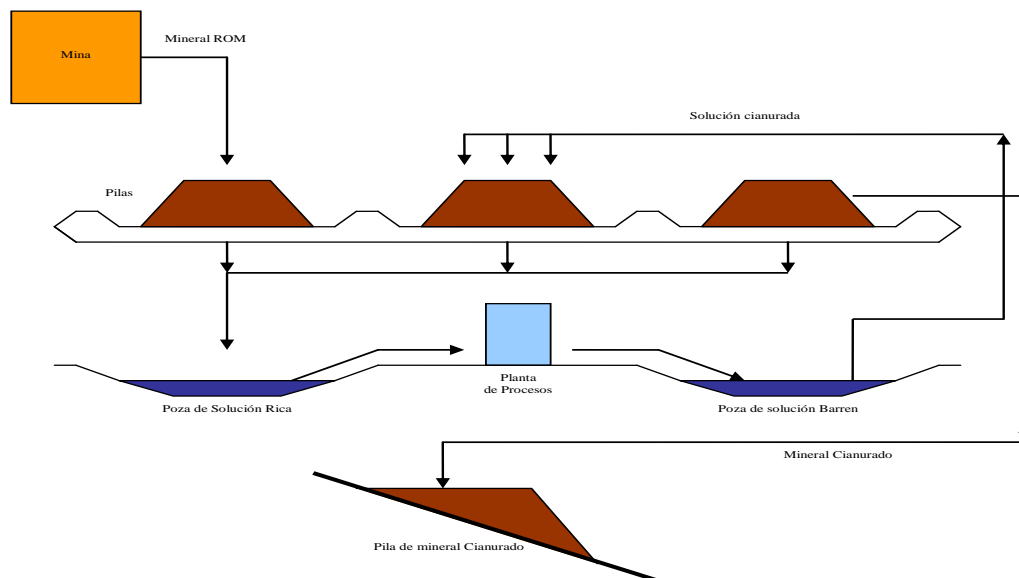


Fig. 3.1: Circuito de lixiviación con Pads Reusables

- Pads de expansión permanente.** Son áreas relativamente grandes que se cargan progresivamente con varias capas de mineral que permanecerán en el pad. Con el propósito de ahorrar en costos de capital inicial, el pad es frecuentemente construido en etapas, pudiendo expandirse tanto vertical como horizontalmente. Los materiales empleados en la base del pad pueden ser diversos, siendo los más comunes las geomembranas. En la base del pad suele incluirse capas de materiales de protección tanto debajo como encima de las geomembranas HDPE y/o VFPE. La solución rica se almacena en pozas fuera de la pila de lixiviación.

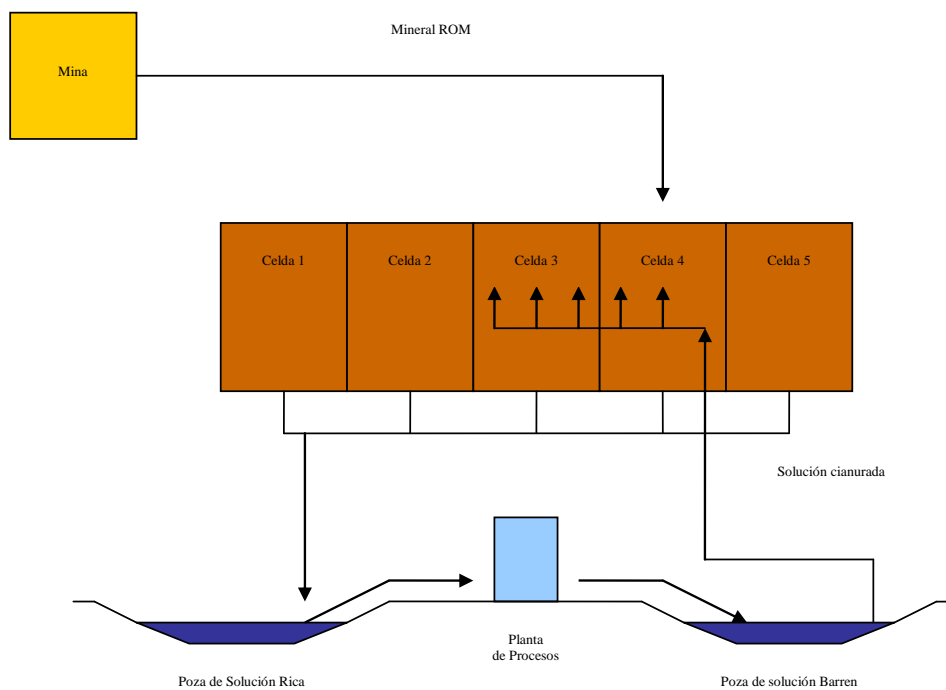


Fig. 3.2: Circuito de lixiviación con Pads de expansión permanente

- Pads en valles naturales.** Para este tipo de diseño, un valle natural existente es usado para formar el pad de lixiviación. Una estructura de retención, similar a un dique, es empleada para contener el mineral depositado y dejar fluir la solución por la parte inferior. Las opciones para el revestimiento de la base son diversas, pero lo común es usar geomembranas.

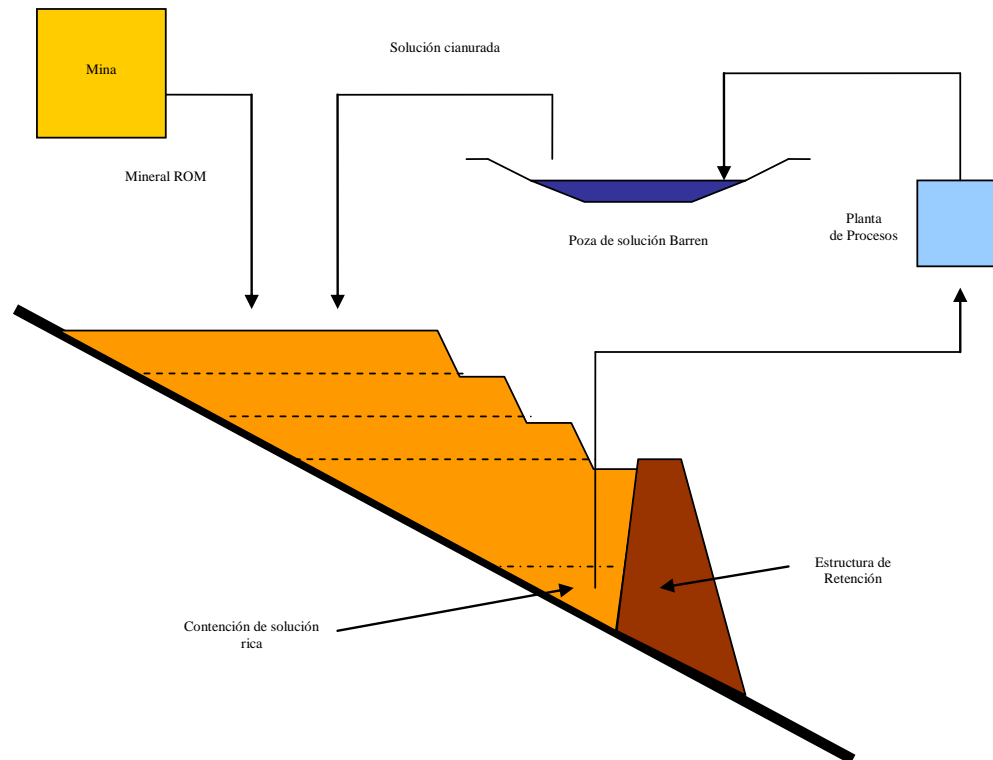


Fig. 3.3: Circuito de lixiviación con Pads en valles naturales

En las áreas o instalaciones donde son almacenadas las soluciones tanto rica como pobre, las regulaciones o normas legales establecen el uso de doble revestimiento de protección y sistemas de detección de fuga de soluciones, así como planes de contingencia plenamente establecidos.

3.2.3 ASPECTOS METALURGICOS

Diversos aspectos metalúrgicos son críticos para el diseño de un pad. La mayoría de estos son influenciados por el tipo de mineral y los costos económicos de recuperación del metal. Estos aspectos metalúrgicos incluyen:

- **Preparación del mineral.** Un proceso de lixiviación exitoso requiere que la solución esté en contacto con grandes áreas del mineral. Dependiendo de la porosidad del mineral y del tamaño con el que es producido en el tajo, chancado puede ser necesario para incrementar el área superficial en contacto con la solución. Para minerales con alto contenido de finos la aglomeración con ciertos aditivos puede ser útil para lograr un adecuado flujo de la solución.
- **Altura de la pila.** Es función del área del pad y del ratio de cargado del mineral. Un proceso iterativo es generalmente usado para la optimización económica del área del pad versus la extracción esperada y los requerimientos de bombeo. Alturas típicas están en el rango de 6 a 15 m.
- **Ciclo de lixiviación y ratio de aplicación.** Estos son determinados a partir de pruebas de lixiviación en columna a escala laboratorio. El ciclo de lixiviación esta basado en el tiempo y la cantidad de solución requerida para optimizar la extracción del metal.
- **Celdas de lixiviación.** Con frecuencia el área de lixiviación es dividida en celdas con el fin de facilitar métodos de control que permitan determinar las áreas con mayor eficiencia operacional y hacerles además el seguimiento respectivo. El uso de celdas también puede ayudar a optimizar la recuperación y reutilización de las

soluciones. El tamaño de una celda depende en gran medida del ciclo de lixiviación, aplicación de la solución y ratios de cargado del mineral.

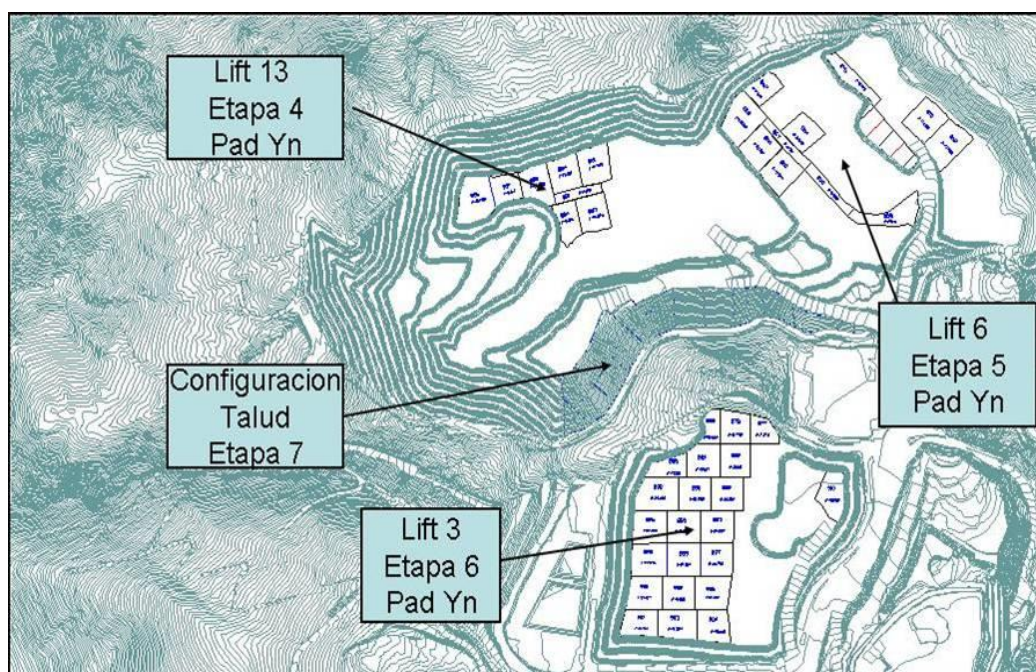


Fig. 3.4: Distribución de celdas de lixiviación en el pad Yanacocha Norte

3.2.4 ASPECTOS HIDROLÓGICOS

Un balance de agua para la instalación es desarrollado usando los ciclos de agua natural y de proceso. El ciclo del agua natural incluye evaporación y precipitación que ocurre en el lugar, y es determinado por datos meteorológicos. Estos datos permiten evaluar las condiciones operacionales durante estaciones normales, secas o húmedas. La información es usada junto con los elementos del ciclo de lixiviación (ratio de aplicación, tiempo del ciclo y adsorción del mineral) para crear un balance de agua total que indique los requerimientos de almacenamiento de solución, aguas de proceso y aguas de lluvia.

La clave para un balance de agua óptimo es la inclusión de todas las posibles variables y suficiente tiempo relacionados a datos meteorológicos para ser “estadísticamente significativos”.

El balance de aguas se usa para diseñar el sistema de colección de las soluciones que percolan a través de la pila, el tamaño de las pozas de almacenamiento, y predecir los requerimientos de agua de proceso. En lugares donde la evaporación excede a la precipitación, el objetivo es tener una “instalación de descarga cero” que mantenga las soluciones de proceso en un circuito cerrado. En tanto en regiones de alta precipitación, sistemas de derivación de agua de lluvia pueden usarse para limitar la cantidad de precipitación que ingresa al circuito de lixiviación. El uso de una serie de pozas o “ponds” es una práctica que mejora el manejo de las soluciones. Con frecuencia suele dimensionarse una poza para condiciones de operación “normal” y una poza adicional de “eventos” para el manejo de soluciones en situaciones de tormenta u otras condiciones de operación anormales. Las soluciones que ingresan a ésta son retiradas en un periodo corto de tiempo, una vez que las operaciones han retornado a la condición normal.

3.2.5 ASPECTOS GEOTECNICOS

Los aspectos geotécnicos para el diseño de un pad de lixiviación involucran evaluar la estabilidad de los diques o barreras y de la pila misma de mineral, posibles

deslizamientos y asentamientos dentro de las estructuras base del pad. Una breve revisión de ciertos aspectos geotécnicos se da a continuación:

- **Resistencia de la Estructura base.** Información sobre la resistencia de los materiales de la estructura base es crítico para un diseño exitoso. Materiales blandos pueden ser una condición indeseable que conducen a fallas en la pendiente y la base (recubrimiento).
- **Esfuerzos de corte en la interfase del revestimiento.** La mayoría de pads son diseñados con sistemas de revestimiento que emplean geomembranas y/o arcillas. La geometría de la pila casi siempre conduce a condiciones propicias para fallas de bloque con planos de deslizamiento a lo largo de la superficie del revestimiento. El análisis de estos planos de falla es sumamente importante durante el diseño.
- **Análisis del primer “lift” de la pila.** Además de analizar la pendiente total de la pila en relación a posibles fallas en bloque, es importante una evaluación minuciosa del primer lift de la pila en la parte más baja de la pendiente. Recomendaciones estrictas sobre la altura del nivel de la pila y la dirección de carga pueden ser requeridas.
- **Deslizamiento de taludes.** Los taludes externos de las pilas deben ser construidos con el mayor ángulo posible con el fin de maximizar la capacidad de tonelaje del pad pero manteniendo la estabilidad de la pila y reduciendo el riesgo de deslizamientos.

Los potenciales deslizamientos y/o asentamientos deben ser considerados al seleccionar un sistema de revestimientos. Si dichos sistemas consideran geomembranas, es conveniente el corrido de pruebas de resistencia del revestimiento (Prueba de resistencia al punzonamiento) y cargados previos de prueba con el mineral a lixiviar. Los análisis de asentamientos deberían centrarse en evaluar los asentamientos diferenciales los cuales pueden llegar a provocar fallas importantes en los revestimientos.

3.3 POTENCIALES PROBLEMAS EN LA LIXIVIACION EN PILAS

Diversos problemas pueden presentarse durante la extracción de oro y plata mediante la técnica de “Heap Leaching”, problemas tanto sencillos como complejos que deben afrontarse y solucionarse adecuadamente si se desea lograr los objetivos fijados para el proyecto.

