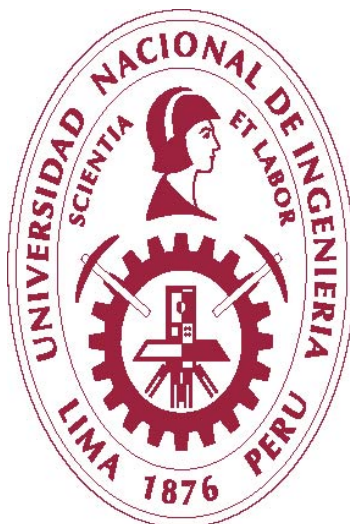


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**“RECUPERACION DE ORO Y PLATA A PARTIR DE RELAVES
EN LA COMPAÑÍA MINERA LAYTARUMA S.A.”**

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

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

**PRESENTADO POR
JUAN CARLOS CAMPOS CONDORI**

**LIMA – PERU
2011**

Agradecimiento

Son numerosas las personas a las que debo agradecer por ayudarme en el logro de mi carrera, es demasiado poco, el decir gracias, pero en el fondo de mi ser eternamente les estaré agradecido.

Para mis padres Juana y Gregorio, y en especial para mi tía Maruja, quienes me comprendieron y ayudaron en los momentos malos y menos malos. Me han enseñado a encarar las adversidades sin perder nunca la dignidad ni desfallecer en el intento. Me han dado todo lo que soy como persona, mis valores, mis principios, mi perseverancia y mi empeño, y todo ello con una gran dosis de amor y sin pedir nunca nada a cambio.

Para mi esposa Flor Angel, a ella especialmente le dedico esta Tesis. Por su paciencia, por su comprensión, por su empeño, por su fuerza, por su amor, por ser tal y como es, ... porque la quiero. Es la persona que más directamente ha sufrido las consecuencias del trabajo realizado. Realmente ella me llena por dentro para conseguir un equilibrio que me permita dar el máximo de mí. Nunca le podré estar suficientemente agradecido.

Para mi hija Solange, ella es lo mejor que nunca me ha pasado, y ha venido a este mundo para darme el último empujón para terminar el trabajo. Es sin duda mi referencia para el presente y para el futuro.

A todos ellos,

muchas gracias de todo corazón.

RESUMEN

Laytaruma tuvo un crecimiento de 9.54%, el 2010, parte de esta variación se debe al incremento de los precios de los minerales en comparación al año 2009. Minera Laytaruma es una de las empresas mineras más importantes y significativas en la región.

El objetivo es recuperar el material valioso a partir de un relave cianurado con elevado contenido de oro y plata. Para ello se tiene en consideración el tratamiento de lixiviación en vat, empleando el método de aglomeración y curado del relave. Este tiene como base el empleo de cemento y cal que son usados en la práctica como ligantes y modificadores de pH. La mezcla apropiada debe de ser determinada a partir de pruebas de laboratorio sobre la base de la resistencia y estabilidad del aglomerado.

Las condiciones de la aglomeración que reportaron los mejores índices de estabilidad y resistencia del pellet fueron 32 kg /t de cemento y 0,5 kg/t de cal para un flujo alto de irrigación del relave aglomerado. Uno de los principales factores que afectan la velocidad de disolución del oro en la cinética de la reacción de todo sistema de lixiviación se fundamenta en el transporte de masa y la química de la cianuración que se basa en el hecho de que bajo condiciones oxidantes, el oro y la plata se disuelven y acomplexan en soluciones de cianuros alcalinos.

INDICE

	Pag.
INTRODUCCION	8
CAPITULO I GENERALIDADES	
1.1 Ubicación y acceso	10
1.2 Geología	11
1.2.1 Geomorfología	11
1.2.2 Geología general	11
1.2.3 Geología local	12
1.3 Hidrología	13
1.4 Climatología	14
1.5 Ambiente socio-económico	16
1.6 Ambiente de interés humano	17
1.7 Mineralogía del mineral	17
CAPITULO II MUESTREO Y TRITURACION DE MINERAL DE ORO	
2.1 Teoría de muestreo y factores que afectan	19
2.2 Técnicas de muestreo	22
2.2.1 Divisores – Reducidores de muestras	22
2.2.2 Muestreo por lotes de mineral	26
2.3 Muestreo de minerales auríferos	27
2.3.1 Peculiaridades del muestreo de minerales y metales preciosos	27
2.3.2 Problemas asociados con la liberación del oro durante la preparación de la muestra	28
2.3.3 Pérdida del oro	28
2.3.4 Contaminación del oro	29
2.4 Preparación de muestras	30
2.5 Recepción y chancado	31
2.5.1 Chancado	32
2.6 Sección molienda y cianuración	35
2.6.1 Molienda	35
2.6.2 Cianuración	36
2.6.2.1 Proceso de cosecha de carbón cargado	37

2.6.2.2	Proceso de transferencia de carbón cargado	37
2.6.2.3	Concentración de carbón en los tanques	38
2.6.2.4	Determinación de la concentración de carbón en un tanque de lixiviación	38
2.6.2.5	Reactivación del carbón	40
2.6.2.6	Disposición de relaves	41
CAPITULO III DISOLUCION Y ADSORCION DEL ORO		
3.1	Aspectos teóricos	42
3.2	Evolución histórica de las teorías de disolución de oro y plata	47
3.3	Modelos cinéticos	48
3.4	Modelo matemático de la lixiviación del oro	52
3.5	Disolución del oro y la plata	56
3.5.1	Factores que afectan la disolución del oro y la plata	58
3.6	Especies cianicidas y consumidores de oxígeno	63
3.6.1	El zinc en la cianuración	65
3.6.2	El cobre en la cianuración	66
3.6.3	El hierro en la cianuración	67
3.6.4	El arsénico y antimonio en la cianuración	69
3.6.5	El mercurio en la cianuración	71
3.7	El concepto de refractariedad de menas auríferas	72
3.8	Pretratamientos aplicados como remediación a la refractariedad	77
3.8.1	Tostación de los minerales refractarios de oro y plata	77
3.8.2	Oxidación química	78
3.8.2.1	Ácido nítrico	78
3.8.3	Biooxidación de sulfuros	81
3.8.4	Patente cubana	84
3.9	Carbón activado	85
3.9.1	Generalidades	85
3.9.2	Mecanismo de adsorción	87
3.10	Activación de carbones	89
3.11	Clasificación de carbones activados	92
3.12	Adsorción de oro con carbón activado	93
3.12.1	Aspectos termodinámicos de la adsorción	94

3.12.2	Cinética de la adsorción	96
3.12.3	Recuperación de oro con carbón activado	97
3.12.4	Métodos de adsorción con carbón activado	99
3.12.5	Factores que afectan la adsorción de oro sobre el carbón activado	101
CAPITULO IV	RECUPERACION DE ORO Y PLATA A PARTIR DE RELAVES AURIFEROS	
4.1	Objetivo	108
4.2	Justificación	108
4.3	Estudio	109
4.3.1	Descripción de las actividades	110
4.3.1.1	Cuadrículado del área de muestreo	113
4.3.1.2	Excavación de pozas en las relaveras N°1 y N°2	114
4.3.1.3	Muestreo para análisis en laboratorio químico	115
4.3.2	Análisis mineralógico y químico de la muestra	116
4.3.2.1	Análisis mineralógico	116
4.3.2.2	Análisis químico	123
4.3.3	Alternativas estudiadas de recuperación	124
4.3.3.1	Concentración gravimétrica en mesas vibradoras	125
4.3.3.2	Concentración por flotación	126
4.3.3.3	Cianuración	127
4.4	Pruebas experimentales a nivel piloto	132
CAPITULO V	EVALUACION ECONOMICA	
5.1	Estimación de costos en el proceso	146
5.2	Análisis económico	152
	CONCLUSIONES	153
	BIBLIOGRAFIA	156

ANEXOS

Anexo 1. Mapa metalogénico del Perú: Operaciones y proyectos mineros

Anexo 2. Potencial aurífero del Perú

Anexo 3. Método Newmont para materiales con oro libre

Anexo 4. Flowsheet Minera Laytaruma S.A.

INTRODUCCION

Laytaruma, es una empresa familiar constituida con capitales peruanos, esta empresa inicia sus operaciones en el año 1990 como productor minero, para luego convertirse en una empresa procesadora y comercializadora de minerales auríferos. La minera adquiere su principal materia prima de mineros artesanales, cuenta con 6 oficinas distribuidas en Nazca, Chala, Piura, Casma, Canta y Pedregal, además de contar con otros puntos de acopio distribuidos a lo largo del territorio nacional; en el centro Cerro de Pasco, en el sur Puquio, San Andrés, Pachaconas, Secocha, y Miski; de todas estas zonas el material es trasladado a la planta de tratamiento ubicada en el FUNDO LAYTARUMA distrito de Sancos, Provincia de Lucanas, departamento de Ayacucho.

Minera Laytaruma en el año 2009 el valor de su producción fue de 2,790,001.33 Grs.f y en el año 2010 fue de 3,056,077.22 Grs.f habiendo un crecimiento de 9.54%. Minera Laytaruma a lo largo del tiempo se ha desarrollado de tal manera que al día de hoy es una de las empresas mineras más importantes y significativas en la región, sin embargo es tiempo de aprovechar la coyuntura favorable para desarrollar la empresa de tal manera que se busque no solo un crecimiento sostenido en su actividad, sino que alcance a ser una empresa competitiva con

áreas administrativas y operativas totalmente eficientes, capaces de dar respuestas inmediatas a las necesidades y requerimientos del mercado haciendo uso óptimo de sus recursos y maximizando sus utilidades.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Ubicación y acceso

Laytaruma se encuentra ubicada en el fundo denominado Laytaruma, que pertenece al distrito de Pullo, provincia de Parinacochas, departamento de Ayacucho. La Planta de beneficio se localiza en la margen sur de la quebrada Acaville, a 18 km al Este del distrito de Jaquí, el cual pertenece a la provincia de Caravelí, departamento de Arequipa.

Las obras civiles propuestas en el estudio se ubican en las coordenada 8'295,880 N, 575,060 E, y 8'295,420 N, 574,770 E del Sistema UTM, zona 18 del Esferoide Internacional, a una elevación promedio de 1,050 msnm.

Para llegar a Laytaruma se hace un recorrido por vía terrestre desde la ciudad de Lima hasta Yauca siguiendo la carretera Panamericana Sur, que se encuentra totalmente asfaltada. Luego se continúa por un desvío que conduce a la localidad de Jaquí y posteriormente a Laytaruma. Este último tramo se sigue a través de un camino afirmado. La siguiente tabla resume el recorrido de acceso a las instalaciones de Laytaruma:

Tabla N° 1.1 Distancia Lima hacia la Planta

TRAMO	Distancia (km)	Vía	Distancia desde Lima
Lima – Yauca	575	Carretera Asfaltada	575
Yauca – Jaquí	23	Carretera Afirmada	598
Jaquí – Laytaruma	18	Carretera Afirmada	616

1.2 Geología

1.2.1 Geomorfología

En general la quebrada Acaville en general es un valle típico aluvial en forma de V, con laderas muy empinadas y en general poco estables por la presencia de depósitos coluviales de poco espesor, cortadas por quebradas de fuerte pendiente.

La existencia de quebradas profundas hacen a esta zona fisiográficamente muy accidentada, reconociéndose entre ellas las siguientes quebradas: Acaville, Santa Rosa, Santa Ana, San Pedro, Del Morro, entre otras; estos relieves representan los primeros contrafuertes de la Cordillera Occidental, asociadas mayormente a afloramientos rocosos del batolito de la costa.

1.2.2 Geología general

La zona superior de la quebrada de Acaville está formada por un heterogéneo conjunto de rocas sedimentarias, metamórficas e ígneas (intrusivas y extrusivas). Las primeras están representadas por calizas, areniscas, diatomitas, alternancia de sedimentos finos con material volcánico, etc. Las segundas están conformadas por cuarcitas, mármol y gneis.

En los alrededores de Laytaruma afloran rocas ígneas intrusivas de composición graníticas que forman parte del Batolito Andino que aflora en esta parte del país y del Batolito de San Nicolás.

Desde el punto de vista tectónico, los eventos ocurridos en la zona han generado principalmente pliegues (anticlinales y sinclinales) y fallas, que han alcanzado su mayor desarrollo en el sector occidental de la zona, habiendo disturbado unidades litológicas correspondientes al Pre – Cámbrico, Paleozoico y Jurásico.