El “Heap Leaching” es sencillo en esencia pero sumamente complejo en la realidad operativa del día a día. Por ello, un entendimiento cabal de los diversos parámetros involucrados permitirá contar con herramientas de juicio adecuadas que resuelvan en gran medida los problemas que van presentándose conforme se lleva a cabo la labor.



Fig. 3.5: Vista panorámica del pad de Carachugo

3.3.1 PERCOLACION. La predominancia de partículas finas y/o arcillas en algunos minerales evita la uniforme percolación de la solución lixiviante a través de la pila, produciendo problemas de empozamiento y canalizaciones, que bloquean el contacto del mineral con la solución.

Con frecuencia los minerales son sometidos a trituración previa a la lixiviación con el propósito de mejorar la cinética y la extracción, en razón a que las partículas pequeñas lixivian más rápida y completamente que las grandes. Desafortunadamente, este proceso puede también producir tamaños extremadamente finos que promueven el bloqueo y la canalización de la solución. Otros minerales, aún sin trituración, tienden a desintegrarse en arcillas debido al intemperismo natural y/o a la acción de las soluciones de lixiviación, esto origina también problemas de percolación.

Pruebas con el mineral son sugeridas para determinar la velocidad de percolación y la extracción de metales a distintas distribuciones de tamaño. En caso de conseguir resultados inadecuados, la técnica de aglomeración provee una alternativa de solución al problema de las arcillas y excesivos finos. Datos a nivel industrial muestran grandes incrementos en los ratios de percolación y extracción en minerales sometidos a esta tecnología.

Una matriz compacta o de muy baja permeabilidad presenta problemas para el proceso de lixiviación, debido a que la solución lixivante no puede alcanzar los metales valiosos. Los minerales oxidados generalmente lixivian mejor que los no oxidados debido a que el fenómeno de oxidación transforma la matriz impermeable en una matriz porosa y permeable.

El proceso de minado puede generar una mejor fracturación del mineral y con ello incrementar el acceso de la solución. Sin embargo, en muchos casos un mineral fresco y compacto puede liberar sus valores sólo si es triturado o molido a un tamaño suficiente como para exponer las partículas de metal valioso. La trituración y particularmente la molienda, incrementan drásticamente los costos de operación. En este caso, pruebas de laboratorio son realizadas para determinar el rango económico de reducción de tamaño.

3.3.2 TEMPERATURA

La temperatura de la solución es un factor significativo en las reacciones de lixiviación. Las reacciones químicas entre el oro, la plata y el cianuro proceden más rápidamente en soluciones ligeramente calientes. Por debajo de 10° C la reacción es marcadamente más lenta. En la práctica, la mayoría de operaciones trabajan en climas fríos que incluso pueden congelar las soluciones. Dependiendo de su ubicación, una mina puede perder varios meses por año de tiempo potencial de lixiviación en climas fríos.

Un programa de investigación sobre métodos para calentar las soluciones de lixiviación proveería una valiosa mejora en el proceso. Sistemas de calentamiento solar o pozas de evaporación salina podrían ser candidatos ideales bajo ciertas condiciones de operación.

3.3.3 PERDIDA DE SOLUCIONES

En la mayoría de operaciones de “Heap Leaching”, se estima que de 10% a 25% de la solución lixivante se pierde por el fenómeno de evaporación. Esto se hace más marcado en pilas que emplean el regado por aspersión y en aquellas operaciones donde la temperatura ambiente resulta ser relativamente alta.

Además de las pérdidas por evaporación, ciertas gangas minerales presentes consumen cianuro y cal perjudicando la eficiencia y costos del proceso. En estos casos, en los que los consumos resultan extremadamente altos, la evaluación de lixiviantes alternativos debe ser tomada en cuenta.

3.3.4 INCRUSTACION DE SALES DE CALCIO

Las sales de calcio (carbonatos o sulfatos) en las líneas de distribución de soluciones, causan serios problemas en la mayoría de sistemas, particularmente en aquellos que emplean cal para ajustar el pH de las soluciones. Los problemas de incrustación se producen tanto en los sistemas de riego por goteo como por aspersión. Algunas operaciones de “Heap Leaching” mezclan aditivos anticrustantes junto con la solución lixiviante con el fin de evitar la precipitación de carbonatos. Sin embargo, pruebas metalúrgicas previas son requeridas ya que algunos de estos anticrustante podrían llegar ocasionalmente a formar suspensiones coloidales que taponan también los sistemas de filtración. Yanacocha adiciona actualmente anticrustantes para contrarrestar la precipitación de carbonatos en las líneas que conducen soluciones al pad de lixiviación.

3.3.5 CONTENIDO DE CARBON FINO

Resulta un problema sumamente crítico en operaciones que emplean carbón activado para la recuperación del oro. El fenómeno de atricción origina finos de carbón que permanecen en la solución hasta que esta se convierte en “barren” y es recirculada al

pad de lixiviación. Su presencia en las soluciones cianuradas originan problemas de taponamiento en los sistemas de riego, e inclusive puede llegar a ocasionar “Preg-robbing” y con ello bajas extracciones. Para enfrentar este problema, muchas plantas han instalado sistemas de filtración a la salida de la solución barren con el fin de capturar los finos de carbón producidos. Yanacocha al introducir plantas de Carbón Activado en el circuito de procesamiento sufrió este tipo de problema, luego de una evaluación exhaustiva, filtros del tipo “Tornado” y “Amiad” fueron instalados en las diferentes plantas a la salida de soluciones barren hacia el pad, con lo que se redujo significativamente la presencia de carbón fino en el pad de lixiviación.

CAPITULO IV

PROCESO DE LIXIVIACION EN YANACUCHA

4.1 CONSTRUCCIÓN DEL PAD.

La construcción de un pad o plataforma de lixiviación es un proceso costoso y que toma largo tiempo, que involucra aspectos preliminares tales como:

- Estudio Geológico de descarte de mineralización con contenidos de oro y plata. Para evitar construir el Pad en áreas mineralizadas con presencia de elementos valiosos.
- Estudio Geotécnico del área sobre el que se va a construir el Pad. Para determinar su estabilidad, presencia de fuentes de aguas naturales.
- Determinación de presencia restos arqueológicos y demás de índole ambiental e histórico.

Posterior a los estudios preliminares mencionados, el inicio de la construcción misma se da con el retiro material orgánico (Top Soil) hasta encontrar suelo duro. La

conformación de la base del Pad se hace con Relleno de 30 cm. de espesor usando material compactado de corte o traído de cantera. Pruebas de compactación de campo son corridas durante esta etapa de construcción.

Luego de haber colocado el relleno hasta alcanzar la pendiente requerida se coloca una capa de arcilla compactada (Soil Liner) de 30 cm. de espesor, evitando la presencia de piedras grandes y de esquinas angulosas.

Sobre la capa de Soil Liner (material fino compactado de baja permeabilidad) se procede a la instalación de Geomembrana flexible (VFPE) de 1.5 mm. (60 mil) que es un polietileno muy flexible, con el fin de absorber los asentamientos que pudieran presentarse debajo del pad. Los controles de calidad e inspecciones son muy exigentes en esta fase.

Como protección a la geomembrana se coloca inmediatamente encima de esta, una capa de protección (Protective Layer) conformada por arena bien graduada con limos y arcillas de 30 cm. de espesor.

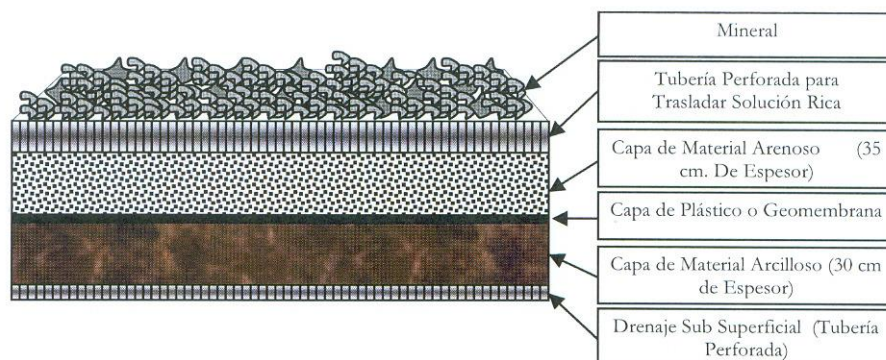


Fig. 4.1 Corte transversal de las diferentes capas existentes en la base del pad



Fig. 4.2: Tendido de geomembrana en la base del pad

Sobre este sistema de contención, se instala un sistema de colección de solución para captar la solución rica y conducirla hacia las pozas de operaciones; dicho sistema consiste de una red de tuberías colectoras perforadas diseñada para minimizar la carga hidráulica de la solución sobre el sistema de revestimiento. Las tuberías colectoras captan la solución y la transportan hacia colectores principales (tuberías de

600 mm. de diámetro que reciben y transportan el flujo de la solución e incrementos de flujo producido por tormentas. Las tuberías colectoras son rodeadas con material protector con el propósito de evitar roturas por el peso mismo del mineral que se va apilando.



Fig. 4.3: Sistema de tuberías de drenaje sobre la base del pad

4.2 CONSIDERACIONES TECNICAS PARA LAS GEOMEMBRANAS

Siendo las geomembranas elementos cuya función es revestir o impermeabilizar y no la de ser un elemento estructural, a pesar de estar influenciadas por esfuerzos mecánicos que se producen por deformaciones del suelo, el peso propio de la geomembrana y la sobrecarga de material apilado, aspectos técnicos de permeabilidad, resistencia al punzonamiento, esfuerzos de tracción entre otros, son tomados en consideración para la selección de las geomembranas a emplearse.

4.2.1 TIPOS DE GEOMEMBRANA

Yanacocha emplea diferentes tipos de geomembranas durante la construcción de pads, pozas y canales perimetrales:

- **Geomembrana de alta densidad (HDPE)** se usa en las zonas expuestas al sol, por ejemplo en los perímetros de las pilas de lixiviación.
- **Geomembrana de baja densidad (LDPE)** se usa en zonas no expuestas al sol, por ejemplo el liner secundario o terciario de pozas, o bajo las pilas de lixiviación.
- **Geomembrana flexible (VFPE)** se usa en la base del pad, donde la geomembrana es muy flexible para absorber los asentamientos que pudieran presentarse debajo de la pila.
- **Geomembrana Lisa (smooth)**, se usa cuando no se requiere tránsito o agarre sobre ella, por ejemplo perímetros de las pilas de lixiviación y debajo de las pilas en zonas planas.
- **Rugosa (textured)**, cuando se requiere tránsito o agarre sobre ella, por ejemplo bajo el pad con la cara rugosa hacia abajo en zonas planas para que agarre al soil liner (arcilla) o doble rugosidad para que agarre abajo al soil liner (arcilla) y arriba sobre el PL si hay una marcada pendiente.

4.2.2 ESPESORES DE GEOMEMBRANA

Los espesores de geomembrana están comprendidos entre 0.75 mm. y 3.0 mm.

Correspondiendo:

Espesor (mm.)	Calidad	Aplicación
0.75	30 mil	
1.00	40 mil	
1.25	50 mil	
1.50	60 mil	Pozas y canales temporales
2.00	80 mil	
2.50	100 mil	Zonas no expuestas al sol
3.00	120 mil	

Tabla 4.1: Calidad de las geomembranas en base a su espesor

Donde el espesor de la geomembrana guarda relación con especificaciones técnicas de permeabilidad, resistencia al punzonamiento, esfuerzos de tracción, etc.

4.2.3 TRANSMISIBILIDAD DE VAPOR DE AGUA

Característica relacionada con la permeabilidad y cuyo valor nominal es 10^{-11} cm/s.

4.2.4 MODULO DE ELASTICIDAD

En el caso de materiales HDPE, de acuerdo con el ensayo ASTM D 638 y para una deformación del 2% corresponde un valor de 900 MPa.

4.2.5 COMPORTAMIENTO FRENTE A SOLICITUDES MECANICAS

Para material HDPE y de acuerdo con el ensayo ASTM D 638, la tabla siguiente muestra propiedades mecánicas de las geomembranas:

Propiedad Mecánica	Valor
Tensión a la fluencia	1700 KN/m ²
Deformación en la fluencia	17%
Tensión a la rotura	35000 KN/m ²
Deformación a la rotura	900%

La deformación admisible recomendable debe ser menor del 3%

Tabla 4.2: Propiedades Mecánicas ensayadas en Geomembranas

4.3 DESCARGA DEL MINERAL

El mineral tal como sale de mina (Run Off Mine) es transportado al pad por el área de Carguío y Acarreo. Una vez descargado en zonas determinadas del pad, es arrimado por cargadores frontales de modo que vayan formando los lifts, el tamaño del material va desde muy fino hasta 1 pie, dependiendo de la malla de perforación para la voladura, la dureza del mineral, etc.

Durante la descarga en el primer lift debe colocarse primero una capa de 2 m. de material clasificado con el fin de proteger a la geomembrana del impacto directo de rocas de gran tamaño, después se continua con la descarga de material “Run Off Mine” común para empalmar con la cota del primer lift.



Fig. 4.4: Camión realizando la descarga de mineral en el pad

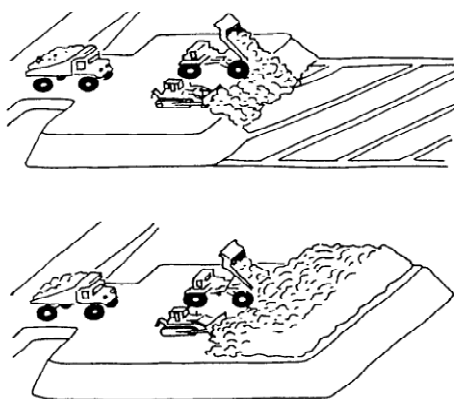


Figura 4.5: Esquema de descarga de mineral en el pad usando camiones

4.4 RIPEO DE CELDAS Y ADICION DE CAL

El ripeo se realiza para remover el mineral que podría haber sufrido compactación durante el tránsito de equipos y camiones en el momento de la descarga del mineral.

Un ripeo inadecuado podría producir una pobre percolación generando “pondings” o

empozamientos de la solución lixivante. La operación resulta crítica en celdas donde existe gran cantidad de material fino y/o arcilloso.



Fig. 4.6: Equipo realizando el ripeo de una celda

Juntamente con la descarga de mineral, se adiciona cal bajo la forma de “lechada” empleando cisternas de 26 m³ de capacidad. El objetivo es mantener un pH adecuado que garantice una buena lixiviación del oro y la plata. En nuestras operaciones, usualmente el pH requerido se establece en el rango de 9.5 a 10.5.

El mayor o menor consumo de cal en los pads depende de la acidez del mineral presente, cuyo pH natural esta en el rango de 3 a 5. Para minerales oxidados la adición de cal esta en un ratio entre 0.5 a 0,8 Kg. /TM de mineral, en tanto para sulfurados el consumo está entre 1.0 y 2.0 Kg/TM, y es determinado por pruebas metalúrgicas.



Fig. 4.7: Cisterna realizando la adición de lechada de cal en el pad

4.5 RIEGO DE CELDAS

El riego de las diferentes celdas conformadas en los pads de lixiviación puede realizarse con dos tipos de soluciones:

- Soluciones de Recirculación
- Soluciones Barren.

Las soluciones de Recirculación son tomadas de las pozas de Menores Eventos, y son soluciones que provienen del pad pero que no ingresaron a los circuitos Merrill Crowe o Carbón por ser de muy baja ley y/o con alta turbidez. Estas soluciones se acondicionan con cal y cianuro para un adecuado pH y fuerza de cianuro, y

bombeadas al pad como solución de regado a través de línea perimetral e ingresada al interior del pad mediante risers.

Las soluciones Barren que contienen 0.02 a 0.03 ppm de oro provienen de las plantas Merrill Crowe o Carbón, originalmente eran soluciones ricas a las que se les quitó el oro y la plata que contenían, se les añade cianuro y cal, y son igualmente bombeadas al pad mediante líneas perimetrales para usarse como soluciones de regado.

Los risers son los elementos que comienzan en el perímetro del pad con un puente de toma de solución, válvulas instaladas permiten determinar el tipo de solución a emplear para el regado de celdas. Los risers ingresan radialmente por el fondo del pad hasta una distancia aproximada de 60 m. a 70 m. y mediante codos se elevan en vertical (creciendo conforme crece el pad) terminando en el árbol de distribución o “Christmas Tree” desde donde se distribuye la solución hasta la celda por una matriz de tubería HDPE de 6 o 4 pulg. a partir de la cual se colocan las líneas de goteo de 16 mm. La distancia entre mangueras y emisores es de 80 cm. Entre sí.



Fig. 4.8: Riser acoplado a un “Christmas Tree”



Fig. 4.9: Distribución de mangueras de riego de 16 mm.

4.6 POZAS DE SOLUCIONES

Cada pad cuenta con pozas para soluciones donde descargan las soluciones percoladas a través de las pilas de mineral, usualmente la poza de operaciones almacena la solución rica con altos contenidos de oro y baja turbidez y que ingresan a las plantas MC; la poza de Menores Eventos donde se almacena la solución rica con bajos contenidos de oro y/o alta turbidez, por lo que dicha solución es derivada a las plantas CIC o al pad previo acondicionamiento con cal y cianuro, y pozas adicionales conocidas como pozas de tormentas para eventos de contingencia.

Estas pozas de colección son construidas de forma similar a los pads de lixiviación, la principal diferencia es que las pozas son revestidas con tres capas de geomembranas y con sistemas de detección y recuperación de solución entre capas. Adicionalmente, existen canales perimetrales al pad recubiertos con plásticos HDPE aun cuando la solución es transportada por tuberías.

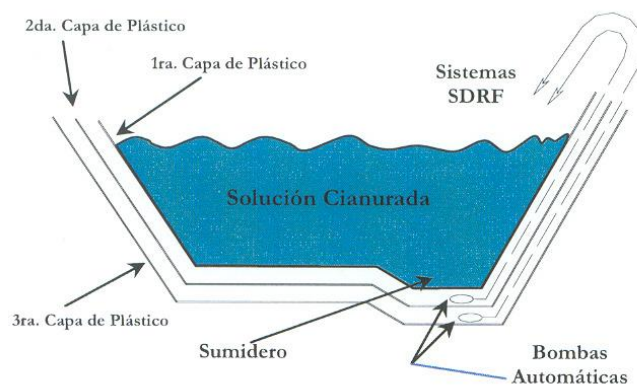


Fig. 4.10: Perfil de una poza de operaciones



Fig. 4.11: Vista panorámica de pozas de soluciones en Carachugo

4.7 FACTORES DE RIEGO

El riego de las pilas de lixiviación es una operación crítica en la técnica de Heap Leaching, los principales factores a ser tomados en cuenta para ajustar y optimizar el riego de celdas se describen a continuación:

4.7.1 RATIO DE RIEGO

La relación de $L/h\cdot m^2$ permite determinar un flujo (ml/s) del emisor con respecto a un área determinada de modo que la solución lixivante fluya adecuadamente sin producir empozamiento ó ahogo del la pila. Por lo general esta en un ratio de 10 a 15 $L/h\cdot m^2$. Sin embargo; existen zonas donde la generación de “pondings” obliga a reducir el ratio de riego al rango de 5 a 8 $L/h\cdot m^2$.



Fig. 4.12: Formación de “pondings” en una celda del pad La Quinoa

4.7.2 CAUDAL DEL EMISOR

El flujo en cada emisor es regulado de modo que se cumpla el ratio establecido. Esto permite tener un espacio adecuado de emisor a emisor, ya que un espacio mayor determinaría también un caudal mayor, para mantener el ratio.



Fig. 4.13: Emisor de riego por goteo

4.7.3 HOMOGENEIDAD DE RIEGO

El área de regadío debe de contar con un riego homogéneo es decir, idealmente un flujo igual de cada emisor en toda el área que este en lixiviación. En condiciones reales los flujos no deberían variar más de un 5% aún cuando factores tales como: distribución de presiones en la red, pendiente del área, obstrucción de los emisores, variación de las características del emisor con el tiempo, etc.

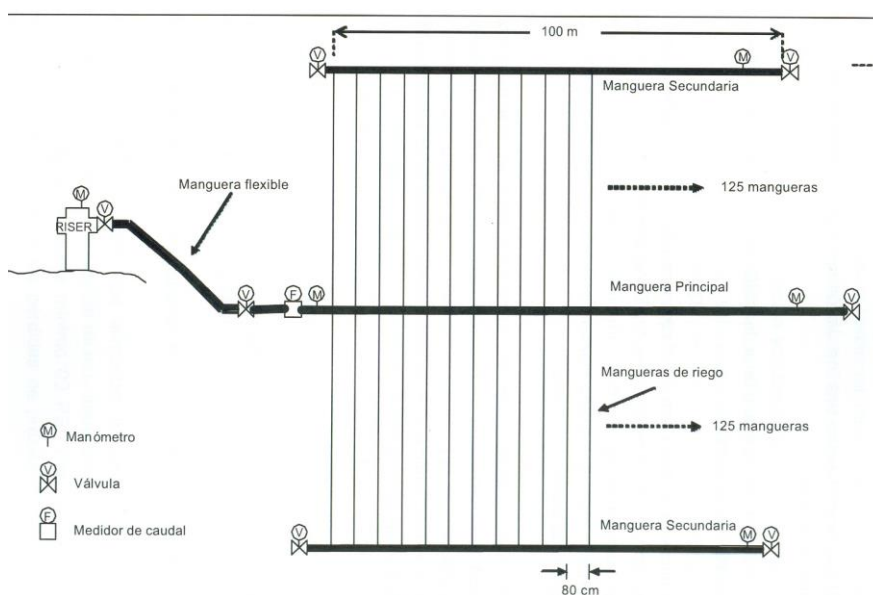


Fig. 4.14: Distribución de mangueras en una celda: El objetivo es homogeneidad de riego

4.8 PLAN DE MANEJO DE FLUIDOS (PMF)

Minera Yanacocha esta comprometida a identificar, evaluar, prevenir, corregir, mitigar y/o rehabilitar los impactos ambientales negativos y potenciar los positivos, derivados de a operación y mantenimiento de todos sus proyectos.

Durante las etapas de construcción, operación y cierre de los pads de lixiviación, las políticas de manejo ambiental están orientadas, diseñadas y manejadas de manera de proteger el medio ambiente circundante de acuerdo con las leyes ambientales peruanas existentes, las guías ambientales del Banco Mundial, al igual que los estándares corporativos que Minera Yanacocha ha adoptado sobre la calidad ambiental con fines de monitoreo interno.

El Plan de Manejo de fluidos (PMF) es una parte integral del Plan de Manejo de Aguas de la mina, cuya finalidad es brindar instrucciones acerca de las acciones y programas necesarios para identificar, prevenir, controlar y corregir posibles fugas de solución desde diferentes instalaciones de procesos, a través del monitoreo de sus sistemas de detección y control de fugas, definidas como componentes principales del PMF.

El PMF que ha sido elaborado acorde con las normas de Newmont, y establece los criterios de diseño específicos y los estándares de funcionamiento aplicables a las

operaciones mineras relacionadas con actividades de lixiviación de minerales. Las actividades y las instalaciones que deben manejarse de acuerdo con el PMF incluyen las pilas de lixiviación, las pozas de recolección de soluciones, las tuberías de soluciones, los tanques de almacenamiento y las plantas EWTP..

Los objetivos principales del PMF son:

- Minera Yanacocha no descargará ni liberará ningún agente químico ni agua de mala calidad proveniente de las instalaciones de procesos de planta. Sólo descargará agua tratada de sus operaciones que cumplan con los estándares nacionales y corporativos. Las descargas están referidas al excedente de aguas producido durante las épocas de lluvia.
- Minera Yanacocha mantendrá y operará correctamente todos los sistemas instalados del PMF.

Las Características Principales de Componentes del PMF en las diferentes Zonas de operación son mostradas en la tabla siguiente:

Zona	Pad de Lixiviación (Has)	Poza Operaciones (m3)	Poza Menores Eventos (m3)	Poza de tormentas (m3)
Carachugo	217	18798	41347	370000
Maqui Maqui	64	34033	90374	144100
Yanacocha	256	41298	106215	160000
La Quinoa	285	45000	205500	356700*

* Considera dos pozas de tormentas localizadas en el área de La Quinoa.

Tabla 4.3: Características principales de los componentes del PMF de Yanacocha

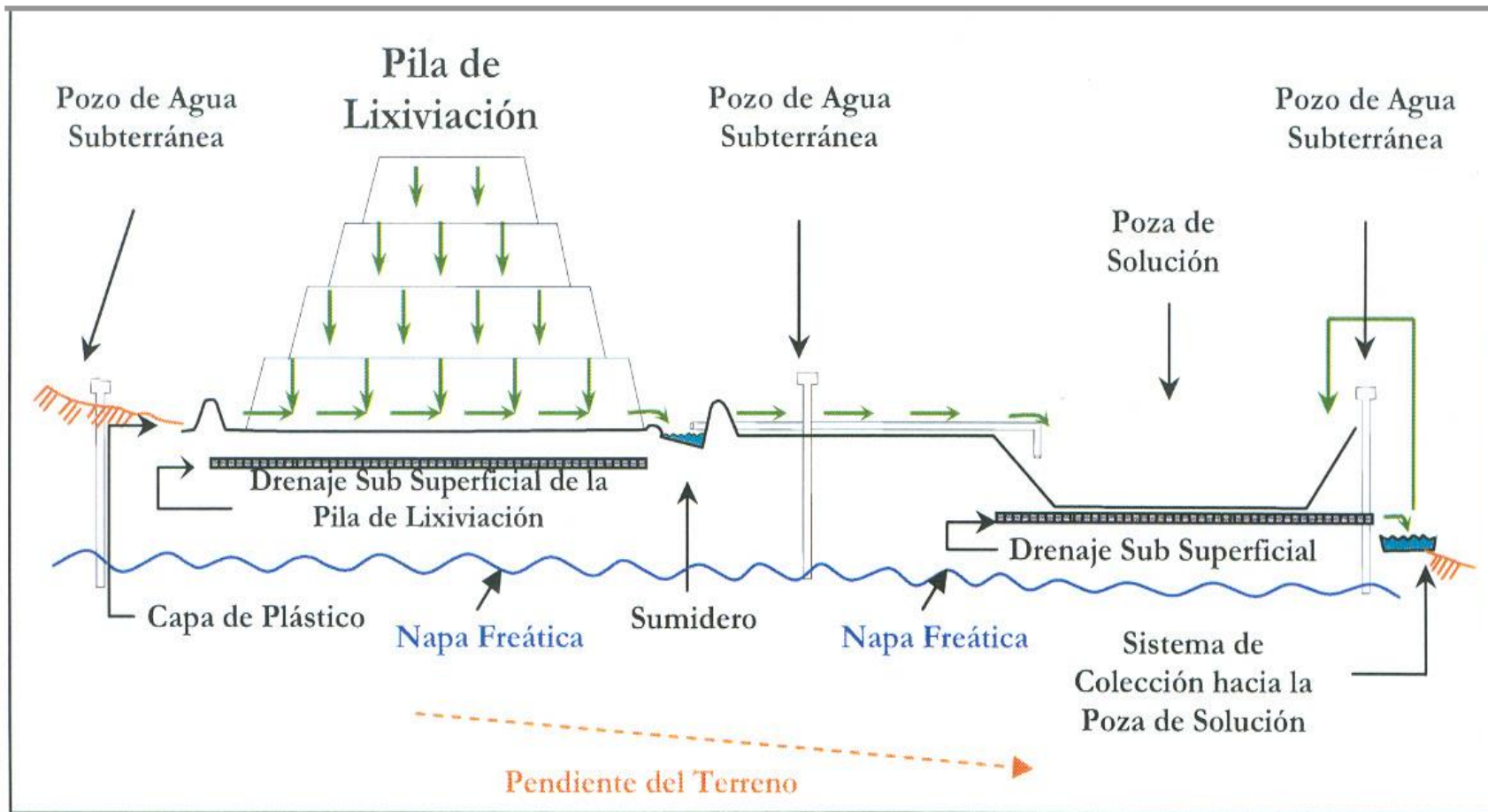


Fig. 4.16: Esquema de los componentes del PMF en pilas de Lixiviación

4.9 PLAN DE CIERRE DE PILAS DE LIXIVACION

Existen criterios de restauración y cierre final de las pilas de lixiviación que deben ser considerados antes y durante la vida operativa de la pila con el objetivo de que dichas consideraciones permitan un cierre adecuado a futuro:

- El material descargado sobre la pila de lixiviación puede ser mineral oxidado o transicional, lo cual determina que una pequeña o gran cantidad de estos materiales pueda tener la posibilidad de generar agua ácida en el futuro debido al contenido de minerales sulfurosos en éstos.
- Las descargas de material sobre la pila deben ser controladas de modo que se tenga un registro de las secciones o polígonos en donde fueron colocados los diferentes tipos de minerales dentro de la pila.
- En las secciones o polígonos destinados a la descarga de mineral oxidado se espera que las infiltraciones no produzcan aguas ácidas al término de las operaciones de la pila de lixiviación.
- Para polígonos o secciones destinadas a la descarga de material generador de agua ácida se espera que ésta se genere al final de la vida operativa de la pila de lixiviación y por ende requerirá un tratamiento activo de agua por tiempo indefinido.
- Los accesos de ingreso al sumidero de la pila de lixiviación donde se recuperan las infiltraciones de la pila y el acceso a las instalaciones para el tratamiento de agua deben ser mantenidas activas durante las actividades de post cierre.
- Todas las instalaciones restauradas deben asegurar las características mínimas de estabilidad física (según estándar corporativo de Newmont: FOS estático > 1.3;

FOS pseudo estático > 1.0) y química (no generación de aguas ácidas) para que se considere como restauración final. (FOS: Factor Of Safety/Factor de Seguridad)

Para el caso de pilas de lixiviación en donde el mineral es principalmente óxidos, existen pruebas en Yanacocha que indican que después de un periodo de limpieza o lavado natural con agua de lluvia la calidad del agua lixiviada será de buena calidad y no requiere de tratamiento complicado para ser descargado al medio ambiente. Sin embargo, esta decisión deberá ser confrontada con los resultados de los estudios de caracterización de roca de las pilas de lixiviación.

Cabe señalar que Yanacocha no aplicará enjuague o lavado artificial sobre las pilas de lixiviación con fines de restauración final. La limpieza de las pilas de lixiviación se efectuará de forma pasiva con la infiltración provocada por el agua de lluvia a través de las coberturas colocadas de manera progresiva sobre las pilas de lixiviación.

Durante la vida operativa de la pila, la infiltración de la solución cianurada es altamente fomentada. Por el contrario, en la etapa de restauración final de la pila de lixiviación, se suprimirá la aplicación de la solución cianurada lo que ocasionará la disminución del volumen y flujo de las infiltraciones de agua dentro del cuerpo de la pila de lixiviación.