1.2.3 Geología local

En el fundo Laytaruma existen depósitos detríticos, coluviales y aluviales del cuaternario y rocas intrusivas del batolito de la costa del cretáceo superior – terciario inferior. La presencia de suelo orgánico es muy escasa. A continuación se detallan estas unidades geológicas:

a. Depósitos coluviales

Los depósitos coluviales se presentan en pequeña extensión en el borde de las laderas en contacto con las terrazas aluviales, consisten de gravas con bolonería y bloques angulosos, de tamaño máximo 0.35 m y presentan compacidad suelta con matriz fina. En el área de emplazamiento del nuevo depósito de relaves los materiales coluviales sólo se ubican en el borde superior del embalse, el cual deberá ser retirado y previo retiro de bloques y bolonería mayor puede ser utilizado como relleno común para la conformación de la presa de arranque.

b. Depósitos aluviales

Esta unidad se ubica conformando terrazas en ambos márgenes de la Quebrada Acaville y su distribución lateral se extiende en toda el área del emplazamiento del actual depósito de relaves y debajo del depósito de relaves antiguo. Está constituido por gravas arenosas con algo de finos y bolones, de color gris claro, de compacidad densa, de cantos redondeados a subredondeados, tamaño máximo

observado 35cm, ligeramente húmedos a humedad media. Las gravas se presentan sanas y son de naturaleza intrusiva.

c. Rocas intrusivas

Las rocas intrusivas en el área del emplazamiento del nuevo depósito de relaves constituyen el basamento rocoso que se encuentra por debajo de los depósitos aluviales y aflora en las laderas y en los cerros. Estas rocas son de naturaleza granítica y granodiorítica de grano grueso cristalina, sana a ligeramente meteorizada y fracturada superficialmente.

1.3 Hidrología

En algunos lugares existen ligeros afloramientos de agua en cantidades pequeñas y con presiones bajas. Para el abastecimiento de agua para la planta de cianuración, campamentos y regadío del fundo Laytaruma, se ha tenido que perforar pozos con una profundidad de 8 m desde los cuales se bombea el agua.

Para efectos del presente, es de suma importancia la calidad de agua del pozo de Laytaruma, desde donde se capta el agua para el fundo y la planta de cianuración. Asimismo es importante la calidad del agua que aflora en el fundo Jerusalén ubicado 1 km. aguas abajo de donde se ubica la planta y las canchas de relave, como un índice de la calidad del agua después del emplazamiento de la planta. Estos puntos cuya ubicación fueron los siguientes:

E1 - Pozo de agua para la planta y campamentos Laytaruma

E2 - Pozo de agua para regadío de Jerusalén

Adicionalmente se han tomado muestras dentro del proceso, con la finalidad de tener indicadores adicionales sobre el potencial contaminador de la actividad de la planta de beneficio y de la cancha de relaves. Los puntos de muestreo seleccionados y cuya ubicación, fueron los siguientes:

E3 - Poza de sedimentación de los relaves de amalgamación

E4 - Pozo de agua decantada de la cancha de relaves

Tabla N° 1.2 Resultados de los análisis de la calidad de agua- Parámetros in situ y análisis de laboratorio

<i>Parámetro</i>	<i>Unid.</i>	<i>E-1</i>	<i>E-2</i>	<i>E-3</i>	<i>E-4</i>	<i>Límite de detección</i>
Temperatura del agua	°C	23.0	25.5	25.5	27.2	
pH		6.5	6.8	8.2	7.8	
Caudal	m3/h	3.1	2.5	2.50	2.10	
Oxígeno disuelto	mg/L	5.8	6.7	< 1.0	< 1.0	1.0
DBO5	mg/L	< 4.0	< 4.0	205.5	280.5	4.0
Coliformes totales	NMP/100 mL	< 3	< 3	< 3	< 3	3
Coliformes fecales	NMP/100 mL	< 3	< 3	< 3	< 3	3
Plomo total	mg/L	< 0.03	< 0.03	0.15	0.31	0.03
Cobre total	mg/L	< 0.02	< 0.02	185.30	320.10	0.02
Hierro total	mg/L	0.84	< 0.02	8.10	12.15	0.05
Zinc total	mg/L	0.22	< 0.02	38.35	41.15	0.02
Arsénico (As)	mg/L	< 0.005	< 0.005	0.535	0.621	0.005
Manganeso (Mn)	mg/L	< 0.01	< 0.01	0.21	0.40	0.01
Cadmio (Cd)	mg/L	< 0.002	< 0.002	0.181	0.215	0.002
Cromo (Cr)	mg/L	< 0.005	< 0.005	< 0.005	< 0.005	0.005
Mercurio (Hg)	mg/L	< 0.001	< 0.001	10.21	8.62	0.001
Cianuro Wad	mg/L	< 0.007	< 0.007	62.50	48.50	0.007

1.4 Climatología

El clima es agresivo en esta zona ya que se encuentra dentro de la llamada cuenca seca del río Yauca, donde la precipitación es nula o muy pequeña incapaz de producir escorrentía.

Temperatura media

En la región sur del país, región que comprende la cuenca del río Yauca, se ha realizado un estudio regional de la temperatura media anual, en base a 23 estaciones climatológicas, hallándose la siguiente ecuación, entre la temperatura media anual y la altitud:

$$T = 24.5 - 0.0052 H$$

Siendo: T = Temperatura media anual en °C

H = Altitud en msnm

Para la zona del centro minero, ubicada a 1060 msnm, se tendrá una temperatura media anual de 19°C. A manera de comparación se indica la temperatura media en algunos lugares de clima similar como: Camaná 18.8°C, Pampa de Majes 19.2°C, Víctor 17.9°C. Las cifras guardan una similitud aceptable.

Evaporación

Idénticamente como el cálculo de la temperatura se aprovechará el resultado de un estudio regional de este parámetro.

La ecuación respectiva es:

$$E = 3062.136 - 0.385 H$$

Siendo: E = evaporación total anual en mm.

H = altitud en msnm

Para 1060 msnm se tiene en la mina 2650 mm anuales. Para descomponer a nivel mensual, se adoptará la distribución porcentual de la estación Pampa de Majes (de 2595 mm/año), estación que mide la evaporación en un tanque Class A-Pan. Los valores mensuales serán:

Tabla N° 1.3 Evaporación total mensual (mm)

Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic
201	177	194	201	201	201	201	236	243	268	278	251

Precipitación

Al estar situado el Centro Minero dentro de la cuenca seca del río Yauca, la precipitación es mínima o nula. Como referencia se tiene a la estación pluviométrica Acarí, donde la precipitación entre el período de 1965 a 1982 es cero.

Comprende los eventos máximos de precipitación también tomando la estación Acarí como referencia, se concluye que en el período 1965-82, 18 años aconteció sólo una tormenta de 15 mm. Por lo dicho anteriormente el aspecto pluviométrico no es significativo, ni en condiciones normales, ni en avenidas.

1.5 Ambiente socio-económico

El Distrito de Jaquí, ubicado en la Provincia de Caravelí, Arequipa, es el Centro Poblado Urbano más cercano a la Laytaruma, por lo que todas sus actividades de diversa índole están referidas a él. Físicamente el fundo pertenece al departamento de Ayacucho, Provincia de Parinacochas, distrito de Pullo, pero jurisdiccionalmente lo es del Departamento de Arequipa y los resultados del Censo Nacional de

Población y Vivienda de 1993, registran a Laytaruma como Centro Poblado Rural del Departamento de Arequipa.

Según el último censo la población total del fundo Laytaruma, es de 450 personas, incluido el personal de la Planta, es decir, ingenieros, personal administrativo y operarios; se registran además 120 viviendas particulares.

Dado el personal que labora en la planta no tiene familiares que vivan con ellos, no se ha requerido instalar una escuela para los hijos de los trabajadores. En cambio entre el personal si se cuenta con un doctor y una enfermera.

1.6 Ambiente de interés humano

No se conocen indicios de restos arqueológicos en la zona cercana a la Planta de Beneficio de Laytaruma. Puede anotarse sin embargo que la laguna de Parinacochas sería el área natural protegida más próxima, pero se encuentra totalmente fuera de la zona de operación.

1.7 Mineralogía del mineral

La mineralogía es sencilla, uniforme y similar a todas las vetas; predominan el cuarzo y la pirita, luego la arsenopirita, galena, esfalerita, calcopirita y oro electrum. El oro es común encontrarlo en finos cristales incluidos en las microfracturas de pirita a veces acompañado de galena y esfalerita.

La asociación mineralógica, está considerada como típica de yacimientos mesotermales y en menor proporción epitermal. El sistema hidrotermal que dió origen a las vetas, al parecer tuvo gran extensión debido a la presencia de idénticas asociaciones mineralógicas en las vetas de toda la región.

También dentro de las vetas se encuentra ópalo y arcilla, pero solamente en la zona de oxidación, siendo producto de la descomposición secundaria de la zeolita de las vetas.

Debido a la condición de aridez que ha prevalecido dentro del curso de la alteración secundaria de las vetas existe una completa oxidación de estas, visible hasta lo más profundo de las labores exploratorias que se han hecho en la zona (400 metros).

Por la misma condición de la empresa, que es la de acopiar mineral de distintos lugares del país, es por eso que se encuentra variedad de minerales de oro y plata, A continuación se hará mención de algunos de ellos:

Tabla N° 1.4 Minerales más comunes que trata la Empresa Minera Laytaruma

Metal	Mineral	Formula	% de Solubilidad
Oro	Nativo	Au	Rápidamente Soluble
	Calaverita	AuTe ₂	Rápidamente Soluble
	Silvanita	(Ag, Au)Te ₄	
Plata	Argentita	Ag ₂ S	Rápidamente Soluble
	Cerargirita	AgCl	Moderadamente soluble
	Proustita	AgAsS ₃	Moderadamente soluble
No Metálicos	Cuarzo	SiO ₂	
	Calcita	CaCO ₃	

CAPITULO II

MUESTREO Y TRITURACION DE MINERAL DE ORO

2.1 Teoría de muestreo y factores que afectan

En general en el procedimiento de muestreo es vital una adecuada muestra para poder caracterizar eficientemente la mena. Esta debe ser lo más representativa posible para extrapolar sus propiedades a todo el mineral.

Parámetros a determinar o propiedades típicas

Granulometría, dureza, humedad, gravedad específica (g.e.), forma, área superficial, composición, etc.

El muestreo puede realizarse:

- Para evaluación metalúrgica de yacimientos.
- Para balance metalúrgico.
- Para embarque de mineral.

La muestra tiene la difícil tarea de representar una cantidad muchas veces mayor, ya que un embarque de 1.000[Ton] o 50.000[Ton] debe ser representado por 1[kgr].

Entre los factores que afectan al muestreo tenemos lo siguiente:

- Gran variedad de constituyentes minerales en la mena.
- Distribución desigual de minerales en la mena.
- Presencia de distribución de tamaño de partícula (diferentes tamaños de partícula).
- Distribución de dureza de los minerales.
- Distribución de densidad de los minerales (diferentes pesos específicos).

Uno de los principales problemas que existe al analizar un grupo de varios trozos de rocas seleccionados al azar de una masa de mineral, es la obtención de diferentes resultados de análisis entre uno y otro trozo debido a una distribución no uniforme de minerales de un fragmento a otro. Estas características se llaman heterogeneidades. Se tienen 2 tipos de heterogeneidades:

a. De composición: Si se seleccionan al azar trozos de roca de una masa de mineral se tendrán variaciones de análisis entre uno y otro trozo debido a una distribución no uniforme de minerales de un fragmento a otro. Esto es lo que se denomina heterogeneidad de composición. Las variaciones entre fragmentos individuales de rocas tienden a aumentar a medida que disminuye el tamaño de las partículas (es decir aumenta el grado de reducción de tamaño del material). Esto se debe a que al disminuir el tamaño del material, más partículas minerales están liberadas, es decir, libres de ganga.

Para una muestra consistente de varias partículas de diferentes tamaños, las variaciones entre muestras tienden a disminuir a medida que aumenta el tamaño de

la muestra (se incluye más partículas en la muestra), puesto que la muestra incluye una variedad de partículas teniendo un rango de contenido mineral y tamaños.

Las variaciones entre muestras pueden reducirse al nivel que se desee tomando muestras más grandes, pero debe considerarse que un aumento en el tamaño de la muestra resulta un mayor costo para realizar el muestreo con muestras de mayor peso.

También es importante la ley de la mena. Una mena de alta ley se puede caracterizar adecuadamente con una muestra más pequeña comparada con una de baja ley a igualdad del resto de los factores.

Factor extra: Es importante la razón entre el tamaño de grano del mineral en la roca al tamaño del pedazo de roca. Si esta razón es pequeña, la muestra necesariamente será mayor que la muestra en el otro caso (si la razón es grande).