El volumen de agua contenido dentro de la pila drenará progresivamente por el mismo punto en donde se recolectaba la solución rica, de allí llegará a las pozas de operaciones. Las pozas de operaciones dejarán de drenar solución rica pero si drenarán solución con excedente o remanente de cianuro la cual debe ser necesariamente tratada en las plantas EWTP existentes.

La limpieza o lavado natural de las pilas de lixiviación será producido únicamente con el agua de lluvia que precipite sobre la pila de lixiviación por lo tanto es necesario llevar un control del balance de agua que infiltra y drena desde esta instalación. Existe la posibilidad de bombear el agua de las pozas de operaciones hacia las pilas con el objetivo de mantener un balance o equilibrio de agua.

Una vez determinado que el CN^- se encuentra por debajo del LMP se determinará si el drenaje debe o no mantener algún tipo de tratamiento para el agua, dependiendo de la calidad de ésta, así mismo las opciones de tratamiento activo y pasivo dependerán de los flujos de agua conseguidos.

Finalmente, una vez estabilizadas física y químicamente las pilas, se establecerá una superficie redondeada en la parte superior de la pila y se eliminará cualquier protuberancia remanente, con el objeto de minimizar los contrastes lineales, buscando una configuración que armonice con el terreno circundante. Luego de

contorneadas y ripladas las áreas serán cubiertas con una capa de suelo orgánico no menor de 30 cm de espesor para su posterior revegetación.

4.10 PLAN DE CIERRE DE POZAS DE SOLUCION

La rehabilitación de las pozas de recolección de soluciones, tendrá lugar después que se haya concluido con el cierre de las pilas de lixiviación. La rehabilitación de las pozas considera las siguientes actividades:

- Remoción y neutralización de los fluidos remanentes
- El muestreo y disposición de cualquier fluido remanente
- La remoción y descontaminación de las tuberías de solución expuestas en la superficie
- La remoción y disposición de los revestimientos sintéticos (geomembranas) en las pozas y en las instalaciones de las pilas de lixiviación

Durante las operaciones, las soluciones ricas procedentes de las pilas de lixiviación y de cualquier superficie potencialmente influenciada por la escorrentía del área de las pilas son interceptadas y dirigidas a las pozas operacionales por medio de canales revestidos. La solución rica de las pozas de operaciones es transferida a la planta de procesos respectiva mediante tuberías instaladas en un canal revestido. A la culminación de las operaciones de lixiviación, las tuberías y el revestimiento de los canales serán enjuagados para remover cualquier residuo de cianuro. Dichos

componentes serán entonces retirados y colocados en una de las pozas colectoras de solución donde se enterrarán durante el relleno final. Las áreas de los canales serán niveladas y rellenadas para establecer un drenaje efectivo y para armonizar con el terreno circundante. Completado el relleno y nivelado de las pozas, las superficies niveladas serán revegetadas y dejadas para tratamiento pasivo.

CAPITULO V

PRUEBAS METALURGICAS DE CIANURACION

La lixiviación en pilas a escala industrial es un proceso complejo gobernado por diversas variables controlables y no controlables que finalmente determinan la eficiencia de extracción de oro y plata. Diversos parámetros son estudiados entonces a escala de laboratorio con el fin de lograr un mayor control del proceso que asegure óptimas eficiencias de extracción. Dos tipos esenciales de pruebas de cianuración se realizan a los minerales con el fin de obtener datos que puedan ser útiles al área de lixiviación:

- Pruebas de cianuración en botellas (Bottle Roll Tests)
- Pruebas de cianuración en columna (Column Tests)

5.1 CIANURACION EN BOTELLAS (Bottle Roll Tests)

El objetivo de estas pruebas es determinar con relativa rapidez las máximas extracciones a lograr y los consumos estimados de cal y cianuro que podría tener el mineral. Es una cianuración por agitación que utiliza botellas de 2,5 a 4 litros de

capacidad. El mecanismo de agitación consiste esencialmente de una serie de rodillos horizontales de aproximadamente 4,5” en diámetro y 30” de longitud que giran a una velocidad de 50 a 75 rpm. Una botella cargada con la pulpa mineral es colocada entre dos rodillos adyacentes se consigue que la botella gire y así la pulpa es agitada.

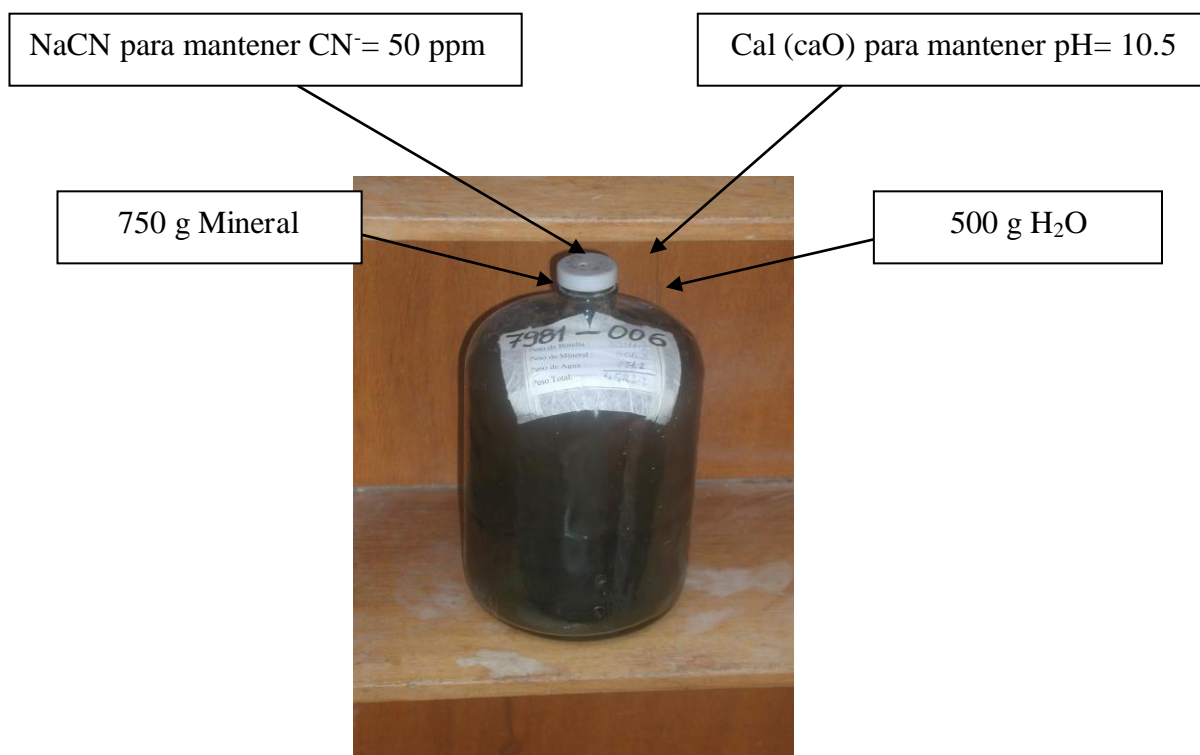


Fig. 5.1: Rodillo para pruebas de cianuración en botellas



Fig. 5.2: Vista panorámica del área de Pruebas de Cianuración en botellas

5.1.1 ESQUEMA DE PREPARACION DE UNA BOTELLA PARA PRUEBA



5.1.2 CUADRO RESUMEN DE RESULTADOS

METALES		Au	Ag	Cu
CABEZA ENSAYADA	[ppm]	3.158	0.70	55.0
COLA ENSAYADA	[ppm]	0.863	0.5	28.0
RECUPERACIÓN ENSAYADA	[%]	72.7	28.6	49.1
CABEZA CALCULADA	[ppm]	3.102	0.73	55.6
RECUPERACIÓN CALCULADA	[%]	72.2	31.5	49.6
METAL EN SOLUCIÓN	[mg]	1.119	0.115	13.785
METAL EN COLA	[mg]	0.432	0.3	14.0
METAL TOTAL	[mg]	1.551	0.365	27.785
Variación		1.8	-4.3	-1.1

CONSUMO DE REACTIVOS		
NaCN:	0.229	kg/t
Cal:	0.410	kg/t

Tabla 5.1: Resumen de resultados de prueba de cianuración en botella

5.1.3 FORMATO PARA MONITOREO DE LA PRUEBA

PESO DE BOTELLA (g)	:	1862.5	+	pH del MINERAL	:	8.14			
PESO DE MINERAL (g)	:	500.0		LIQUIDO/SOLIDO	:	1,5:1			
PESO DE SOLUCIÓN (g)	:	750.0							
PESO TOTAL (g)	:	3112.5		6/5/2002					

HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGADO		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO				
			NaCN [mg]	CAL [g]		SOLUCION [ppm]	SOLUCION [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	RECUP(%) ACUMUL.
0.00	50.00		70.8	0.080		0.00	0.000	0.000	0.000	0.0
2.00	25.60	10.03	36.4	0.000	40.00	0.50	0.375	0.020	0.375	24.2
4.00	47.00	9.62	4.5	0.102	40.00	0.81	0.608	0.052	0.628	40.5
8.00	49.70	10.25	0.0	0.000	40.00	1.04	0.780	0.094	0.832	53.7
24.00	31.70	10.19	25.6	0.000	40.00	1.11	0.833	0.138	0.927	59.7
48.00	32.33	10.02	25.0	0.000	40.00	1.20	0.900	0.186	1.038	67.0
72.00	40.46	9.94	13.6	0.023	40.00	1.20	0.900	0.234	1.086	70.0
96.00	43.28	9.93	9.5	0.036	40.00	1.18	0.885	0.282	1.119	72.2
120.00	43.67	9.86	9.0	0.045	40.00	1.10	0.825	0.326	1.107	71.4
144.00	49.40	10.10	0.0	0.000	40.00	1.05	0.788	0.368	1.113	71.8

Tabla 5.2: Formato para monitoreo de prueba de cianuración en botella

5.1.4 BALANCE DE ORO Y REACTIVOS EN LA BOTELLA

a) CALCULO DE LA EXTRACCION

Para determinar el % de EXTRACCION en la cianuración se determina por dos métodos:

- Extracción Ensayada
- Extracción Calculada

$$\% \text{ Extracción General} = \frac{\text{Au Extraído}}{\text{Au Total Ingreso}} \times 100$$

En la **extracción ensayada** se realiza con los análisis solo del mineral, es decir con el análisis de oro (y metales) del mineral que ingresa a la lixiviación en botella (cabeza) y con el análisis del mineral que queda después de la lixiviación (colas), se puede calcular con los pesos de oro o simplemente con las leyes.

$$\% \text{ Extracción Ensayada} = \frac{(\text{Au Total} - \text{Au Colas})}{\text{Au Total}} \times 100$$

Para la tabla mostrada:

Ley del mineral (cabeza) = 3.158 ppm

Ley del residuo (colas) = 0.863 ppm

$$\% \text{ Extracción Ensayada} = \frac{(3.158-0.863)}{3.158} \times 100 = \mathbf{72.7 \%}$$

En la **extracción calculada** se usa también el análisis de oro en la solución cianurada o lixivante. El Au total de ingreso se calcula sumando el oro en la solución cianurada (extraído) y el oro que quedó en el mineral después de la lixiviación (colas).

$$\% \text{ Extracción Calculada} = \frac{(\text{Au Extraído que esta en la solución}) \times 100}{(\text{Au Extraído} + \text{Au en colas})}$$

En la tabla mostrada:

Au Extraído = 1.119 mg

Au en Colas = 0.432mg * Ley(colas) x peso (Mineral) = 0,863mg/Kg x 0,5 Kg =
0,4315

$$\% \text{ Extracción Calculada} = \frac{(1.119)}{(1.119+0,432)} \times 100 = \mathbf{72.2 \%}$$

b) CALCULO DEL CONSUMO DE CIANURO Y CAL:

El consumo de cianuro se determina sumando todas las cantidades de cianuro agregadas en la botella y restando el cianuro remanente en la solución al final de la prueba. Dicho consumo se expresa mediante el ratio: Kg (NaCN) /TM (mineral)

De la tabla tomada como ejemplo:

NaCN [mg]
70.8
36.4
4.5
0.0
25.6
25.0
13.6

Total **175.9** mg de cianuro agregado

CIANURO REMANENTE:

CN^- (sol. Remanente) = 43.28 ppm

Convirtiéndolo a NaCN y tomando el volumen para obtener la cantidad de NaCN:

$43.28 \text{ mg CN}^- * 49 \text{ mg NaCN} / 26 \text{ mg CN}^- * 0.75 \text{ L} = 61,15 \text{ mg NaCN}$

Restando:

$175.9 - 61.15 = 114,75 \text{ mg NaCN}$

Aplicando el ratio:

$$\frac{114.75 \text{ mg NaCN}}{500 \text{ g Mineral}} \times \frac{1 \text{ g}}{1000 \text{ mg}} \times \frac{1 \text{ Kg}}{1000 \text{ g}} \times \frac{1000 \text{ g}}{1 \text{ Kg}} \times \frac{1000 \text{ Kg}}{1 \text{ TM}} = \mathbf{0.229 \text{ Kg NaCN/TM Min}}$$

El consumo de cal es calculado sumando todas las adiciones de cal hechas durante la prueba:

CAL [mg]
0.080
0.000
0.102
0.000
0.000
0.000
0.000
0.123

Total 0.241 gramos de cal adicionados

Determinando el ratio Kg cal / tn mineral

$$\frac{0.241\text{g}}{500\text{ g}} \times \frac{1\text{Kg}}{1000\text{g}} \times \frac{1000\text{g}}{1\text{Kg}} \times \frac{1000\text{ Kg}}{1\text{TM}} = \mathbf{0,482\text{ Kg / TM de mineral}}$$

5.2 CIANURACION EN COLUMNAS

Este tipo de pruebas se realizan con el objetivo de determinar con mayor exactitud parámetros tales como tiempo de regado, ratio de riego, concentración de cianuro, consumos de cianuro, cal, extracciones estimadas, etc. Para ello el área de investigaciones metalúrgicas dispone de columnas para 25 Kg , 230 Kg e inclusive 25 TM de mineral.

La frecuencia con que se llevan a cabo estas pruebas depende de los requerimientos de las áreas involucradas (Geología y Lixiviación). Usualmente, se corren 60 botellas mensuales, 20 columnas de 25 Kg. por mes, y entre 3 a 5 columnas de 230 Kg. y/o 25 TM al año.



Fig. 5.3: Columnas para pruebas de cianuración (230 Kg de mineral)



Fig. 5.4: Columnas para pruebas de cianuración (25 Kg de mineral)

5.2.1 ESQUEMA DE UNA PRUEBA DE CIANURACION EN COLUMNA

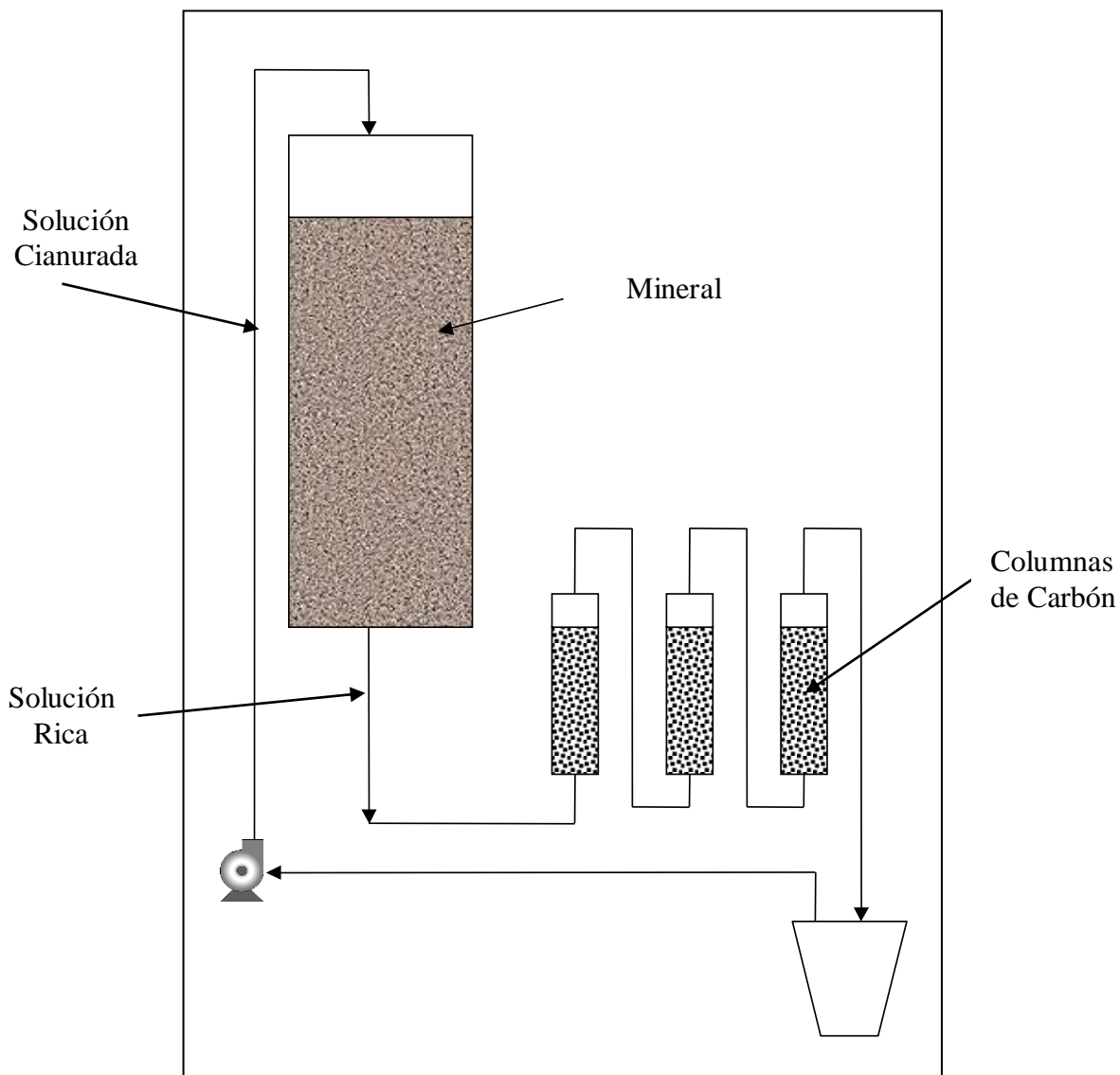


Fig. 5.5: Esquema básico de prueba de cianuración en columna

Después de realizar una prueba en botellas se realiza una prueba en columnas con mineral en un rango de granulometría más amplio (más gruesos), los resultados de una prueba se muestran a continuación (columna de 25 kg):

5.2.2 CUADRO RESUMEN DE RESULTADOS

a) CONDICIONES DE LA PRUEBA:

COLUMNA No	: 3008	
MUESTRA	: CORIMAYO COMP02-02	
DIAMETRO	: 6	Pulg
PESO MINERAL	: 25	Kg
CAL	: 6.223	g
CN-	: 50	ppm
PESO BALDE	: 384.00	g
Inicio de prueba	: 3-May	
Fin de prueba	:	
pH mineral	: 7.64	
FLUJO	: 3.1	ml/min

Tabla 5.3: Condiciones de prueba de cianuración en columna

b) RESULTADOS INICIALES:

ENSAYO CABEZA

MALLA	PESO HUMEDO(Kg)	DISTRIB. PESO (%)	Au		
			LEY (g/Tn)	TOTAL (mg)	DISTRIB. (%)
-1"	14.07	56.26	2.942	41.394	52.6
-1/2"	4.87	19.47	3.117	15.180	19.3
-1/4"	3.28	13.11	3.165	10.381	13.2
-m8	2.79	11.16	4.182	11.668	14.8
TOTAL	25.01	100.00	3.144	78.623	100.0

Tabla 5.4: Ensayo de Cabeza en prueba de cianuración en columna

c) RESULTADOS FINALES:

ENSAYO COLAS

MALLA	PESO HUMEDO(Kg)	DISTRIB. PESO (%)	Au			
			LEY (g/Tn)	TOTAL (mg)	DISTRIB. (%)	EXTRACC. (%)
-1"	13.302	53.40	0.752	10.003	12.7	74.4
-1/2"	5.207	20.90	0.829	4.317	5.5	73.4
-1/4"	2.868	11.51	0.872	2.501	3.2	72.4
-m8	3.533	14.18	1.006	3.554	4.5	75.9
TOTAL	24.910	100.00	0.818	20.375	25.9	74.0

Tabla 5.5: Ensayo de Colas en prueba de cianuración en columna

5.2.4 CURVAS DE EXTRACCION OBTENIDAS

a) Curva de % Extracción vs Tiempo (días)

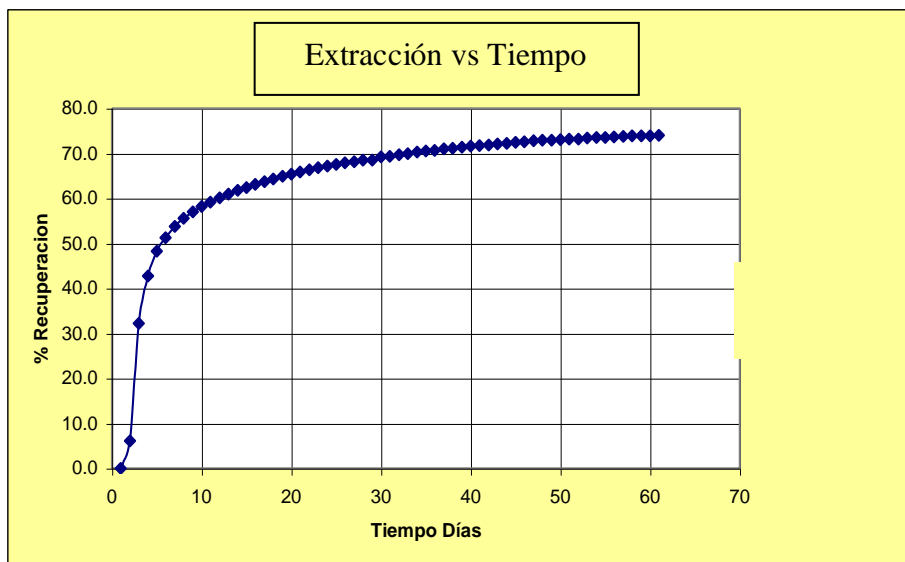


Fig. 5.6: Curva de % Extracción vs Tiempo (días)

b) Curva de % Extracción vs Ratio Líquido/Sólido

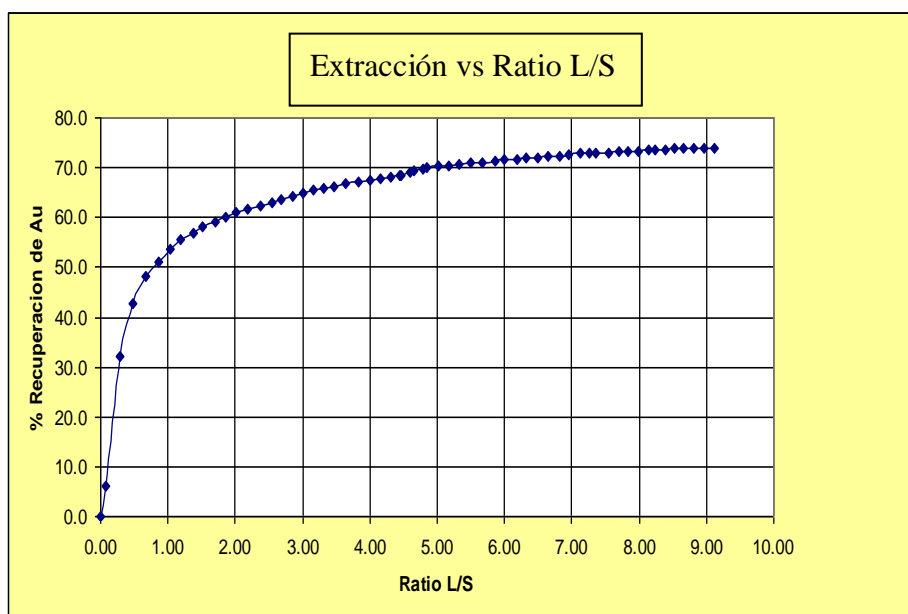


Fig. 5.7: Curva de % Extracción vs Ratio L/S

c) Curva de % de Extracción de Au Vs Ratio L/Au

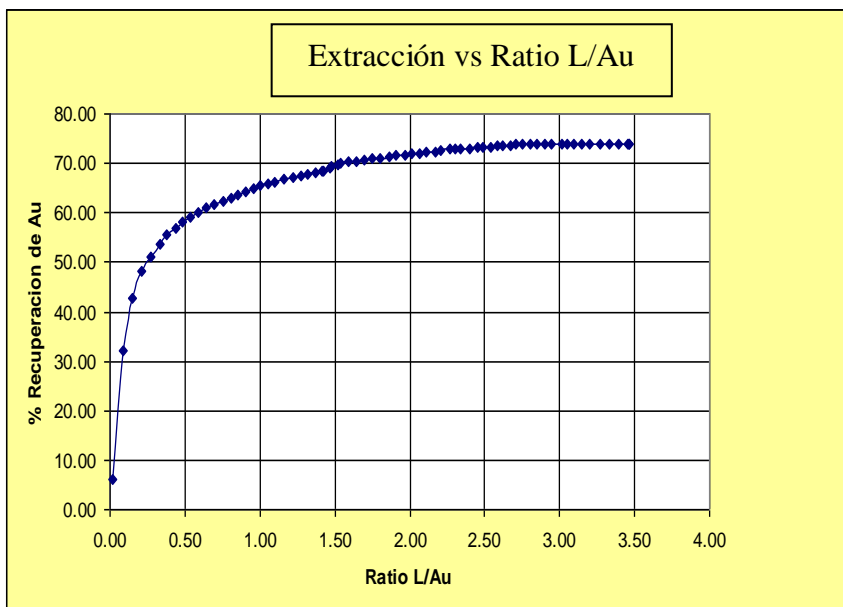


Fig. 5.8: Curva de % de Extracción de Au Vs Ratio L/Au

Análisis de Curvas de Extracción

Las pruebas de columna a nivel laboratorio permiten tener estimaciones más exactas y precisas en relación a las extracciones y consumos que puede tener un determinado mineral. Usualmente los datos más relevantes referidos a extracción y que son luego escalados a nivel de campo son las curvas:

- Extracción (%) vs. Tiempo de lixiviación (días)
- Extracción (%) vs. Ratio Líquido/Sólido
- Extracción (%) vs. Ratio Líquido/Oro

Donde dichas curvas son la caracterización del mineral respecto a la extracción obtenidas de una misma prueba de cianuración en columna, pero asociando

parámetros distintos en el eje de las abscisas. El empleo de una u otra de estas curvas para el análisis respectivo dependerá de los objetivos o fines perseguidos.

a) Curva Extracción vs. Tiempo

Permite estimar el tiempo al cual se puede obtener una extracción determinada y la máxima extracción que se alcanza en un cierto número de días bajo un ratio de riego dado, pero no considera la cantidad de solución que ha pasado a través de la columna ni la cantidad de oro que tiene dicha solución.

b) Curva extracción vs. Ratio L/S

El ratio L/S viene dado por la cantidad de solución que pasa a través de un cierto peso de mineral, independiente del tiempo. La curva permite estimar el flujo de solución que se requiere para una cierta cantidad de mineral con el fin de lograr una determinada extracción.

c) Curva extracción vs. Ratio L/Au

El ratio L/Au viene dado por la cantidad de solución ingresada con respecto a la cantidad de oro presente en el mineral. Bajo dicha consideración podemos estimar la extracción independiente de la ganga mineral que acompaña al oro.

CAPITULO VI

CALCULOS EN LA LIXIVIACION EN PILAS

6.1 MEDICION DEL RATIO DE RIEGO

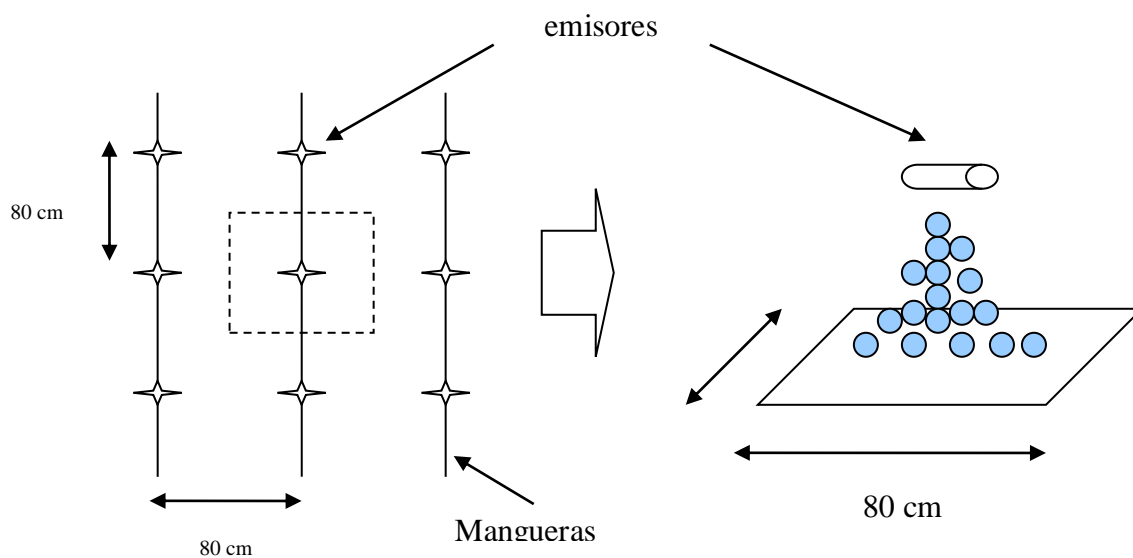


Fig. 6.1: Esquema del área de riego de cada emisor

Para determinar el ratio de regadío ($L/h\text{-m}^2$) necesitamos medir con una probeta graduada el flujo promedio en los emisores en ml/s y proceder luego a transformar las unidades, considerando la distancia entre mangueras y entre emisores para obtener el área de riego de cada emisor.