Menor tamaño de muestra: Es preciso tratar con muestras de menas de tamaño más pequeño que grandes, ya que se tendrá un mayor número de partículas en el mismo volumen de muestra.

b. De distribución: Provocada porque la distribución de fragmentos de material no es al azar sino que existe segregación. Para que la distribución sea al azar es necesario que la posición espacial de cualquier fragmento sea independiente de sus características de tamaño, forma y densidad. Este tipo de heterogeneidad debe tratar de evitarse en la práctica ya que produce un enorme aumento del error de muestreo. El mezclado que se practica al material previo al muestreo tiene por

objeto eliminar este tipo de heterogeneidad y obtener una distribución al azar de trozos de mineral. Debe quedar claro que un muestreo exacto de un material heterogéneo es imposible, siempre existirá un error asociado al muestreo, entendiéndose por error la diferencia entre el valor medido y el valor verdadero de la proporción X_j (material) en estudio.

$$\text{ERROR} = \text{VALOR MEDIDO} - \text{VALOR VERDADERO}$$

Cuando el lote de material a muestrear está mezclado uniformemente (es homogéneo), el error de muestreo se reduce a un mínimo. Este error de muestreo, que se denomina error fundamental, se puede calcular conociendo las características del material a muestrear.

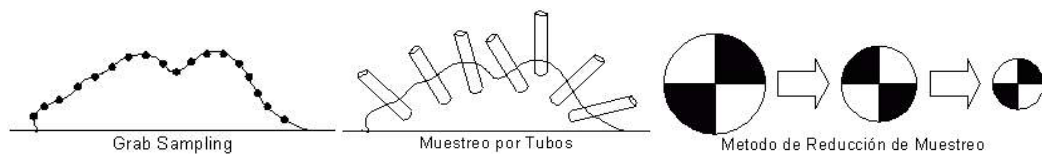


Figura N° 2.1 Técnicas de muestreo

2.2 Técnicas de muestreo

2.2.1 Divisores - Reducidores de muestras

- a. Cono y cuarteo.
- b. Cortador de riffles.
- c. Reductor de triángulos.
- d. Divisores rotatorios.

a. Cono y cuarteo: Consiste en mezclar el material para posteriormente apilarlo a la forma de un cono. Este se aplasta y se divide con una pala o espátula en forma de cruz (4 partes iguales). Se retiran 2 cuartos opuestos y los otros 2 restantes, que

forman la nueva muestra, se vuelven a mezclar y el proceso se repite varias veces hasta obtener el tamaño apropiado de muestra.

Ejemplo:

1. Con la muestra de 400 gr. se forma un cono, el que se divide en 4 partes, después de aplastarlo.

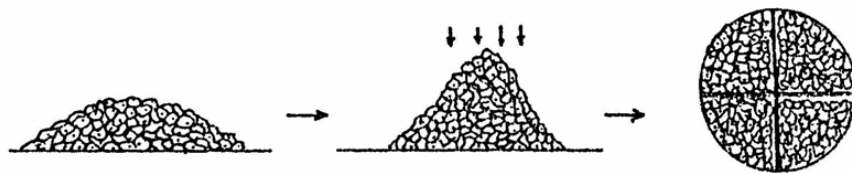


Figura N° 2.2 Técnica de cono y cuarteo

2. De las 4 partes, se descartan 2 opuestas, y las otras 2 pasan a constituir la base de la nueva muestra.

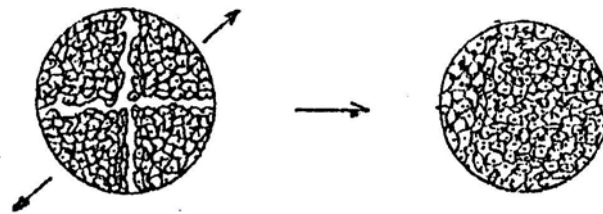


Figura N° 2.3 Secuencia intermedia de técnica de cono y cuarteo

3. Con la nueva muestra, se forma otro cono, y se repite el procedimiento hasta obtener una muestra de 53 gr. (aproximadamente).

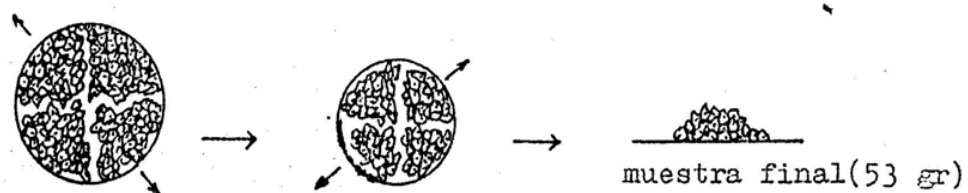


Figura N° 2.4 Secuencia final de técnica de cono y cuarteo

b. Cortador de riffles: Consiste en un recipiente en forma de V que tiene en sus costados una serie de canales o chutes que descargan alternativamente en 2 bandejas ubicadas en ambos lados del cortador. El material es vaciado en la parte superior y al pasar por el equipo se divide en 2 fracciones de aproximadamente igual tamaño.

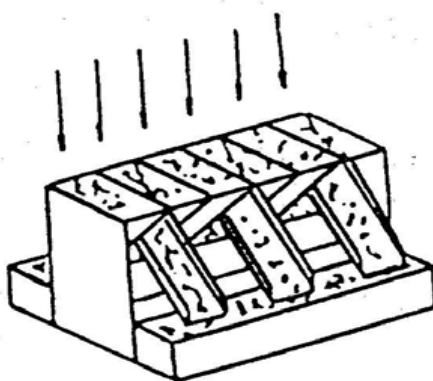


Figura N° 2.5 Cortador de riffles

Ejemplo:

1. Se distribuye la muestra de 400 gr. (homogenizada) uniformemente a lo largo del cortador; de los 2 recipientes que reciben la muestra se descarta uno de ellos.

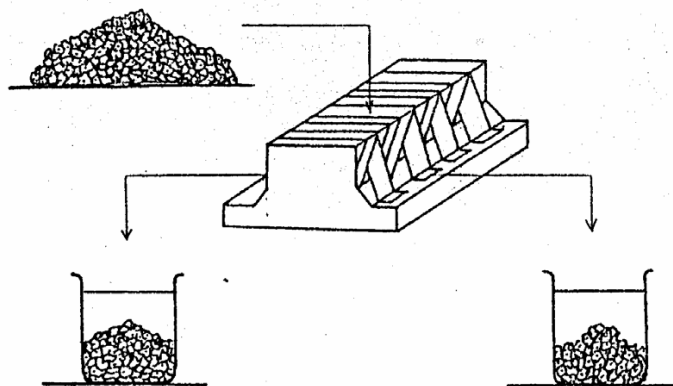


Figura N° 2.6 Secuencia inicial de muestreo

2. El contenido del recipiente que no ha sido descartado, se vuelve a verter sobre el cortador y se repite el proceso hasta obtener la muestra de tamaño deseado.

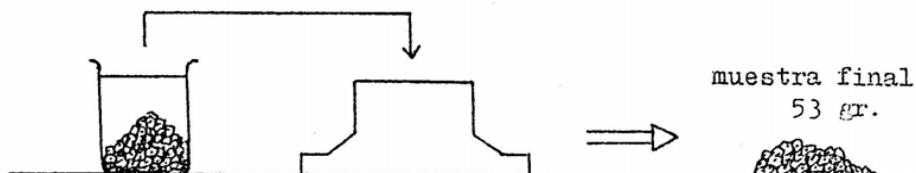


Figura N° 2.7 Muestra final

- c. **Reductor de triángulos:** Funciona en forma similar al cortador de riffles, pero la división se realiza mediante obstáculos de forma triangular ubicados sobre una superficie plana y la eliminación de las fracciones por ranuras en la superficie. Reduce la muestra a 1/16 por pasada.

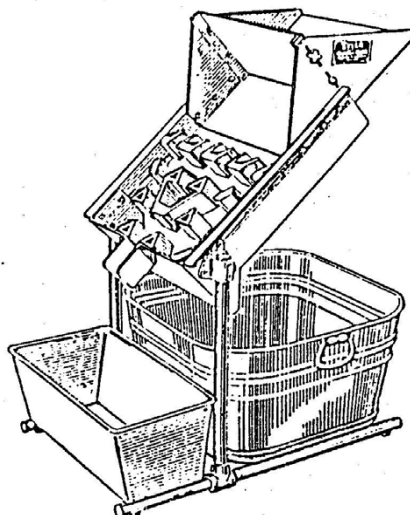


Figura N° 2.8 Muestreo por reductor de triángulos

- d. **Divisores rotatorios:** Existen varios tipos, pero su función es obtener la muestra a través de la rotación de un dispositivo mecánico.

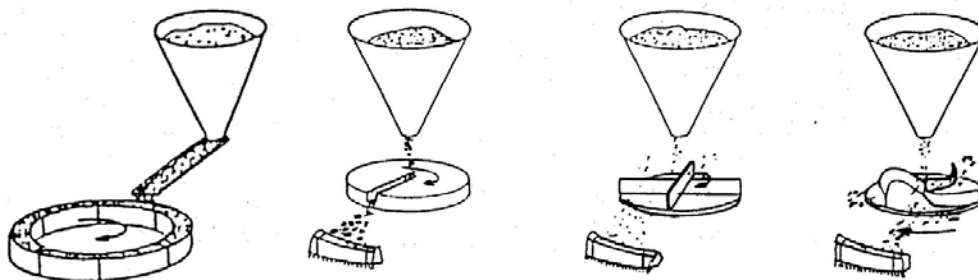


Figura N° 2.9 Muestreo por divisores rotatorios

2.2.2 Muestreo por lotes de mineral

- a. Grab sampling
- b. Muestreo con tubo
- c. Muestreo con pala

a. Grab sampling: En este método las muestras se obtienen mediante una pala u otro dispositivo, de acuerdo a un esquema fijo o aleatorio, desde la superficie del mineral, se aplica en cualquier tipo de mineral a granel, barcos, etc. Tiene poco uso debido a que tiene un gran error asociado.

Ejemplo:

1. De la muestra de 400 gr., se toman pequeñas porciones a distintas posiciones de la masa total.

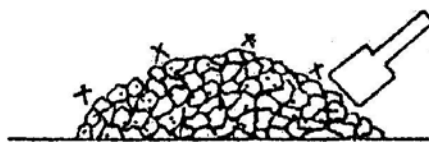


Figura N° 2.10 Método de grab sampling

2. Luego, se mezclan las fracciones para constituir la muestra final.

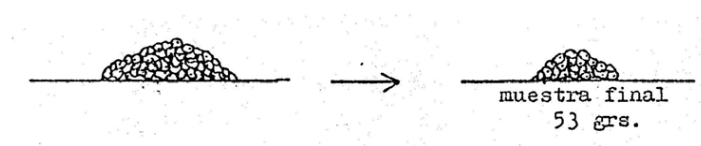


Figura N° 2.11 Obtención de muestra final

b. Muestreo con tubos: Las muestras se obtienen insertando un tubo ranurado en el material el cual es rotado para cortar y extraer una muestra. Es aplicable a materiales de granulometría fina, húmeda o seca, en pilas de almacenamiento, silos, carros de ferrocarril o camiones.

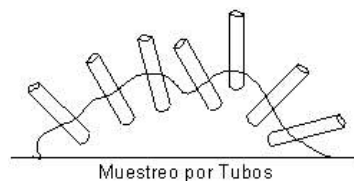


Figura N° 2.12 Muestreo por tubos

c. Muestreo con pala: Durante la transferencia manual del material, se extrae una palada a intervalos especificados (2a, 5a, 10a, 20a). El método funciona mejor para materiales de granulometría fina.

2.3 Muestreo de minerales auríferos

2.3.1 Peculiaridades del muestreo de minerales y metales preciosos

Pequeñas cantidades del material pueden costar grandes cantidades de dinero; por lo tanto los problemas de precisión y exactitud, rápidamente, llegan de ser de primerísima importancia. Este es el caso que se presenta en una primera evaluación minera, la posterior operación de una planta concentradora o la instalación de una fundición o refinería. En el caso del oro, el muestreo es tan crítico que una mala operación puede llevarnos a que 1 ppm. arriba nos lleva a perder muchos millones y 1 ppm. abajo nos lleva a despreciar un extraordinario

yacimiento. Por otra parte, los errores de agrupamiento, segregación, etc. se van acumulando resultando al fin abrumador. Además, el oro que contiene la muestra y el oro que contiene la mena que la rodea pueden tener diferentes valores. También el oro contenido en una pequeña sub muestra que irá al análisis y el oro contenido en la muestra completa pueden ser muy diferentes.

Por otra parte las charpas o pepas de oro no se pueden moler por su maleabilidad y baja dureza y se untan o incrustan fácilmente cubriendo los equipos de muestreo y preparación de muestras. Todos estos problemas se amplían a medida que la ley de oro disminuye, el depósito tiende a ser más marginal y la distribución del oro llega a ser muy errática.

2.3.2 Problemas asociados con la liberación del oro durante la preparación de la muestra

Debido a que las partículas de oro libre tienen una densidad muy alta (v.g. dos veces la densidad de la galena o seis veces la densidad de una ganga ordinaria), el peligro de segregación es extremadamente alta. Cualquier manipuleo genera inmediatamente la segregación. Las partículas de oro pueden perderse dentro de los ángulos y partes cerradas de los equipos de muestreo, sobre todo en los lugares de difícil acceso. Finalmente, se ha establecido que: la homogenización de un lote o una muestra que contenga oro libre o liberado es absolutamente imposible. Los errores de preparación son por lo tanto importantes o muy grandes.

2.3.3 Pérdida del oro

La pérdida del oro puede ocurrir fácilmente de varias maneras:

1. Cuando las partículas de oro libre quedan en el circuito de muestreo y preparación.
2. La pérdida del oro generada por la pulverización en un circuito cerrado con mallas de 100 o 150 μm . puede ser desastrosa tan pronto como el oro se libere. Las partículas tienden a aplanarse o laminarse cuando son pulverizados y un operador impaciente está casi siempre tentado arrojar al desmonte, el segundo o tercer corte del sobretamaño. El oro libre tiende a untarse o pegarse fácilmente en los discos de los pulverizadores, manos, morteros, etc. Este tipo de equipo no debe usarse si el oro está libre a menos que quiera uno dorar la pieza o equipo con una capa de oro de 24 kilates. La única solución satisfactoria es cara y consiste en manipular una muestra grande y cianurarla o concentrar el oro libre o cercanamente libre con mesas, jigs, u otros equipos de concentración; luego se pesará el concentrado obtenido y los relaves correspondientes separadamente; fundiéndose finalmente el total de concentrado obtenido. Calcúlese luego el contenido de oro total cuidadosamente.

2.3.4 Contaminación del oro

En un laboratorio se recibe muestras de diferentes leyes tales como cabeza, concentrados y relaves de una planta de procesamiento; de distintos cuarteadores, muestreadores, pulverizadoras, etc. Es necesario que se utilicen, hasta donde sea posible, cuartos y equipos separados para cada tipo de muestra. Si se pulveriza una muestra de alta ley después de haber pulverizados una de baja ley, es probable que no se presenten problemas, pero si la operación es a la inversa, siempre resultara un error positivo debido a la contaminación por oro.

2.4 Preparación de muestras

1. La muestra como es recibida, se seca y chanca a - m10 (Tyler).
2. Toda la muestra es mezclada y homogenizada por cuarteo (50 veces), luego reduce a aprox. 500 gr. en el cuarteador Jones.
3. Anotar el peso exacto de esta muestra mineral el cual es la muestra de ensayo.
4. Pulverizar toda la muestra de ensayo (\pm 500 gr.) en etapas en un pulverizador de anillos con suficiente capacidad para el total de la muestra (\pm 500 gr. equivalente a 250 cc).
5. Al final de la primera pulverización (1 a 2 min) tamizar la muestra a malla 80 y repetir el proceso de pulverizado y tamizado de la porción hasta que la fracción gruesa no exceda de 30 gr.
6. Limpiar la malla con una brocha de cerda fuerte. El material recuperado puede ser mezclado con la fracción gruesa.
7. Limpiar el pulverizador de anillos con una pequeña cantidad de sílice. Añadir la sílice a la fracción gruesa.
8. Anotar el peso de toda la fracción gruesa (Peso "A"). Ensayar todo el material que no paso por la malla 80 (\pm 30 gr. más la sílice que se agregó para limpieza).
9. Homogenizar los finos con un rodillo mezclando 50 veces, luego cuartear los finos en dos partes con el cuarteador Jones: Pesos "B" y "C".
10. Pesar cada una de las partes (Peso "B" y Peso "C") y de cada mitad tomar una muestra representativa y ensayar por duplicado.
11. Si una considerable diferencia se encuentra entre los ensayos "B" + "C", repetir el proceso tomando nuevamente 500 gr. de la muestra original.

12. Si el ensayo "B" y "C" son similares, se calcula la ley de la muestra como sigue:

$$\text{Peso " A " (gr.)} * " X " \frac{\text{mg Au}}{\text{gr de muestra}} = " G " \text{ mg de Au en toda la muestra A}$$

$$\text{Peso " B " (gr.)} * " Y " \frac{\text{mg Au}}{\text{gr de muestra}} = " H " \text{ mg de Au en toda la muestra B}$$

$$\text{Peso " C " (gr.)} * " Z " \frac{\text{mg Au}}{\text{gr de muestra}} = " I " \text{ mg de Au en toda la muestra C}$$

Por lo tanto, el contenido total de oro en la muestra es:

$$\text{mg de Au totales en la muestra: " G " + " H " + " I "$$

$$\therefore \text{Ley Au} = \frac{" G " + " H " + " I " (\text{mg Au})}{" A " + " B " + " C " (\text{gr de muestra})} * 32.15 = " Y " \frac{\text{oz}}{\text{TC}}$$

2.5 Recepción y chancado

Minera Laytaruma S.A. recepciona mineral y relave de distintas zonas del Perú, los cuales son traídos a nuestras instalaciones en camiones y tráileres por mineros informales en tandadas de 1 a 30TM. Posteriormente dichos vehículos son pesados y registrados por medio de una Balanza METTLER TOLEDO la cual registra un pesaje máximo de 80TM.

Los relaves son codificados y depositados en la cancha de acopio de relave en donde son homogenizados y cuarteados hasta obtener una muestra representativa la cual es derivada posteriormente a Laboratorio Químico. En cambio los minerales también siguen el mismo método y son depositados en la cancha de acopio de

mineral para posteriormente se triturados antes de obtener la muestra representativa y del mismo modo dicha muestra es derivada al Laboratorio Químico.

2.5.1 Chancado

La sección de chancado cuenta con cuatro circuitos de trituración los cuales trabajan en circuito cerrado. Para cualquiera de los circuitos el mineral en bruto es cargado en una tolva de gruesos de 25 TM de capacidad, la que además cuenta con una parrilla de una abertura promedio de 6". Los circuitos de chancado 1, 2 y 4 tienen un sistema de chancado similar, en cambio el circuito de chancado 3 es mejorado, motivo por el cual describiremos el sistema de chancado de cada uno de ellos.

Circuito de chancado 1, 2 y 4

El mineral es cargado a la tolva de gruesos por maquinaria pesada, el cual posteriormente es transportado mediante la faja N°1 hacia una chancadora de quijadas, los finos producidos por esta chancadora caen a la faja N°2, este material es conducido hacia un cedazo con aberturas cuadradas de 1/2". Todo el material con tamaño mayor a 1/2" sirve de alimentación a una chancadora cónica de cabeza corta, el producto lo recibe la faja N°3 y lo retorna a la faja N°2, de modo que se produce un circuito cerrado y por ende una carga circulante. El mineral con dimensiones menores a 1/2" constituye el producto final de la etapa de trituración el cual es depositado en la cancha de acopio de mineral para su posterior cuarteo. La faja N°2 está provista de un imán permanente con el fin de proteger a la chancadora cónica de materiales metálicos indeseables que podrían causarle algún daño o desperfecto.

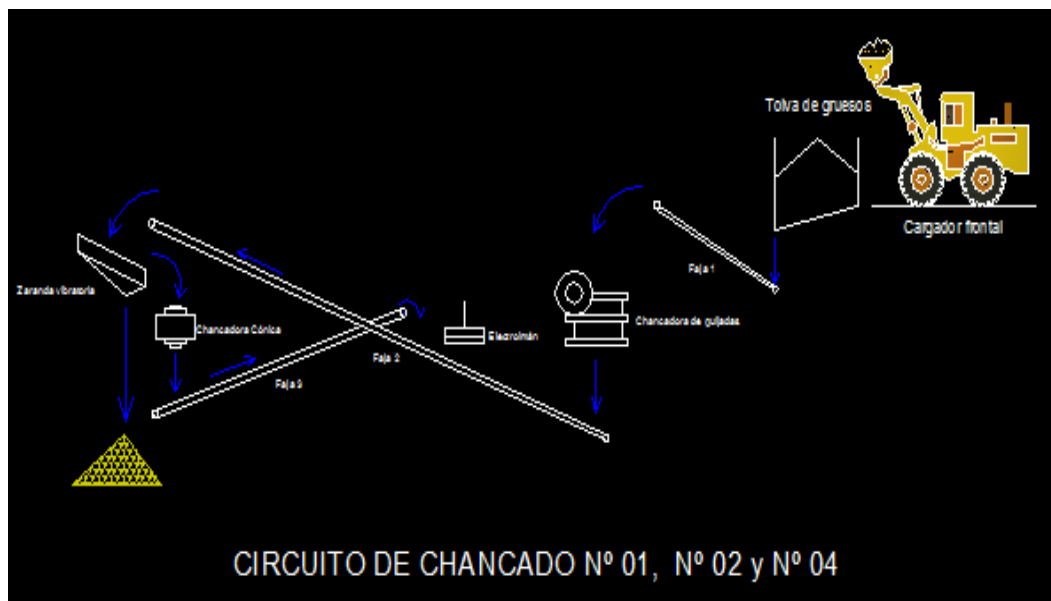


Figura N° 2.13 Circuito de chancado N°1, N°2 y N°4

Circuito de chancado 3

Este nuevo diseño se basa en evitar chancar el mineral de tamaño $-m1/2$ el cual ya es óptimo para nuestro proceso en molienda, por lo que solo ingresaría al circuito de chancado mineral de tamaño $+m1/2$. Con esto se agilizaría el tiempo en el chancado y se ahorraría energía.

En este nuevo sistema, va regir como principio fundamental la clasificación del mineral antes del chancado. El mineral es cargado de la misma manera que los circuitos anteriores, dicho mineral que es descargado de la tolva de gruesos es transportado mediante la faja N°1 hacia una zaranda vibratoria con aberturas cuadradas de $1/2''$ todo el material con tamaño mayor a $1/2''$ ingresa una chancadora de quijadas COMESA de $10'' \times 16''$, el producto de esta cae a la faja N°2 el cual lo conduce hacia una zaranda vibratoria con aberturas cuadradas de $1/2''$.

Todo el material con tamaño mayor a 1/2" sirve de alimentación a una chancadora cónica SYMONS de 2', el producto lo receptiona la faja N°3 y lo retorna a la faja N°2, de modo que se produce un circuito cerrado y por ende una carga circulante. El mineral que fue clasificado antes de ingresar a la chancadora de quijadas COMESA (tamaños menores a 1/2") es conducido por la faja N°4 como producto final del chancado. El mineral con dimensiones menores a 1/2" constituye el producto final de la etapa de trituración siendo este transportado por el cargador frontal a la cancha de acopio de mineral para posteriormente ser cuarteado, de donde dicha muestra representativa es derivada a Laboratorio Químico para sus respectivo análisis.

Hay que acotar que la faja N°2 está provista de un imán permanente con el fin de proteger a la chancadora cónica de materiales metálicos indeseables que podrían causarle algún daño o desperfecto.

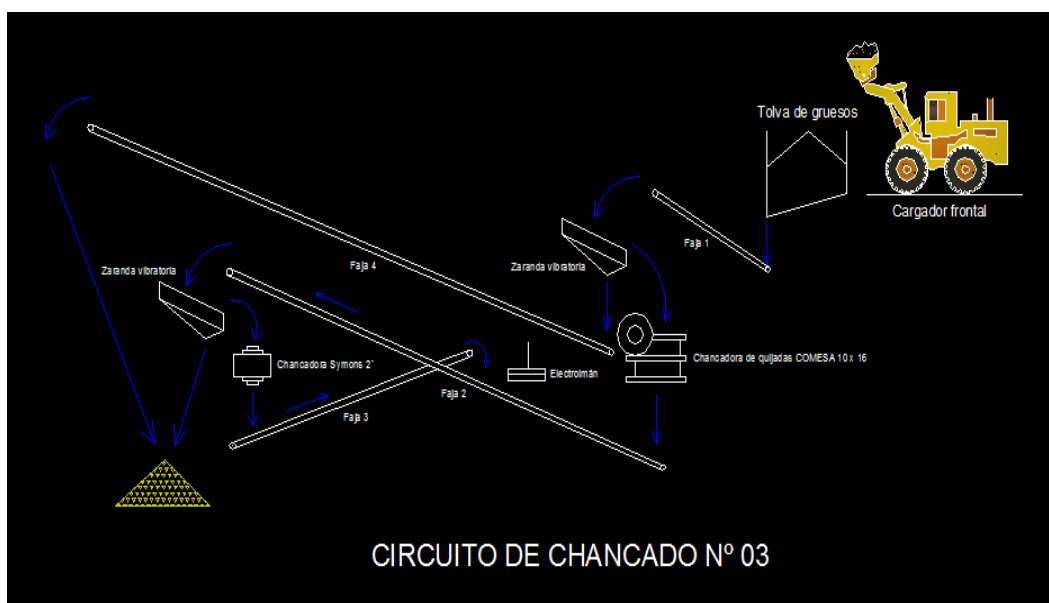


Figura N° 2.14 Circuito de chancado N°3

2.6 Sección molienda y cianuración

2.6.1 Molienda

Debido a la diversidad mineralógica que recibimos, dichos minerales son clasificados para su posterior proceso. Esta clasificación se basa en:

1. Tamaño de grano en la que se presenta el oro.
2. Consumo de cianuro del mineral.
3. Grado de moliendabilidad y disolución.