Ejemplo: Se midió en una celda el flujo de un emisor con una probeta y se obtiene que llegó a 100 ml. en 56 segundos. Determinamos el ratio de regado:

Convirtiendo los ml/s en L/h tenemos:

$$\frac{100 \cancel{\text{ml}}}{56 \cancel{\text{s}}} \times \frac{1 \text{ L}}{1000 \cancel{\text{ml}}} \times \frac{3600 \cancel{\text{s}}}{1 \text{ h}} = 6,428 \text{ L/h}$$

Calculando el área de riego del emisor:

$$\text{Area} = 0,8\text{m} \times 0,8\text{m} = \mathbf{0,64 \text{ m}^2}$$

Tendremos:

$$\frac{6,428 \text{ litro}}{\text{Hora}} = \mathbf{10 \text{ L/h-m}^2}$$

Hora-0,64m²

FACTOR DE CONVERSION

Si deseamos obtener cálculos rápidos debemos de utilizar factores de conversiones eliminando las constantes:

$$V \text{ (MUESTRA)} = 100 \text{ ml}$$

$$\text{AREA} = 0.64 \text{ m}^2$$

Donde, sólo t (s) es variable:

$$\frac{100 \cancel{\text{ml}}}{X \cancel{\text{s}} (0.64\text{m}^2)} \times \frac{1 \text{ L}}{1000 \cancel{\text{ml}}} \times \frac{3600 \cancel{\text{s}}}{1 \text{ hora}} = \frac{562.5 \text{ L}}{X \text{ h- m}^2}$$

Entonces solo tendríamos que dividir el factor 562.5 entre el tiempo en segundos y obtendríamos el ratio de regadío

Ejemplo:

Si medimos con una probeta graduada el flujo y determinamos que se demora 37 segundos en llenar 100 ml ¿ Cual es el Ratio de regadío?

Utilizando el factor:

$$562,4 / 37 = \mathbf{15,2 \text{ L/h-m}^2}$$

OTROS EJEMPLOS DE CÁLCULO:

1. Calculamos los ratios de Regadío de las siguientes celdas, si se tiene los siguientes datos de operación: (distancia entre emisores y mangueras es 0.8 m)

$$\text{Celda 01} = 50\ 000 \text{ m}^2 \quad \text{Flujo: } 500 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{Celda 02} = 35\ 000 \text{ m}^2 \quad \text{Flujo: } 80 \text{ ml}/30 \text{ s}$$

Solución

Colocando: Volumen / área-hora (para llegar a lt/h-m²)

$$\text{Celda 01 : } \frac{500 \text{ m}^3}{50000 \text{ m}^2 \cdot \text{h}} \times \frac{1000 \text{ L}}{1 \text{ m}^3} = \mathbf{10 \text{ L /h-m}^2}$$

$$\text{Celda 02 : } \frac{80 \text{ ml}}{30 \text{ s} \times 0.64 \text{ m}^2} \times \frac{1 \text{ L}}{1000 \text{ ml}} \times \frac{3600 \text{ s}}{1 \text{ h}} = \mathbf{15 \text{ L /h-m}^2}$$

2. Si tenemos tres celdas con los siguientes parámetros:

Celda 01: 10 000 m² y ratio de regadío de 15 L/h-m²

Celda 02 : 8 500 m² y ratio de regadío de 12 L/h-m²

Celda 03: 5 000 m² y ratio de regadío de 5 L/h-m²

¿Cual es el flujo necesario que se debe derivar (m³/h) para poder regar esas celdas, con dichos ratios?

$$\text{Celda 01 : } \frac{15 \text{ L}}{\text{h} - \text{m}^2} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ L}} \times 10\,000 \text{ m}^2 = \mathbf{150 \text{ m}^3/\text{h}}$$

$$\text{Celda 02 : } \frac{12 \text{ L}}{\text{h} - \text{m}^2} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ L}} \times 8\,500 \text{ m}^2 = \mathbf{102 \text{ m}^3/\text{h}}$$

$$\text{Celda 03 : } \frac{5 \text{ L}}{\text{h} - \text{m}^2} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ L}} \times 5\,000 \text{ m}^2 = \mathbf{25 \text{ m}^3/\text{h}}$$

Sumando los flujos de las tres celdas para obtener el flujo requerido total a derivar:

$$150 + 102 + 25 = \mathbf{277 \text{ m}^3/\text{h}}$$

Estos cálculos sencillos permiten determinar requerimientos de flujos y derivaciones para alcanzar los ratios requeridos y también comparar con los ratios y determinar así el % de taponamiento.

6.2 DETERMINACION DEL % DE TAPONAMIENTO

El taponamiento viene determinado por la cantidad de emisores que se obstruyen y dejan de descargar flujo. Semanalmente se efectúan monitoreos de la cantidad de emisores obstruidos en el caso de no poder contrastar el flujo de solución ingresado a la celda con el flujo teórico requerido. Estos datos permiten determinar el % de taponamiento. Usualmente el % oscila entre 5% y 7%. Valores superiores obligan a tomar medidas correctivas de inmediato.

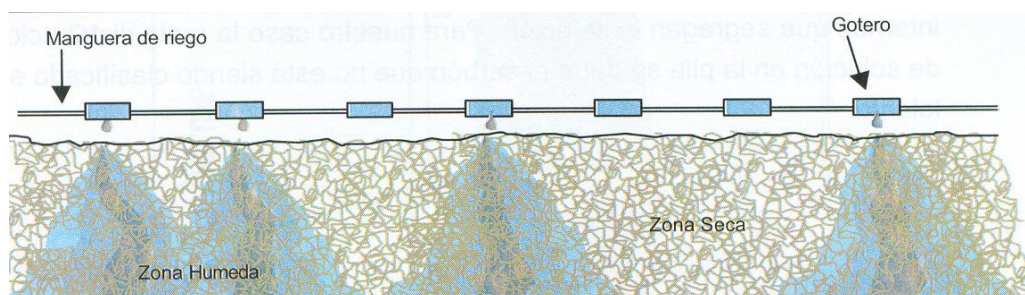


Fig. 6.2: Zonas “secas” de mineral producidas por taponamiento de emisores

EJEMPLO: Se midió los ratios de un sistema de 03 celdas con los resultados:

Celda 01: 10000 m² y ratio de regadío de 15 L/h-m²

Celda 02: 8500 m² y ratio de regadío de 12 L/h-m²

Celda 03: 5000 m² y ratio de regadío de 5 L/h-m²

Pero el flujómetro de la bomba de solución que está regando ese sistema marca solo 258 m³/h ¿Cuál sería el % de taponamiento?

Solución

Según el problema anterior el flujo requerido para alcanzar esos ratios es 277 m³/h.

El % de taponamiento seria:

$$\% \text{ Taponamiento} = \frac{\text{Flujo Requerido} - \text{Flujo Medido}}{\text{Flujo Requerido}} \times 100$$

$$\% \text{ Taponamiento} = \frac{277 \text{ m}^3/\text{h} - 258 \text{ m}^3/\text{h}}{277 \text{ m}^3/\text{h}} \times 100 = 6.9$$

Es necesario identificar el % de taponamiento de cada celda para realizar un buen balance. Las zonas más antiguas son las que generalmente tienen mayor taponamiento que las más nuevas.

6.3 MUESTREO REPRESENTATIVO DE RATIOS

Es importante determinar un sistema de muestreo ya que no es posible medir todos los emisores y sacar un promedio de toda la población para lo cual es necesario sacar una muestra representativa.

Según los estudios, la caída de presión (entre emisores y por ende una variación de flujo), es mas significativa en la distancia (de los emisores) de la manguera que en la distancia de la tubería matriz es decir dos emisores en una misma manguera puede variar su flujo en la distancia que estén separados, y emisores en distintas mangueras pero en una misma posición o altura es menos significativo la variación de flujo.

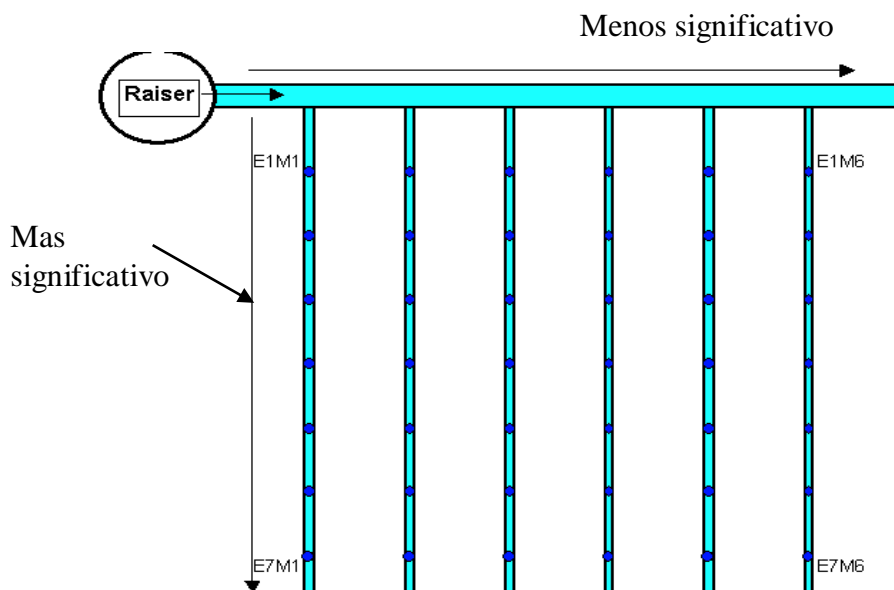


Fig. 6.3: Esquema de muestreo representativo de ratios

Por lo tanto los emisores E1M1 y E1M6; (ó E7M1 y E7M6) deben de tener un ratio cuya diferencia no es significativa, pero los emisores E1M1 y E7M1(ó E1M6 Y E7M6) si pueden tener una diferencia significativa si tienen una distancia grande entre ellos.

Los emisores centrales del sistema son los que representan el promedio de todos los emisores, lo cual es lógico, sin necesidad de realizar un muestreo y realizando una caídas de ratio de forma secuencial podemos sacar un promedio y se puede determinar que la zona central es la representativa, para lo cual un muestreo de la zona central deben de tener un ratio parecido (sacar un promedio de emisores

centrales) mas no entre emisores distantes. Del sistema anterior se realiza el promedio de los siguientes ratios:

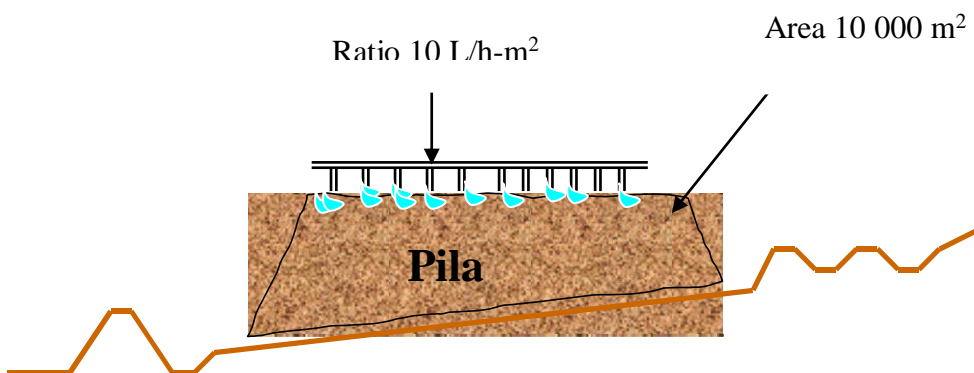
15	15.0	15.0	14.9	14.9	14.9
14.9	14.9	14.9	14.9	14.8	14.8
14.8	14.8	14.8	14.8	14.7	14.7
14.7	14.7	14.7	14.7	14.7	14.6
14.6	14.6	14.6	14.6	14.6	14.5
14.6	14.5	14.5	14.5	14.5	14.5
14.5	14.4	14.4	14.4	14.4	14.4

Prom 14.7

Tabla 6.1: Muestreo Representativo de ratios de riego de una celda

6.4 BALANCE DE ORO EN UNA PILA ELEMENTAL

En un sistema elemental, el balance de oro en una celda que se muestra a continuación sería:



EJEMPLO: Geología nos entrega una celda con 264 000 TM (con una ley de 1,5 g/TM) y con un área para regadío de 10 000 m². La solución de regado tiene una ley

de 0,2 ppm . ¿Determinar la recuperación de oro de un día de extracción si la ley de salida promedio es 1,8 ppm y el flujo de descarga medido es 98 m³/h?

1. Cálculo de Au colocado en la celda:

$$264\ 000\ \text{TM} \times 1,5\ \text{g/TM} = 396\ 000\ \text{g} \times 1\text{Kg}/1000\text{g} = \mathbf{396\ \text{Kg de Au}}$$

2.- Cálculo de Au que ingresa en el barren:

$$\text{Au ingreso} = \text{Flujo} \times \text{ley de Au}$$

Tomando el ratio de regadio 10 L/h-m²

$$\text{Flujo} = \frac{10\ \text{L}}{\text{h-m}^2} \times 10\ 000\text{m}^2 \times \frac{1\text{m}^3}{1000\ \text{L}} = 100\ \text{m}^3/\text{h}$$

$$\text{Au ingresado} = \frac{100\ \text{m}^3}{\text{h}} \times \frac{0,2\ \text{g}}{\text{m}^3} \times \frac{24\ \text{h}}{1\ \text{día}} = \mathbf{480\ \text{g} = 0,48\ \text{Kg de Au}}$$

3.- Cálculo de Au en la descarga:

$$\text{Au Salida} = \frac{98\ \text{m}^3}{\text{h}} \times \frac{1,8\ \text{g}}{\text{m}^3} \times \frac{24\ \text{h}}{1\ \text{día}} = \mathbf{4\ 233,6\ \text{g} = 4,32\ \text{Kg de Au}}$$

4.- Cálculo de Au extraído:

$$\text{Au Extraído} = \text{Au Salida} - \text{Au ingresado} = 4,32 - 0,48 = \mathbf{3,84\ \text{kg de Au}}$$

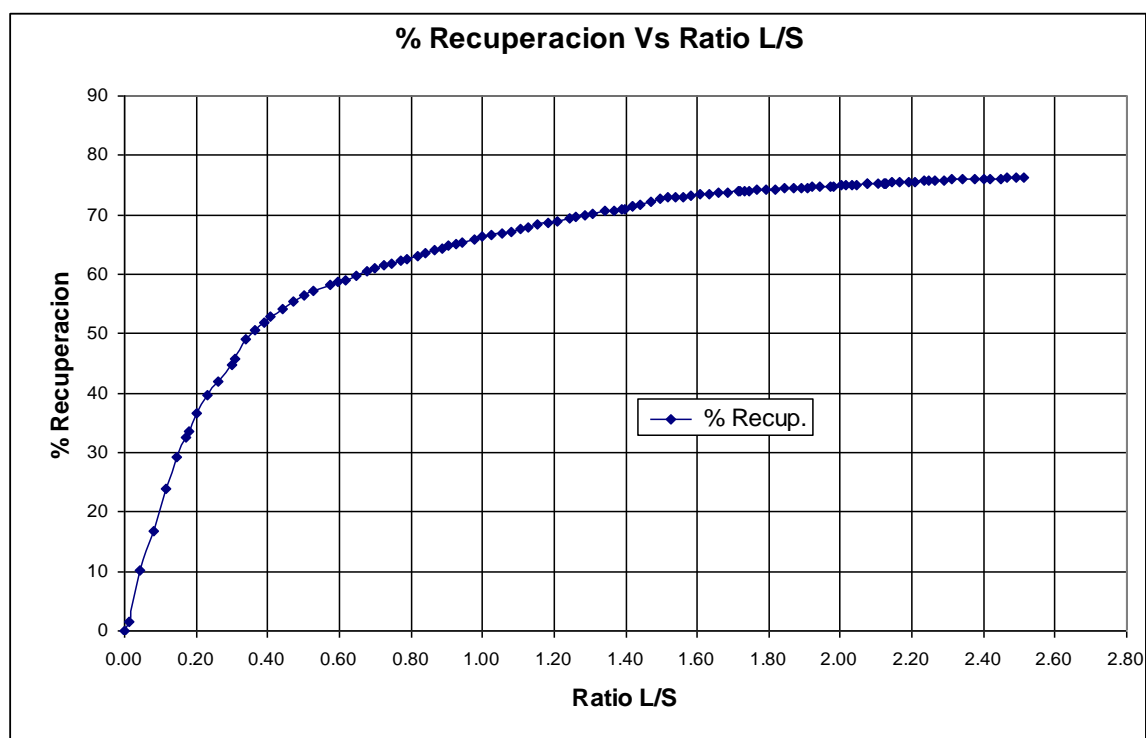
$$\% \text{ Extracción} : \frac{\text{Au extraído}}{\text{Au total}} \times 100 = 3,84/396 \times 100 = \mathbf{0,97\ \%}$$

I.- En una hoja de Excel:

Datos																				
Area :	10000	m2																		
Mineral	264000	toneladas																		
Ley Au	1.5	gr/tn																		
Au Puesto	396000	gramos																		
CELDA 01																				
DAYS	Solucion ingreso					Solucion Salida			Au Recup Kg	Ratios		% RECUP								
	Ratio 10 l/h-m2	Flujo m3/hora	Solucion acuml	A u Ley ppm	Au Kg ingres	Flujo m3/hora	A u Ley ppm	Au Kg ingres		L/S	L/Au									
1	10	100	2400	0.2	0.48	98	1.80	4.23	3.75	0.009	0.0061	0.95								
2																				
3																				

6.5 EXTRACCIONES ESTIMADAS A PARTIR DE LAS CURVAS L/S

Toando como ejemplo la curva característica para un mineral de la zona Yanacocha Sur (curva de % Extracción vs. L/S) mostrada continuación (columna de 25 toneladas):



Determinaremos las máximas extracciones que podrían tener las siguientes celdas:

Celda 01 esta en un ratio de 0,6 L/S

Celda 02 esta en un ratio de 1.0 L/S

Celda 03 esta en un ratio de 2,4 L/S

Observando la curva de extracción del mineral podemos determinar las máximas extracciones que podemos obtener, en razón a que dicha curva es obtenida a condiciones mas controladas (columna de 25 TM) a escala de laboratorio.