Una vez realizado el blending, dicho material es alimentado a la planta de cianuración mediante una tolva de finos de 30 TM de capacidad el cual es descargado hacia una faja transportadora que conduce el mineral a la entrada de un Molino de Bolas COMESA 6'x8' (M-1), donde además se adiciona soda cáustica, cianuro de sodio y agua con el fin de formar la pulpa e iniciar la cianuración en el interior del molino. La pulpa obtenida a la salida del M-1 sirve de alimento a un molino de bolas MAGENSA 6'x6' (M-2) que trabaja en circuito abierto cuya descarga constituye el alimento para el molino de bolas MAGENSA 6'x6' (M-3) que igualmente trabaja en circuito abierto y su descarga alimenta al molino de bolas COMESA 6'x10' (M-4) que trabaja en circuito cerrado con dos hidrociclones ESPIASA D6 cuyos gruesos retornan al molino, mientras que los finos constituyen el alimento para el nido de hidrociclones.

El nido de hidrociclones ICBA está constituido por 8 hidrociclones D3 en el cual la pulpa es clasificada y los finos son conducidos a una zaranda vibratoria de limpieza y constituyen el alimento para el circuito de lixiviación, mientras que los gruesos van a un cajón de distribución. Desde el cajón distribución, la pulpa es repartida proporcionalmente a dos molinos COMESA 5'x6' (M-5 y M-6) y a un molino 4'x8'

(M-7), cada uno de estos tres molinos trabaja en circuito cerrado con un hidrociclón ESPIASA clasificando nuevamente la pulpa cuyos gruesos retornan a los molinos y los finos son conducidos al nido de hidrociclones. Cabe señalar que cuando se procesa relave de amalgamación, la descarga de los repulpadores se reparte entre el M-4, y el cajón de distribución que alimenta a los molinos 5, 6 y 7.

Debido a la propiedad de ductilidad, las partículas gruesas de oro no se muelen y tienden a laminarse y concentrarse en el molino al igual que trazas de mercurio presentes en el relave de amalgamación que al mezclarse con las partículas de oro libre forman amalgama, es por esta razón que se colocó una trampa gravimétrica en la tubería de alimento a cada hidrociclón.

La sección cuenta con tres operadores, los cuales se encargan de mantener los parámetros de operación, chequear los equipos, limpieza de la sección y de alimentar bolas con la ayuda del reactivista.

2.6.2 Cianuración

La pulpa del overflow del nido de hidrociclones que tiene una densidad de 1390 gr/L y una molienda al 85% -malla 200, pasa por la zaranda de limpieza y constituye el alimento al circuito de cianuración; este circuito es una modificación del proceso de carbón en pulpa (CIP), consta de diecisiete tanques de agitación neumática y mecánica, dispuestos en serie y de seis agitadores verticales con agitación neumática solamente (Brown o Pachuca).

En este circuito algunos tanques son solo de lixiviación y otros son de lixiviación/adsorción simultáneamente, dispuestos en serie donde la pulpa pasa de

uno a otro por rebalse del TQ-1 al TQ-17 luego pasa al Pachuca N°1 y continua hasta el Pachuca N°6 cuyo rebalse constituye el relave final del proceso, el mismo que es depositado en una poza relavera diseñada para este fin. Por otro lado el carbón activado granulado nuevo o desorbido con regeneración química y/o térmica es agregado a los últimos tanques Pachuca (N°6, 5, 4, 3, 2 y 1) y avanza en contracorriente a la pulpa pasando por todos los tanques que lixiviación/adsorción (Pachucas 6, 5, 4, 3, 2, 1, Tanques 17, 14, 9, 12, 6, 5, 4, 3 y 2) hasta llegar cargado al Tanque 2 de donde se hace la cosecha del mismo para enviarlo a la etapa de desorción.

2.6.2.1 Proceso de cosecha de carbón cargado

La cosecha de carbón cargado se realiza cada 36 o 48 horas en una cantidad de 4 toneladas que también se realiza con la ayuda del air-lift que levanta la pulpa a una zaranda vibratoria de cosecha con malla N°20 ubicada sobre el Tanque 1 que separa la pulpa del carbón regresando la pulpa al tanque y el carbón es depositado en un tanque de almacenamiento del cual es enviado a los reactores de desorción por una bomba peristáltica BREDEL SPX-65.

2.6.2.2 Proceso de transferencia de carbón cargado

En este proceso el carbón es transferido de tanque a tanque mediante bombeo con aire (air-lift), este bombeo se realiza mediante una tubería de 3" de diámetro y que al aplicársele aire por esta, produce una fuerza centrífuga haciendo que el carbón suba a través de la tubería y se transfiera al otro tanque en sentido opuesto al de la circulación de la pulpa, este tanque cuenta con un filtro estático que tiene una malla N°20 que evita que el carbón regrese junto con la pulpa.

2.6.2.3 Concentración de carbón en los tanques

La concentración de carbón en los tanques y pachuchas es muy importante para el proceso, actualmente el peso promedio de carbón que está en el circuito es de 26,000 kg (peso seco), siendo su distribución la siguiente:

Tabla N° 2.1 Peso de carbón en los tanques

Tanque	Especificación (pies)	Función	Peso de C (kg.)
1	8 x 8	Tanque de Lixiviación	-
2	12 x 14	Tanque de Lixiviación y adsorción simultánea	3000
3	11 x 14	Tanque de Lixiviación y adsorción simultánea	3000
4	11 x 14	Tanque de Lixiviación y adsorción simultánea	3000
5	14 x 14	Tanque de Lixiviación y adsorción simultánea	3000
6	14 x 14	Tanque de Lixiviación y adsorción simultánea	3000
7	18 x 18	Tanque de Lixiviación	
8	30 x 30	Tanque de Lixiviación	
9	12 x 15	Tanque de Lixiviación y adsorción simultánea	2000
10	30 x 30	Tanque de Lixiviación	
11	30 x 30	Tanque de Lixiviación	
12	12 x 15	Tanque de Lixiviación y adsorción simultánea	2000
13	18 x 18	Tanque de Lixiviación	
14	12 x 15	Tanque de Lixiviación y adsorción simultánea	2000
15	18 x 18	Tanque de Lixiviación	
16	18 x 18	Tanque de Lixiviación	
17	14 x 14	Tanque de Lixiviación y adsorción simultánea	2000
Pachuca 1	7.5 x 12	Agitador neumático y adsorción simultánea	500
Pachuca 2	7.5 x 12	Agitador neumático y adsorción simultánea	500
Pachuca 3	7.5 x 12	Agitador neumático y adsorción simultánea	500
Pachuca 4	7.5 x 12	Agitador neumático y adsorción simultánea	500
Pachuca 5	7.5 x 12	Agitador neumático y adsorción simultánea	500
Pachuca 6	7.5 x 12	Agitador neumático y adsorción simultánea	500

2.6.2.4 Determinación de la concentración de carbón en un tanque de lixiviación

a. Cálculo del volumen del cilindro (A)

$$V_{CIL} = \pi * d_1^2 * (h_1 + h_2) = 41.85 \text{ m}^3$$

b. Cálculo del volumen del cono truncado (B)

$$V_{CON} = \frac{1}{3} * \pi * h_3 * (d_1^2 + d_2^2 + d_1 * d_2) = 5.05 \text{ m}^3$$

$$\therefore \text{Volumen total del tanque} = 46.90 \text{ m}^3$$

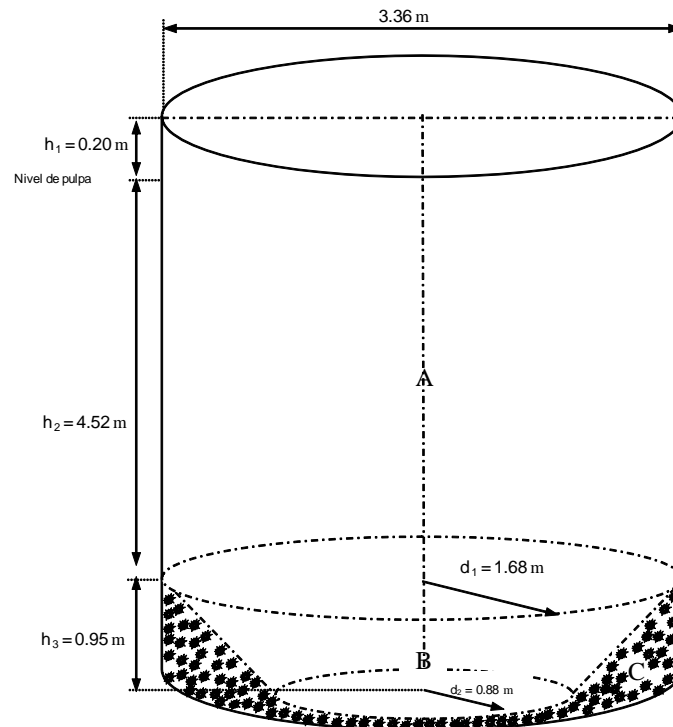


Figura N° 2.15 Tanque de Cianuración.

c. Cálculo del volumen a despreciar

Se considera una altura de 0.2m como margen de seguridad en la parte superior del tanque.

$$V_{DES} = \pi * d_1^2 * h_1 = 1.77 \text{ m}^3$$

d. Volumen efectivo del tanque

$$V_{EFE} = 45.13 \text{ m}^3$$

Consideraciones para calcular la concentración del carbón en el tanque:

- Determinar la humedad del carbón (H_C).
- Determinar el volumen de un muestreador de carbón (V_M). Este muestreador servirá para obtener una muestra de carbón del tanque de agitación.

- Lavar y pesar la muestra de carbón obtenida por el muestreador de carbón (P_C).

Por lo tanto la concentración se obtiene de la siguiente ecuación:

$$CC = \frac{(1 - H_C) * P_C * V_{EFE}}{V_M}$$

Donde:

CC : Concentración de carbón en el tanque de agitación (kg.)

H_C : % de humedad del carbón.

V_M : Volumen del muestreador (m^3).

P_C : Peso del carbón húmedo (kg.).

2.6.2.5 Reactivación del carbón

Este es uno de los factores críticos en la determinación del éxito de una planta. En la planta de cianuración se utiliza los tratamientos tanto químico como térmico con el fin de que la capacidad de adsorción del carbón desorbido sea restaurada a su capacidad original.

a. Tratamiento Químico

El carbón desorbido es cargado hacia un reactor de 4000kg (peso seco) y es lavado inicialmente con agua hasta alcanzar un pH de 7, posteriormente es reactivado el carbón con el ácido clorhídrico y finalmente es lavado nuevamente con agua hasta un pH de 7.

La función del ácido, es la de remover el calcio y la sílice desde el carbón, y si no es removido, afectará la capacidad de adsorción del carbón.

Una vez culminado este proceso, este carbón queda listo para el proceso de regeneración térmica

b. Tratamiento Térmico

La planta de cianuración cuenta con un Equipo de Regeneración Térmica de 1 tonelada de capacidad, en la cual el carbón obtenido de tratamiento químico es calentado a temperaturas que oscilan entre 500 a 600°C con el fin de eliminar alguna materia orgánica cogida por el carbón.

Posteriormente el carbón ya regenerado es tamizado para eliminar los finos y es agregado nuevamente al proceso de cianuración para extraer los valores de oro que puedan contener.

2.6.2.6 Disposición de relaves

Se cuenta con una cancha relavera revestida con geomembrana situada a una distancia de 500m. El relave final es bombeado hacia la cancha relavera mediante bombas de pulpa 5" x 4" en donde al depositarse se forman capas sucesivas que se van secando rápidamente debido a las altas temperaturas del lugar, esto también favorece a la evaporación y degradación natural del cianuro remanente presente en los relaves. El agua remanente es retornada a planta para su respectivo uso en el proceso.

CAPITULO III

ASPECTOS TEORICOS DE LA DISOLUCION Y ADSORCION DEL ORO

3.1 Aspectos teóricos

El objetivo fundamental de las plantas procesadoras de minerales auríferos es lograr extraer al máximo el metal precioso. En esta búsqueda, el tratamiento mineral exige desde la trituración y molienda fina, con el objeto de liberar las especies y partículas valiosas, hasta la extracción química, asociada a procesos difusionales y/o físico químicos.

La dureza y/o friabilidad de los depósitos minerales, la distribución del oro en el depósito y sus asociaciones minerales y los costos asociados son algunos de los parámetros determinantes en la selección de los circuitos de beneficio para un mineral aurífero.

El tamaño y el número de muestras que deben ser ensayadas permiten establecer el compromiso que existe entre los costos del muestreo mineral y la seguridad de un diseño de plantas apropiado. Geológicamente se reconoce que los depósitos no se comportan de manera similar pues cada uno de ellos presenta características propias de liberación, de asociación del oro a las diferentes especies que lo acompañan.

La figura 3.1, reúne el diagrama de operaciones asociadas generalmente a la extracción de minerales auríferos.

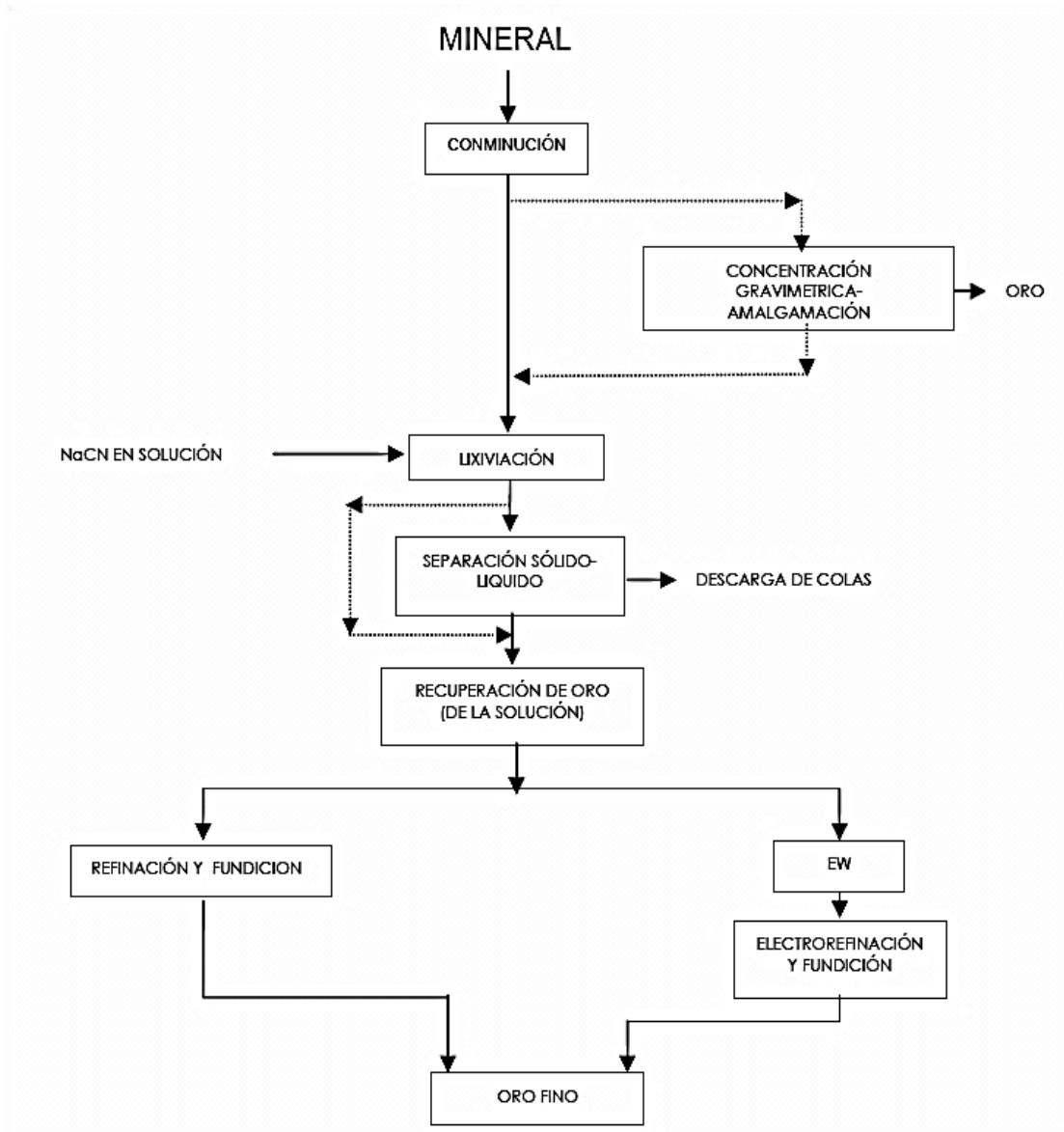


Figura N° 3.1 Diagrama típico de extracción para minerales auríferos

En este diagrama la operación de conminución involucra procesos como la trituración, la cual dependiendo de los estudios de costos y de pruebas, desarrolla un criterio de selección de trituradoras primarias, secundarias y terciarias en los procesos convencionales. La factibilidad de los estudios debe estar íntimamente asociada a las condiciones climáticas del sitio donde se ubican las plantas. El uso

de cribas entre las diferentes trituradoras permite el ahorro de energía puesto que alivia el potencial de los flujos. Una planta de trituración debe incluir las siguientes características con miras a mantener largos tiempos de producción con altas velocidades:

- Una criba entre la trituradora primaria y secundaria para aliviar los problemas debidos a partículas finas, húmedas y arcillas.
- Un sistema de protección magnético para remover las partículas metálicas de hierro.
- Pisos inclinados, trampas de aceite, etc. Para fácil limpieza.
- Colectores de partículas finas para evitar contaminaciones ambientales y pérdidas minerales.

Con miras a preparar el mineral a las etapas extractivas se lleva a cabo la molienda del mineral. La finura de molienda es dependiente del grado de liberación de las partículas de interés con las demás especies.

Los molinos de bolas operan siempre en circuito cerrado con clasificadores y/o ciclones de forma que las partículas gruesas puedan ser alimentados a los circuitos de concentración gravimétrica o, si la liberación está garantizada, directamente a las plantas de cianuración. Los siguientes parámetros de diseño son indispensables para un eficiente circuito de molienda:

- Tamaño de medios moledores.
- Recubrimientos de fácil manejo.
- Regulación automática de la velocidad de alimentación.
- Pisos Inclinados para fácil limpieza.

- Areas abiertas para fácil acceso a las bombas

A menudo es posible encontrar en un diagrama de flujo la recuperación parcial del oro por vía directa. Generalmente esto se realiza por concentración gravimétrica y en la mayoría de las plantas donde es posible representa ventajas adicionales puesto que:

- Reduce el tamaño de equipos en la etapa de lixiviación.
- Evita problemas de disolución de oro recubierto.
- Minimiza el consumo de reactivos.

El oro grueso recuperado por medios gravimétricos generalmente se trata por amalgamación y las colas de este proceso pueden ser remolidas antes de ser enviadas al circuito de lixiviación para la disolución del oro fino y de las partículas expuestas no liberadas.

La amalgamación puede recuperar la mayoría de las partículas de oro grueso rápidamente, facilitando así el tratamiento de lixiviación con cianuro. Los mecanismos para amalgamar pueden variar desde canalones hasta placas de cobre recubiertas con amalgama de plata pasando por las botellas o tanque amalgamadores. Las pérdidas de mercurio representan el principal inconveniente de este proceso puesto que es bien conocida la toxicidad de este metal. La lixiviación con cianuro de concentrados auríferos es a menudo un sistema ventajoso por su economía y por sus técnicas.

Los metales preciosos frecuentemente están asociados a minerales diversos tales como: pirita, pirrotina, minerales de arsénico (arsenopirita, rejalgar, oropimente),

estibina, galena y anglesita, minerales de cobre, minerales de telurio, materiales carbonosos, hierro disperso, cuarzo, calcita, dolomita, etc. La mayoría de estos minerales presentan problemas serios en los procesos de disolución de los metales preciosos, pues son consumidores de reactivos de las reacciones principales y/o colaterales asociadas a los fenómenos químicos y difusionales.

Se ha reportado, experimentalmente, efectos acelerantes y retardantes de algunos minerales en la lixiviación con cianuros alcalinos; así por ejemplo, se reconoce un efecto acelerante a la presencia de pequeñas cantidades de sales de Pb, Hg, Bi y Th, la rapidez de disolución en presencia de estos iones, puede deberse a la alteración del carácter superficial del oro por alearse con los metales desplazados, creando microceldas galvánicas. Por el contrario, el hidróxido de calcio representa un efecto retardante más significativo que el hidróxido de sodio; sin embargo es usado universalmente como regulador de pH de las pulpas, debido a su bajo costo. El efecto retardante de la mayoría de los compuestos minerales en el proceso de cianuración se debe al consumo de oxígeno o de cianuro. Por otro lado, Fink y Putnam demostraron que los iones del azufre inhiben la tasa de disolución.

Los principales problemas relacionados con la influencia de elementos y compuestos minerales en la cianuración se describen más adelante en la refractariedad del mineral.

En general una planta de recuperación de oro comprende los siguientes circuitos:

- Circuito de lixiviación con cianuro en medio alcalino

- Areas de separación sólido - líquido o un sistema para recuperar la solución rica
- Un área para disponer de las colas agotadas del proceso
- Sistema de despojamiento de oro de la solución rica y regeneración de la solución pobre para regresar al sistema
- Area de fundición y refinación de los metales preciosos

La recuperación del oro de las soluciones ricas puede llevarse a cabo de diferentes maneras así: recuperación con carbón activado, cementación con cinc en polvo (Proceso Merrill-Crowe), electro obtención, resinas de intercambio, etc.

3.2 Evolución histórica de las teorías de disolución de oro y plata

Desde los comienzos y desarrollos de los procesos hidrometalúrgicos, grandes investigadores se han atrevido a formular diferentes teorías, para explicar el mecanismo de reacción de la disolución de los metales preciosos en soluciones acuosas de cianuro, en la tabla 3.1, se resumen algunas de estas teorías.

Tabla N° 3.1 Teorías de la disolución de oro en soluciones acuosas de cianuro

Año	Autor	Nombre de la teoría	Ecuación
1846	Elsner	Oxígeno	$4Au + 8NaCN + O_2 + 2H_2O \Leftrightarrow 4NaAu(CN)_2 + 4NaOH$
1888, 1892	L. Janin	Hidrogeno	$2Au + 4NaCN + 2H_2O \Leftrightarrow 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH + H_2$
1896	G. Bodadlander	Peroxido	$2Au + 4NaCN + O_2 + 2H_2O \Leftrightarrow 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH + H_2O_2$ $H_2O_2 + 2Au + 4NaCN \Leftrightarrow 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH$
			$4Au + 8NaCN + O_2 + 2H_2O \Leftrightarrow 4NaAu(CN)_2 + 4NaOH$
1896	S. B. Christy	Formación de Cianogenos	$O_2 + 4NaCN + H_2O \Leftrightarrow 2(CN)_2 + 4NaOH$ $4Au + 4NaCN + 2(CN)_2 \Leftrightarrow 4NaAu(CN)_2$
1943	B. Boonstra	Corrosión	$O_2 + 2H_2O + 2e \Leftrightarrow H_2O_2 + 2OH^-$ $Au \Leftrightarrow Au^+ + e$ $Au^+ + CN^- \Leftrightarrow AuCN$ $AuCN + CN^- \Leftrightarrow Au(CN)_2^-$
1987	F. Habashi	Cianuración	$2Au + 4KCN + O_2 + 2H_2O \Rightarrow 2KAu(CN)_2 + 2KOH + H_2O_2$

Normalmente las reacciones son de tipo heterogéneo en la interfase sólido - líquido y es el resultado de una serie de etapas difusionales y químicas que ocurren en todo el sistema. La velocidad global de la reacción, es determinada por la velocidad de la etapa más lenta; siendo esta entonces la etapa controlante del proceso.

Diversas etapas se suceden y deben ser consideradas así:

- Transporte de reactivos en solución hacia la interfase sólido-líquido.
- Absorción de reactivos en la interfase.
- Reacción electroquímica en la interfase.
- Desorción de productos solubles que proviene de la reacción en la interfase.
- Transporte de estos productos hacia la solución.

En algunos casos se forma una capa porosa de productos sólidos resultados de la reacción en la interfase; cuando esto sucede es necesario considerar la difusión de los reactivos y productos a través de esta capa.

3.3 Modelos cinéticos

Desde finales del siglo XIX, cuando la lixiviación empleando cianuro se introdujo como un proceso industrial para la extracción de oro, la química de la disolución se ha investigado considerablemente. Estudios recientes establecieron la estequiometría y la termodinámica de esta reacción, e investigaron los efectos de la concentración de cianuro, oxígeno, temperatura, tamaño de partícula y el método de cianuración, en la variación de la velocidad de reacción. Sin embargo, muchos de estos estudios son contradictorios en sus conclusiones acerca del mecanismo de disolución. Estudios experimentales han mostrado que la disolución del oro es controlada por difusión tanto del oxígeno disuelto como de los iones cianuros a

través de la capa límite de la interfase sólido-líquido; normalmente la velocidad de disolución crece con la concentración de oxígeno y la intensidad de la agitación. Sin embargo, cuando ambos parámetros alcanzan ciertos niveles, el oro podría pasivarse y la velocidad de disolución podría decrecer.