Celda 01 esta en un ratio de 0,6 L/S → 59 %

Celda 02 esta en un ratio de 1.0 L/S → 66 %

Celda 03 esta en un ratio de 2,4 L/S → 77 %

Luego, determinaremos los ratios L/S y las máximas extracciones en las que se hallan las siguientes celdas:

Celda N°	Mineral(TM)	Área (m²)	Ratio (lt/h-m²)	Tiempo (días)
Celda 01	234 000	10 000	15	65
Celda 02	205 000	8 500	15	30
Celda 03	263 000	12 500	12	45

Cálculo del ratio L/S diario de la celda 01:

$$\frac{15 \text{ L}}{\text{h-m}^2} \times 10\,000 \text{ m}^2 \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ L}} \times 24 \text{ h} = 3\,600 \text{ m}^3$$

$$\text{El ratio diario seria} = 3\,600 \text{ m}^3 / 234\,000 \text{ TM} = 0,0154$$

$$\text{El acumulado seria} = 0,0154 \times 65 = 1.0$$

Observando la curva de extracción estimamos una extracción de: 67 %

Cálculo del ratio L/S diario de la celda 02:

$$\frac{15 \text{ L}}{\text{h-m}^2} \times 12\,500 \text{ m}^2 \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ L}} \times 24 \text{ h} = 3\,060 \text{ m}^3$$

El ratio diario seria = $3\,060 \text{ m}^3 / 205\,000 \text{ TM} = 0,015$

El acumulado seria = $0,015 \times 30 = 0,45$

Observando la curva de extracción se estima una extracción de: 53 %

Cálculo del ratio L/S diario de la celda 03:

$$\frac{12 \text{ L}}{\text{h-m}^2} \times 12\,500 \text{ m}^2 \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ L}} \times 24 \text{ h} = 3\,600 \text{ m}^3$$

El ratio diario seria = $3\,600 \text{ m}^3 / 263\,000 \text{ TM} = 0,014$

El acumulado seria = $0,014 \times 45 = 0,62$

La curva de extracción permite estimar una extracción de: 60 %

Otra información importante que es posible obtener de la curva de extracción generada a nivel de laboratorio se da a continuación:

Una celda se regó los 30 primeros días a un ratio de 15 L/h-m² y los 20 días siguientes con 10 L/h-m². Si queremos saber el ratio en que se encuentra esta celda utilizando la curva de % Extracción vs L/S y luego compararla con la curva característica del mineral enviada por laboratorio para saber en que zona aproximada estaremos en su extracción. Dicha celda tiene un área de 10 000 m² y han sido colocados 234 000 TM de mineral.

Cálculo del ratio L/S diario de la celda con el ratio de riego 15Lt/h-m²:

$$\frac{15 \text{ L}}{\text{h-m}^2} \times 10\,000 \text{ m}^2 \times \frac{1\text{m}^3}{1000 \text{ L}} \times 24 \text{ h} = 3\,600 \text{ m}^3$$

El ratio diario sería = 3600 m³/ 234 000 TM = 0,0154

El acumulado sería = 0,0154 x 30 = **0,462**

Cálculo del ratio L/S diario de la celda con el ratio de riego 10L/h-m²:

$$\frac{10 \text{ L}}{\text{h-m}^2} \times 10\,000 \text{ m}^2 \times \frac{1\text{m}^3}{1000 \text{ L}} \times 24 \text{ h} = 2\,400 \text{ m}^3$$

El ratio diario sería = 2400 m³/ 234 000 TM = 0,01026

El acumulado sería = 0,01026 x 20 = **0,205**

Finalmente el ratio L/S acumulado sería: 0,462 + 0,205 = 0,67

Con dicho ratio L/S observamos la curva y estimamos una extracción de: **60 %**

CONCLUSIONES GENERALES

El proceso de lixiviación en pilas o “Heap Leaching” es una tecnología que ha permitido procesar minerales auríferos de baja ley. El proyecto Yanacocha fue factible gracias a la disponibilidad de esta tecnología para ser aplicada los minerales auríferos existentes en la zona de operaciones.

Los pads empleados en Yanacocha son del tipo expansión permanente, cuya ampliación y puesta en operación se da por etapas acorde con los programas de planeamiento, carguio y procesamiento. Finalmente dichos pads serán sometidos al plan de “cierre de mina” establecido por la empresa.

Aún cuando los costos de operación de una operación de lixiviación en pilas resultan relativamente bajos, los controles sobre los riesgos asociados son sumamente

críticos. Los aspectos mineralógicos, geotécnicos, hidrológicos, metalúrgicos y ambientales juegan un rol importante durante todas las etapas de vida del proyecto.

Un sistema de estricto control de las soluciones empleadas en la cianuración conocido como Plan de Manejo de Fluidos permite garantizar una operación ambientalmente segura del proceso “Heap Leaching” realizado por Yanacocha en sus diferentes zonas de operación.

Una filosofía de mejora continúa seguida por el personal ha logrado a través de todo este tiempo mejorar la eficiencia global del proceso de lixiviación en pilas:

- Reducción de la fuerza de cianuro desde 200 ppm que fue la condición de diseño hasta los 50 ppm que hoy es el valor nominal.
- Riego de celdas con disminución progresiva de la fuerza de cianuro, iniciando con 50 ppm durante los primeros 30 días y finalizando con 30 ppm en los 30 días restantes.
- Riego de taludes para incrementar la extracción de oro de las pilas de lixiviación y reducir con ello el inventario de oro en el pad.
- Pruebas de resistividad para identificar las zonas “secas” dentro de los lifts y evaluar la homogeneidad y/o uniformidad de riego.
- Evaluación de los problemas de taponamiento de los emisores que conllevo a la instalación de equipos de filtración para retener el carbón fino en las soluciones barren y el uso de anticrustantes que contrarresten la precipitación de carbonatos.

- Determinación del flujo óptimo de regado que actualmente es de 10 L/ h-m² para evitar la formación de “pondings” y canalizaciones debido a la segregación natural de los minerales al ser apilados.
- Evaluación del método de adición de cal en las celdas de lixiviación como alcalinidad protectora requerida.

El aporte constante del área de investigaciones metalúrgicas ha permitido la implementación de muchas mejoras en el proceso de lixiviación en pilas. Las pruebas y resultados se realizan permanentemente y los resultados obtenidos son validados en campo.

La técnica del “Heap Leaching” y los procesos asociados que emplea Yanacocha le permiten lograr una producción mensual de 7.0 TM de oro en promedio, lo cual representa el 50% de la producción de oro a nivel nacional.

Una operación minera exitosa como Yanacocha requiere de una alta eficiencia en tres aspectos claves: Seguridad, Cuidado Ambiental y Responsabilidad social. Estos tres pilares son fortalecidos en base al recurso humano inteligente, el activo máspreciado que tienen las organizaciones empresariales de nuestro tiempo.

ANEXOS

TRATAMIENTO DE SOLUCIONES CIANURADAS Y DE AGUAS ACIDAS EN MINERA YANACOCCHA

Los procesos en Yanacocha operan con un balance positivo de aguas. Previo a la descarga al medio ambiente de aguas excedentes del proceso, éstas deben cumplir con los estándares de calidad de aguas establecidos. Para este fin Yanacocha tiene dentro de la operación plantas de tratamiento de aguas de exceso EWTP ubicadas en Pampa larga y Yanacocha Norte.

En estas instalaciones las aguas inicialmente son clorinadas (inyección de cloro gaseoso) para eliminar el cianuro de la solución, transformándolo a cianato. Esta etapa es seguida por la adición de hidrosulfuro de sodio (NaSH) y cloruro férrico (FeCl_3) para la precipitación de mercurio y arsénico, respectivamente. La etapa final comprende la adición de floculantes para favorecer la separación sólido-líquido, los lodos generados se derivan a los pads de lixiviación en tanto las aguas tratadas son llevadas a pozas de almacenamiento (BUFFER POND) donde se analizan por los parámetros de calidad de aguas establecidos antes de su descarga al medio ambiente.

En el 2003, una planta piloto de ósmosis inversa de $250 \text{ m}^3/\text{hora}$ fue instalada en Yanacocha Norte para el tratamiento de soluciones excedentes provenientes de la respectiva planta de procesos. El objetivo era eliminar el alto contenido de metales pesados en estas nuevas soluciones y que no eran removidos eficazmente en la planta EWTP convencional y cuyo tratamiento además resultaba bastante costoso.

El 2004, luego de los exitosos resultados de la planta piloto, se instaló una planta de ósmosis inversa de 1000 m³/hora de capacidad de tratamiento.



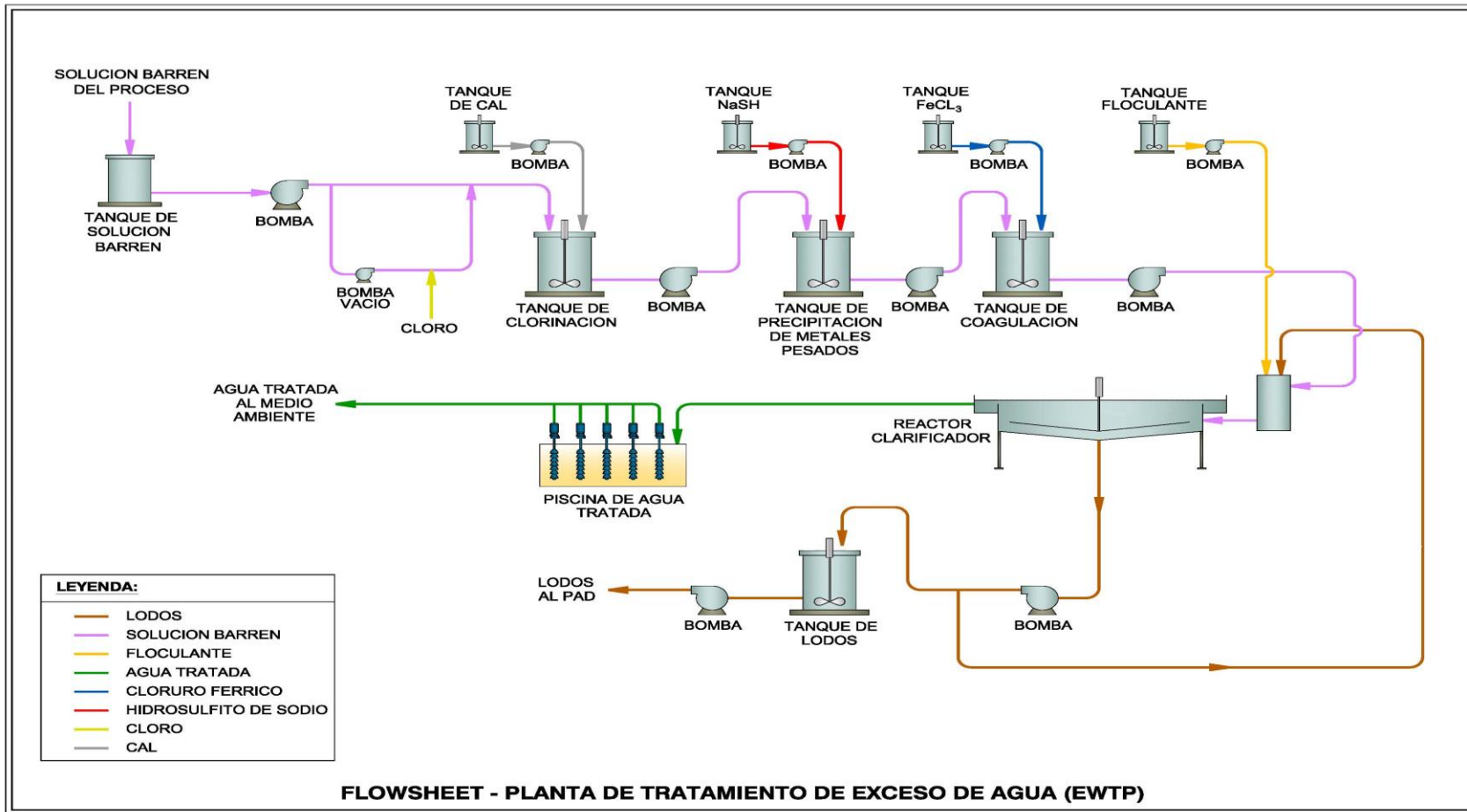
Fig. A: Vista de la planta de tratamiento EWTP - Pampa Larga