La figura 3.2 representa el esquema de la reacción electroquímica de la disolución del oro en soluciones de cianuro.

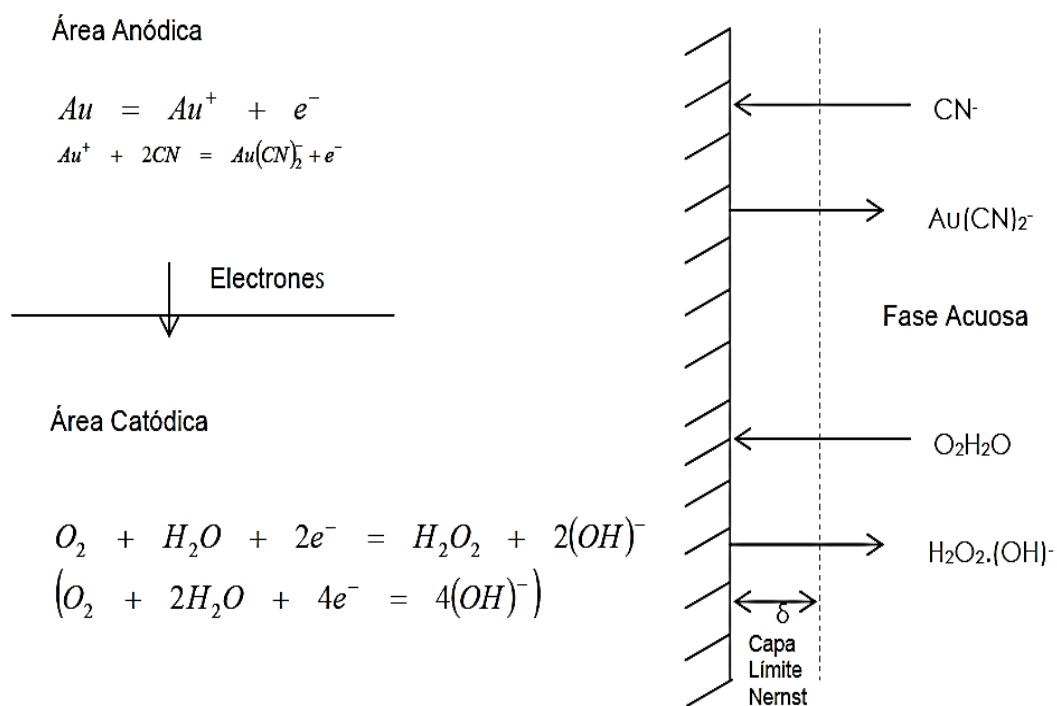


Figura N° 3.2 Representación de la reacción en la interfase sólido – líquido de la disolución de oro en solución de cianuro

Así mismo, a bajas concentraciones de cianuro, como se explicó anteriormente, la presión del oxígeno no tiene efecto sobre la velocidad de disolución del oro, mientras que a altas concentraciones de cianuro, donde la reacción no es controlada por el cianuro, la velocidad de reacción es controlada por la presión de oxígeno.

Habashi formuló en 1967 un modelo que describe la velocidad de disolución de acuerdo a la siguiente reacción:

$$-\frac{d[\text{Au}]}{dt} = \frac{2A * D_{\text{CN}^-} * D_{\text{O}_2} * [\text{CN}^{-1}] * [\text{O}_2]}{\delta \{ D_{\text{CN}^-} * [\text{CN}^{-1}] + 4D_{\text{O}_2}[\text{O}_2] \}} \dots \dots (3.1)$$

Donde A es el área superficial de la partícula de oro en cm^2 , $[\text{CN}^-]$ y $[\text{O}_2]$ son las concentraciones de cianuro y oxígeno disuelto en moles/min. D_{CN^-} y D_{O_2} son los coeficientes de difusión del ion cianuro y del oxígeno disuelto; δ es el espesor de la capa límite el cual depende de la intensidad y método de agitación, normalmente varía entre 2 y $9 \cdot 10^{-3}$ cm.

Un paso significativo en la comprensión de la disolución de oro lo hicieron Kudryk y Kellogg, quienes demostraron que esta reacción es un proceso de corrosión electroquímico. Ellos determinaron las curvas de polarización del cátodo y de ánodo, y usaron estas curvas para encontrar los efectos de la concentración de oxígeno y cianuro en la velocidad de reacción.

Varios estudios de la disolución anódica de oro se han publicado desde el trabajo de Kudryk y Kellogg. Estos estudios han sido revisados por Nicol. En contraste a los resultados de Kudryk y Kellogg cuya curva de polarización del ánodo se describe por una mezcla de control reacción-difusión, estudios subsecuentes han identificado la formación de diferentes películas que pasivan la superficie del electrodo de oro. Estas películas pasivantes son asociadas con picos del ánodo que ocurren en los potenciales de -0.4 V, 0.3 V y 0.6 V. Los picos a los 0.3 y 0.6 V son asociados con la formación de películas del óxido, y Cathro y Koch han sostenido que la

pasivación en la región del pico a los -0.4 V se asocia con la formación de una monocapa de AuCN adsorbido en la superficie.

En contraste con el número grande de investigaciones de la química de la disolución de oro, no existen muchos estudios de los modelos de lixiviación de los minerales de oro, e incluso se han desarrollado pocas expresiones de la velocidad de lixiviación de menas auríferas, específicas.

Brittan argumenta, como modelo, que los tratamientos cinéticos de la lixiviación se limitan a describir las reacciones de lixiviación que involucran menas de bajo valor, y que la representación rigurosa de todos los factores que controlan la velocidad de reacción podrían ser imprácticos para minerales reales. Él propone por consiguiente, un modelo de energía de activación variable en la cual todos los efectos de la velocidad límite sean agrupados junto con la barrera de energía de Arrhenius. Cuando ocurre la reacción, el material más reactivo disuelve primero, dejando el material menos reactivo. Esto se describe por incremento en la energía de activación durante el curso de la reacción. Su expresión para la lixiviación de oro es:

$$-\frac{d[Au]}{dt} = ([Au] - [Au]^*)e^{\{b_1([Au] - [Au]^*) - b_2\}} \dots \dots (3.2)$$

Donde [Au] representa la concentración de oro no disuelto o que permanece en el mineral; [Au]* representa la concentración de oro refractario el cual no ha sido liberado y además es insoluble a las soluciones de cianuro; b₁ y b₂ son constantes. Brittan, reporta buenos resultados con esta expresión para algunas menas típicas de oro.

Nicol et al. desarrollaron una expresión para la lixiviación de oro como la parte de un programa para modelar los circuitos de adsorción multietapas en procesos carbón en pulpa y carbón en lixiviación. Propusieron una ecuación empírica, derivada de la experiencia con menas de Sur Africa, que tiene la siguiente forma:

$$-\frac{d[Au]}{dt} = k_p([Au] - [Au]^*)^2 \dots \dots (3.3)$$

La expresión representa buenos resultados para la lixiviación de menas de alto valor y colas de bajo contenido de valiosos. Se destacó que la constante k_p , puede tener un valor medio de 0.7 h^{-1} para una mena no probada.

McLaughlin y Agar aceptaron el modelo de Nicol et al, pero sugieren que el orden de la reacción debe ser 1. Este modelo sigue la siguiente expresión:

$$-\frac{d[Au]}{dt} = k_p([Au] - [Au]^*) \dots \dots (3.4)$$

Todas estas expresiones corresponden a una cinética homogénea. Pero la lixiviación es una reacción heterogénea en la cual, se incluyen la disminución del área superficial como proceso.

Es esencial tener un control las concentraciones de cianuro y oxígeno durante el curso de la prueba para obtener datos experimentales confiables.

3.4 Modelo matemático de la lixiviación del oro

Puesto que la velocidad de reacción es función del área superficial, el balance de masa para la lixiviación del oro en un reactor batch estaría dado por:

$$-\frac{dN_{Au}}{dt} = -r_{Au}A \dots\dots(3.5)$$

Donde N_{Au} representa el número de moles de las partículas de oro como sólido, en el reactor, r_{Au} representa el consumo de oro por la reacción de lixiviación en unidades de moles/m²s y A representa el área superficial disponible, en m².

Para desarrollar este modelo es necesario conocer los valores de r_{Au} de A . Estas expresiones se obtienen de los mecanismos electroquímicos de la lixiviación del oro y del modelo del núcleo recesivo con superficie de pasivación.

El mecanismo electroquímico de la lixiviación del oro está representado por dos semireacciones, anódica y catódica, tal como se presentó en la figura 3.2.

Asumiendo que la reacción es de orden uno, la densidad de corriente anódica estaría dada por:

$$-i_a = k_a[\text{CN}^-]e^{(\alpha_a E_H F / RT)} \dots\dots(3.6)$$

Donde α_a es el coeficiente de transferencia de carga y tiene un valor de 0.5; E_H es la diferencia de potencial a través del espesor de la fase metal-solución; R es la constante de los gases, T es la temperatura y K_a es la constante.

Zurrilla et al, demostraron que la densidad de corriente debida a la reducción del oxígeno, reacción catódica, es de primer orden y está dada por:

$$-i_c = k_c[\text{O}_2]e^{-(1-\alpha_c)E_H F / RT} \dots\dots(3.7)$$

Donde el valor de α_c es de 0.5. Debido a que no hay acumulación de carga durante la lixiviación entonces:

$$i_a = i_c \dots\dots(3.8)$$

Al sustituir estos valores en la igualdad se obtiene la expresión para el potencial mixto de la superficie del oro durante la reacción así:

$$E_H = \frac{RT}{F} * \ln\left(\frac{k_c[O_2]}{k_a[CN^-]}\right) \dots\dots(3.9)$$

La densidad de corriente para la semireacción anódica es directamente proporcional al consumo de cianuro según la ley de Faraday, así:

$$r_{Au} = \frac{i_a}{F} = \frac{1}{F} (k_a[CN^-])^{0.5} (k_c[O_2])^{0.5} \dots\dots(3.10)$$

Esta ecuación es de orden 0.5 en las concentraciones de cianuro y oxígeno y se asume que en la derivación de la expresión de velocidad, las velocidades de las semireacciones anódica - catódica son controladas por la velocidad de la semireacción electroquímica y no por las etapas difusionales mencionada anteriormente. Es posible extender esta expresión para considerar las etapas de transporte y difusión si fuera necesario.

La pasivación de la superficie del oro sucede, bien sea por productos intermedios de la reacción anódica tales como AuCN; el cual se obtiene por la cristalización del compuesto intermedio adsorbido AuCN_{ads}, como por venenos tales como los iones azufre de la degradación de los sulfuros. Una representación del área superficial total, en un balance másico de la película sobre la superficie del oro se expresa como sigue:

$$\frac{dfA}{dt} = k_2(1 - f)A - k_{-2}fA \dots\dots(3.11)$$

Donde k_2 y k_{-2} son constantes, f representa la fracción de área que es cubierta por la película pasivante y A representa el área total. Es posible asumir que no hay película de pasivación sobre la superficie del oro al comienzo de la lixiviación; por lo tanto, $f = 0$ cuando $t = 0$.

Si se asume que las partículas de oro puedan ser libres, de forma y tamaño regular como es usual en las reacciones sólido-fluido es fácil mostrar que, el modelo del núcleo recesivo para partículas que mantienen su aspecto inicial en el desarrollo de la reacción, son descritas por las mismas ecuaciones que para partículas esféricas. Por esta razón asumiremos las partículas como tales. La medida de la distribución de tamaños con exactitud es difícil y normalmente representan distribuciones unimodales y tiene menores medias y varianzas que los minerales molidos. A menos que la distribución de tamaño tenga más de un modo, se podría decir que ésta no tiene ningún efecto en las curvas de disolución. Teniendo en cuenta esto, el balance de masa en el reactor batch sin la formación de capas pasivas sobre la superficie del oro es:

$$-\frac{dN_{Au}}{dt} = -r_{Au}(1 - f)A \dots\dots(3.12)$$

El cambio en el número de moles de oro sólido se relaciona con el cambio en el tamaño de la partícula de oro. Según Levenspiel, para partículas esféricas de oro con radio r se obtiene:

$$dN_{Au} = 4\pi r^2 \rho_{Au} dr$$

$$A = 4\pi r^2 \dots\dots(3.13)$$

$$X = 1 - \left(\frac{r}{R}\right)^3 \dots \dots (3.14)$$

Donde ρ_{Au} es la densidad molar del oro, X es el avance de la reacción y R es el radio inicial de la partícula.