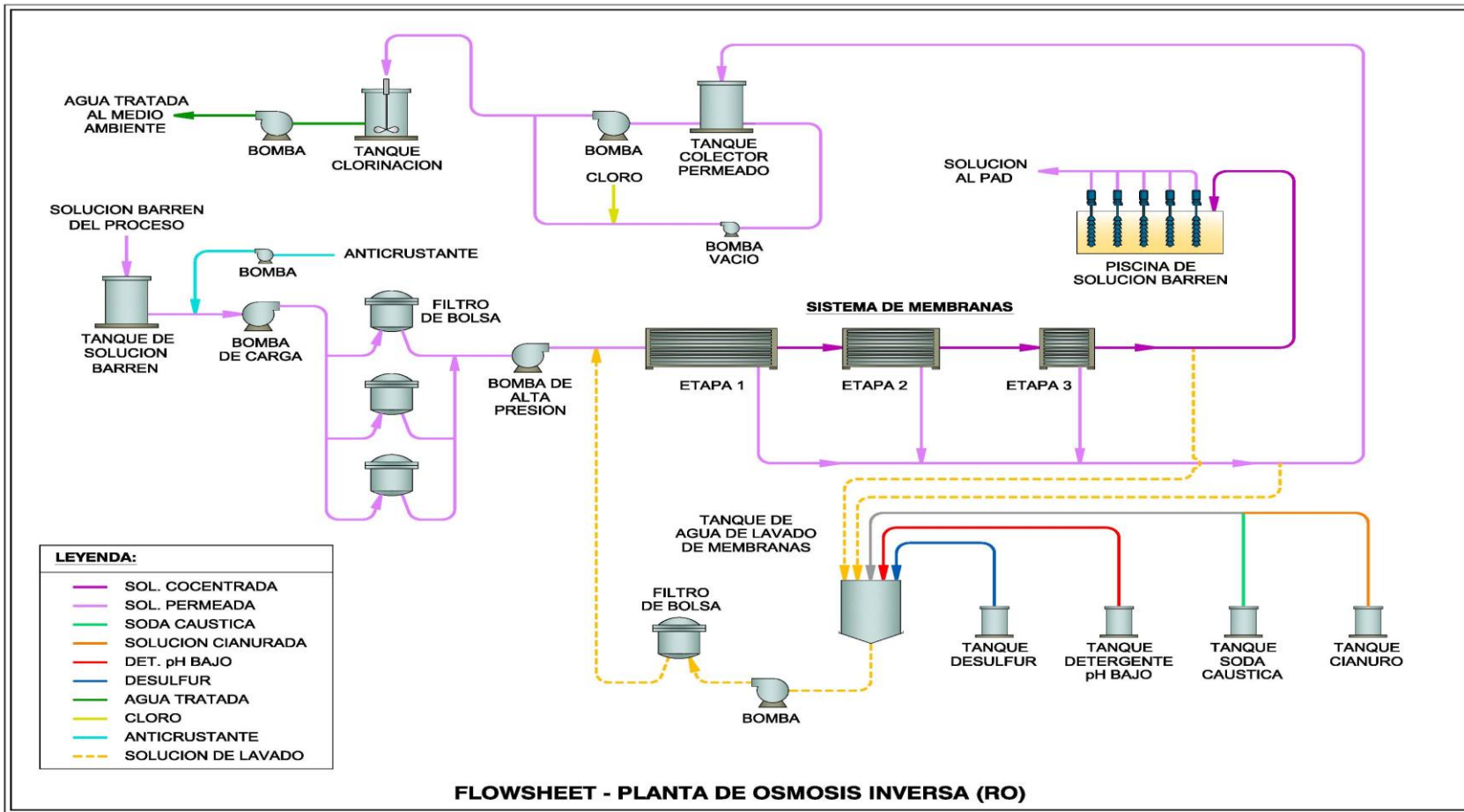
Yanacocha cuenta también con 2 plantas AWTP ubicadas en La Quinua y Yanacocha Norte para el tratamiento de aguas ácidas tanto naturales como generadas en el proceso de explotación (tajos y depósitos de desmonte). En estas plantas la neutralización de las aguas ácidas se lleva a cabo con la adición de lechada de cal. La presencia de ciertos metales pesados cuya precipitación se da a pH bastante elevado obliga a alcalinizar las aguas ácidas a un pH cercano a 11 para posteriormente y luego de la separación de los precipitados formados, reducir el pH al rango permisible de 6 a 9 con la dosificación de ácido sulfúrico. Una vez neutralizadas las aguas ácidas, son descargadas al medio ambiente a canales de riego autorizados por entidades gubernamentales, y utilizadas también para el regado de vías dentro de la

operación y la limpieza y lavado de equipos y maquinaria pesada en los talleres de mantenimiento.

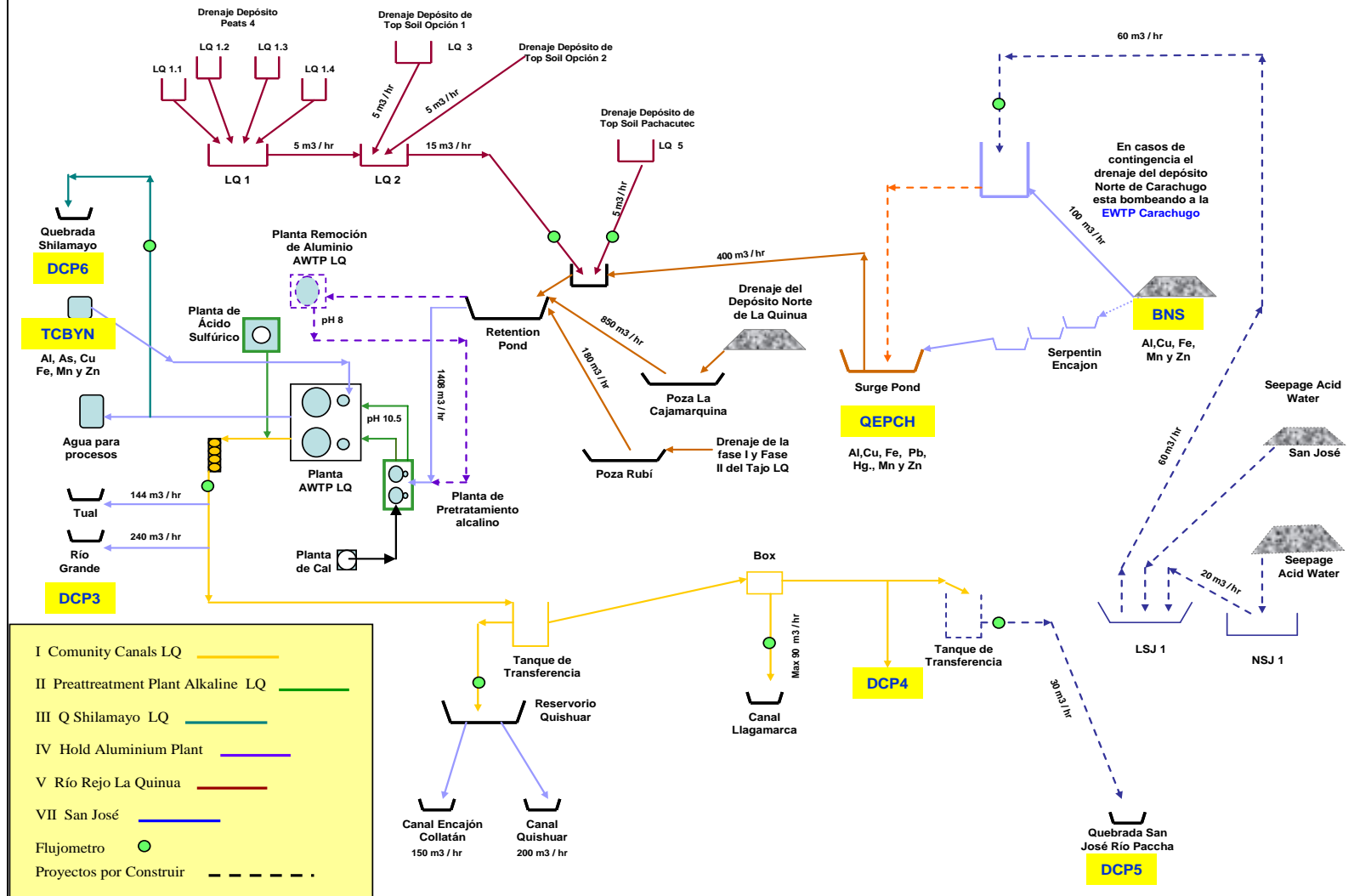


Fig. B: Vista panorámica de la planta AWTP La Quinoa





COLECCIÓN Y TRATAMIENTO DE AGUAS ACIDAS – AWTP LA QUINUA

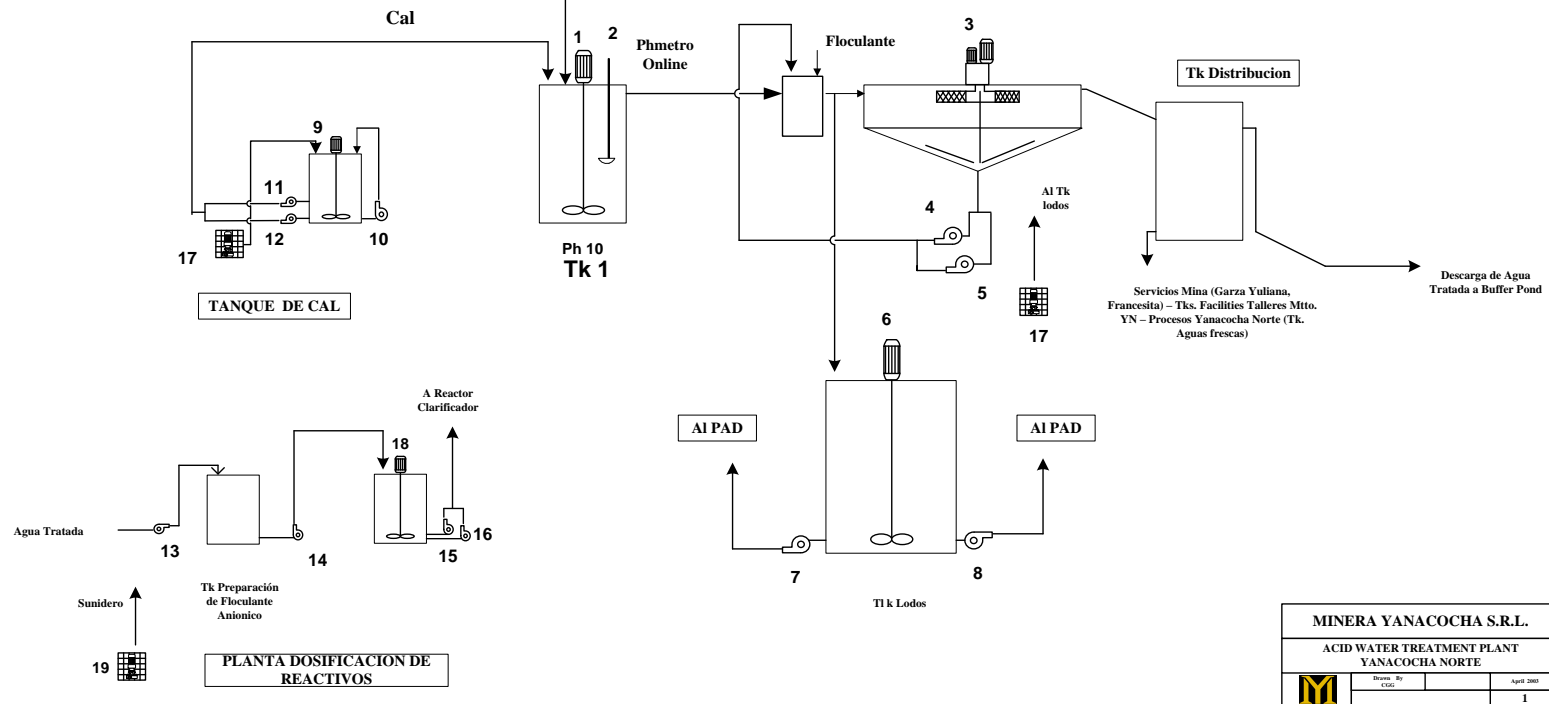




PLANTA DE TRATAMIENTO DE AGUAS ACIDAS – AWTP YN

Minera Yanacocha S.R.L.

Agua Acida Proveniente:
Tajo Yanacocha Norte, Sur y Site
Wide (YN3, YN5 Y QH1)



MINERA YANACOCOA S.R.L.		
ACID WATER TREATMENT PLANT YANACOCOA NORTE		
	Drawn By CUG	April 2003
		1

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- 1. Dirk J.A. van Zyl, Ian P.G. Hutchison, and Jean E. Kiel – SOCIETY OF MINING ENGINEERS, Inc. DENVER – COLORADO. 1988
INTRODUCTION TO EVALUATION, DESIGN AND OPERATION OF PRECIOUS METAL HEAP LEACHING PROJECTS (pg 92 – 136 y pg 152 – 200)**

- 2. John Marsden and Iain House – Published by Ellis Horwood Limited. 1992
THE CHEMISTRY OF GOLD CYANIDATION (pg. 265 – 291)**

- 3. Matthew Ian Jeffrey – Thesis for the degree of Doctor of Philosophy. 1997
A KINETIC AND ELECTROCHEMICAL STUDY OF THE DISSOLUTION OF GOLD IN AERATED CYANIDE SOLUTIONS (pg. 3-10 y pg. 14-50)**

- 4. Peter Andrew Fogen – Thesis for degree of Doctor of Philosophy. 1998
DEVELOPMENT OF AN ION CHROMATOGRAPHIC SYSTEM SUITABLE FOR MONITORING THE GOLD CYANIDATION PROCESS (Cap. 1)**

- 5. Carl J. Burkhalter, Richard H. Allison, and Brett F. Flint - KNIGHT PIESOLD LLC (Denver Colorado and Elko Nevada). 1999
PRECIOUS METALS HEAP LEACH FACILITIES DESIGN, CLOSURE AND RECLAMATION (pg 29 – 36)**

6. Jorge Menacho, Andrés Reghezza, Iván Carrera – INSTITUTO DE INGENIEROS DE MINAS DE CHILE: CURSO OPTIMIZACION INTEGRAL DE LA LIXIVIACION EN PILAS (4-6 de Octubre del 2000)

**7. M. E. Smith y J. P. Giroud. VECTOR INC. And GEOSYNTEC CONSULTANTS. Julio 2001 (Revista Latino minería)
INFLUENCIA DE LA DIRECCION EN QUE SE COLOCA EL MINERAL SOBRE LA ESTABILIDAD DE LA PILA**

**8. Virginia Sampaio Teixeira Ciminelli y Áurea D. Gomes UFMG. 2002
PRINCÍPIOS DA CIANETAÇÃO (pg. 54-70)**

**9. M. O'kane, S.L. Barbour and M.D. Haug
O'Kane Consultants Inc., University of Saskatchewan – Canada, M.D. Haug and Associates Ltd. 2003
A FRAMEWORK FOR IMPROVING THE ABILITY TO UNDERSTAND AND PREDICT THE PERFORMANCE OF HEAP LEACH PILES**

**10. Suchun Zhang – Thesis for the degree of Doctor of Philosophy. 2004
OXIDATION OF REFRACTORY GOLD CONCENTRATES AND SIMULTANEOUS DISSOLUTION OF GOLD IN AERATED ALKALINE SOLUTIONS (pg. 9 – 17)**

11. A. J. Breitenbach, M.S., P.E. AB Engineering Inc., LITTLETON, COLORADO, 2004

**ESTABILIDAD DE TALUDES DE PILAS EN CANCHAS DE LIXIVIACION
IMPERMEABILIZADAS DESDE EL DISEÑO HASTA LA OPERACION Y
CLAUSURA**

**12. U.S. Environmental Protection Agency. TECHNICAL RESOURCE
DOCUMENT: Extraction and Beneficiation of ores and Minerals. Volume 2:
Gold. August 2004 (pg 18-28)**

**13. Manrique Martínez, José Antonio – Informe Profesional para titulación.
2005**

**MANEJO DE PILAS DE LIXIVIACION DE ORO EN MINERA
YANACOCHA
S.R.L. (pg. 21-43)**

**14. Peter D. Bell, Jaime Gomez, Carlos Loayza, Rita Pinto – Paper presented at
XXVII CONVENCION MINERA. 2005
GEOLOGY OF THE GOLD DEPOSITS OF THE YANACOCHA DISTRICT,
NORTHERN PERU**

**15. Minera Yanacocha S.R.L.
PLAN DE MANEJO DE FLUIDOS: Instalaciones de Carachugo, Maqui-
Maqui, Cerro Yanacocha, La Quinua. Enero 2005**

16. Ministerio de Energía y Minas del Perú. Oficina de Asuntos Ambientales

**GUIA AMBIENTAL PARA PROYECTOS DE LIXIVIACION EN PILAS.
2005.**

17. Jack A. Caldwell – Soilvision Systems

TECHNOLOGY REVIEW: HEAP LEACH PADS. August 2006 (pg 1-28)