Sustituyendo estas relaciones y la ecuación de r_{Au} en la ecuación (3.12), reordenando términos, la lixiviación del oro en el reactor batch se describe como:

$$-\frac{dx}{dt} = k_s(1-x)^{2/3}(1-f) \dots \dots (3.15)$$

Donde $k_s = 3(k_a k_c [CN^-][O_2])^{0.5} / \rho_{Au} R F$, para las condiciones iniciales $x = 0$ cuando $t = 0$. Sustituyendo la ecuación (3.13) y (3.14) en la ecuación (3.11), se obtiene la siguiente expresión que describe la fracción de la superficie que es cubierta por la capa pasiva.

$$\frac{df}{dt} = k_2(1-f) - k_{-2}f + \frac{2}{3}k_2f(1-f)(1-x)^{-1/3} \dots \dots (3.16)$$

Para la condición inicial $f = 0$ cuando $t = 0$.

Además, la disolución del oro es descrita por la solución simultánea de las últimas dos ecuaciones.

3.5 Disolución del oro y la plata

El oro es un metal que no se oxida a temperatura ordinaria, no es soluble en los ácidos clorhídrico, nítrico y sulfúrico. Se disuelve en agua regia (la proporción más económica corresponde a una parte en peso de ácido nítrico y cuatro partes en peso de ácido clorhídrico). La presencia de plata en el mineral retarda el proceso de

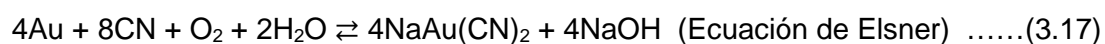
disolución por la formación del cloruro de plata insoluble que recubre la superficie del metal, y el exceso de plata puede paralizar la reacción.

El oro también se disuelve en soluciones que contengan bromo o cloro, pero con mayor lentitud, siendo la reacción acelerada por el incremento de la temperatura. El yodo en estado nascente disuelve el oro. El oro se disuelve igualmente en ácido clorhídrico en presencia de sustancias orgánicas, por ejemplo cloroformo. La disolución del oro en soluciones que contienen bromo, ha servido de base para el método bromo-cianuración, utilizado para algunos minerales refractarios en los días primigenios de la minería del oro en Australia.

El oro es soluble en mercurio, uniéndose con él para formar la amalgama. Sin embargo, la principal propiedad química de interés comercial, es la solubilidad del oro en soluciones diluidas de cianuros.

La base del proceso de cianuración, es que soluciones débiles o diluidas de cianuro de sodio o potasio, tienen una acción disolvente preferencial sobre partículas pequeñas de oro metálico (también tiene el mismo efecto sobre la plata metálica) con respecto a otros metales que se encuentran habitualmente en los minerales de oro. Sin embargo hay que tener presente la existencia de algunos minerales conocidos como cianicidas (pirrotitas) que tienen un efecto perjudicial.

La reacción de mayor interés en la cianuración del oro es:



La reacción representada por la ecuación de Elsner procede prácticamente hasta complejión, esto es, hasta que todo el cianuro se haya consumido o que todo el metal se haya disuelto, dependiendo de cuál de ellos se encuentra en exceso.

Se ha comprobado que la plata se disuelve a una velocidad que corresponde aproximadamente a la mitad de la velocidad a la cual se disuelve el oro.

3.5.1 Factores que afectan la disolución del oro y la plata

a. Tamaño de la partícula

Cuando en los minerales se encuentra el oro libre, la práctica usual es separarlos por medios gravimétricos, antes de la cianuración, de lo contrario las partículas gruesas no podrán ser disueltas completamente en el tiempo disponible para llevar a cabo el proceso de disolución.

Una práctica para reducir el tamaño de las partículas es la molienda y clasificación de los minerales de oro en circuito cerrado, donde las partículas de oro grueso son reducidas de espesor y quebrantados, logrando rebosar del clasificador. En estos casos será posible aplicar la técnica de cianuración por agitación, previa justificación metalúrgica del proceso.

Si la partícula del oro se presenta libre, fina y diseminada, es posible aplicar la técnica de cianuración por percolación en pilas. En estos casos la ley del mineral no justifica la preparación mecánica previa en el mineral de molienda.

Una partícula de oro de 45 micras de espesor, no tardaría más de 12 horas para disolverse, y una de 150 micras de espesor no tardará más de 48 horas para

disolverse. La plata metálica de los mismos espesores que el oro, tardará el doble de tiempo para disolverse. La velocidad de disolución, además está condicionada a otros factores como: la aireación, agitación, composición química, concentración de cianuro, grado de liberación del oro, y la eficiencia de la solución de cianuro entre otras.

b. Concentración de cianuro

La velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro alcanza un máximo al pasar de soluciones concentradas a diluidas. Hay variaciones muy grandes en la fuerza de la solución que provoca la misma velocidad de disolución del oro, probablemente debido a la variedad de las técnicas empleadas en la determinación experimental de los resultados.

Las variaciones incluyen factores como la razón del volumen de la solución a la superficie del oro y las mencionadas anteriormente. Si es empleado un gran volumen de solución de cianuro, y la superficie expuesta por el oro es relativamente pequeña y la agitación es suficientemente intensa para favorecer la difusión de los productos de la reacción, entonces el factor restrictivo que gobierna la velocidad de disolución del oro sería la concentración del oxígeno en contacto con el oro.

c. Concentración de oxígeno

El uso del oxígeno o de un agente oxidante es indispensable para la disolución del oro, bajo condiciones normales de cianuración. Los agentes oxidantes tales como: peróxido de hidrógeno, permanganato de potasio, dióxido de manganeso o el bromo y el cloro han sido utilizados con mayor o menor éxito en el pasado, pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones inherentes en el manejo de

ellos, han dejado de ser usados. De otro lado, el mejor conocimiento y entendimiento de las reacciones involucradas en la cianuración y del conocimiento de los efectos de los constituyentes del mineral, han demostrado que una buena aireación da tan buenos resultados como lo hacen los oxidantes químicos citados.

Según estudios realizados, el efecto del oxígeno en la disolución del oro (Tabla N° 3.2), está referida a una solución de cianuro de sodio al 0.1% y a 25°C donde se observa que la velocidad de disolución del oro es directamente proporcional al contenido de oxígeno del gas usado, deduciéndose que la velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro es directamente proporcional a la presión parcial del oxígeno.

Tabla N° 3.2 Efecto del oxígeno sobre la velocidad de disolución del oro

<i>% de Oxígeno</i>	<i>Velocidad de disolución (mg/cm².h)</i>
0.0	0.04
9.6	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

El uso del oxígeno puro es demasiado costoso, por lo que el aire es la fuente usual de oxígeno requerido.

d. Temperatura

El suministro de calor a la solución de cianuro en contacto con oro metálico, produce fenómenos opuestos que afectan la velocidad de disolución. El incremento de la temperatura aumenta la actividad de la solución, incrementándose por consiguiente la velocidad de disolución; de otro lado retarda la cianuración debido a que la solubilidad de los gases decrece al aumentar la temperatura.

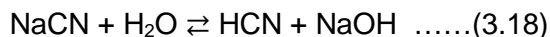
Por consiguiente, deberá de haber una temperatura óptima para un máximo grado de disolución. En la práctica, el uso de soluciones calientes para la disolución del oro resulta desventajoso por el elevado costo, reservándose su uso para procesos de desorción de oro desde el carbón activado en donde las condiciones de operación son más enérgicas.

e. Alcalinidad de la solución

La reducción de la descomposición del cianuro se logra mediante la adición de cal en forma de lechada de cal a fin de formar la alcalinidad protectora. El efecto benéfico de la cal se manifiesta por el efecto logrado en la sedimentación de partículas finas o lamas. En algunos casos, para propósitos específicos, la alcalinidad protectora se mantiene mediante el uso de otros álcalis como el hidróxido de sodio y carbonato de sodio; estos álcalis, sin embargo, generalmente, no son agentes de sedimentación efectivas.

El hidróxido de calcio presente en la solución de cianuración cumple funciones específicas como:

- Previene la pérdida de cianuro por hidrólisis.



(haciendo que la reacción sea favorecida a la izquierda)

- Neutraliza los compuestos ácidos y los que generan acidez, tales como sales ferrosas, férricas, sulfatos, etc.
- Ayuda en la sedimentación de las partículas finas, consiguiéndose la clarificación de la solución cargada de metales preciosos.

Aun cuando el uso de un álcali es esencial en la cianuración, se ha demostrado mediante trabajos experimentales, que los álcalis como el hidróxido de sodio y particularmente el hidróxido de calcio, retardan la disolución del oro en las soluciones de cianuro. Cuando se utiliza hidróxido de calcio, la velocidad de disolución decrece rápidamente cuando la solución de cianuro tiene un pH cercano a 11, y la disolución es despreciable a pH de 12.2. El efecto del hidróxido de sodio es mucho menos pronunciado, la velocidad de disolución no comienza a decrecer hasta que se alcance el pH de 12.5, y aún a pH de 13.4, la disolución es más rápida que aquella en una solución de la misma concentración de cianuro que contiene hidróxido de sodio a un pH de 12.2.

En resumen, se concluye que la velocidad de la extracción de oro y plata es afectada de la siguiente forma:

- Aumenta con la reducción del tamaño de partícula del mineral o el metal.
- Aumenta, hasta un punto, al aumentarse la agitación.
- Se incrementa con más alto contenido de oxígeno.
- Exhibe un máximo a niveles óptimos de la concentración de cianuro y de pH.
- La temperatura ejerce efectos opuestos, pues por un lado mejora la extracción, pero disminuye la solubilidad del oxígeno en la solución, muy necesaria para que proceda la reacción.
- Disminuye con concentraciones más altas de iones de cobre, ferrosos y sulfuros y aumenta con la concentración de iones férricos.

Varias de estas variables como: aireación, agitación, nivel de concentración del cianuro y pH, se conoce que interactúan entre sí, por lo que resulta más compleja la expresión de velocidad hará la disolución del oro y de la plata.

3.6 Especies cianicidas y consumidores de oxígeno

Como se ha visto, los problemas involucrados en la extracción del oro son más bien del tipo estructural. Sin embargo, existen ciertos casos en los que el mineral presenta pobres respuestas al proceso por motivos predominantemente químicos, relacionados con los diferentes constituyentes mineralógicos. Es decir, que si bien existen especies acompañantes – o portadoras de oro – relativamente inertes en soluciones de cianuro existen otras que reaccionan en mayor o menor grado al contactarse con las mismas soluciones.

Estos constituyentes indeseables se presentan frecuentemente en proporciones que fácilmente multiplican por miles de veces las cantidades de oro. Además, el empleo de la flotación y otros métodos de concentración de minerales auríferos seguidos de la cianuración de los productos no solo concentra el oro sino también las purezas indeseables. Cuando estas impurezas reaccionan químicamente con el cianuro originando elevados consumos del reactivo estaremos frente a las denominadas “especies cianicidas”.

La tabla N° 3.3 resume la solubilidad en cianuro de los acompañantes minerales más comunes de los minerales auríferos.

Tabla N° 3.3: Solubilidad de minerales de distintos metales en soluciones cianuradas

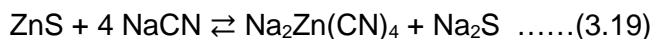
Minerales de Zn	% Extracción	
	25°C	
Smithsonita, ZnCO ₃	40.2	
Zincita, ZnO	35.2	
Hidrocincita, 3ZnCO ₃ .2H ₂ O	35.1	
Franklinita, (Fe,Mn,Zn) ⁺² (Fe,Mn) ⁺³ ₂ O ₄	20.2	
Esfalerita, ZnS	18.4	
Hemimorfita, Zn ₄ Si ₂ O ₇ (OH) ₂ .H ₂ O	13.4	
Willemita, Zn ₂ SiO ₂	13.1	
Minerales de Cu	% Extracción	
	25°C	45°C
Azurita, 2CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	94.5	100
Malaquita, CuCO ₃ .Cu(OH) ₂	90.2	100
Calcocita, Cu ₂ S	90.2	100
Cu°	90.0	100
Cuprita, Cu ₂ O	85.5	100
Bornita, Cu ₅ FeS ₄	70.0	100
Enargita, 3CuSAs ₂ S ₃	65.8	75.1
Tetraedrita, 4Cu ₂ S.Sb ₂ S ₃	21.9	43.7
Crisocola, (Cu,Al) ₂ H ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄ .nH ₂ O	11.8	
Calcopirita, CuFeS ₂	5.6	8.2
Minerales de Fe	% Extracción	
	25°C	
Oxido de hierro	No son afectados	
Ankerita, Carbonato complejo de Fe	Ligeramente soluble en pH<10	
Pirita, FeS ₂	05-10	
Marcasita, FeS ₂	10-15	
Pirrotita, Fe ₅ S ₅	100	
Melanterita, FeSO ₄ .7H ₂ O	100	
Minerales de As y Sb	% Extracción	
	pH: 12.2	pH: 10.1
Oropimente, As ₂ S ₃	73	14
Rejalgar, As ₂ S ₂	9.4	2
Arsenopirita, FeAsS	0.9	0.3
Estibina, Sb ₂ S ₃	21.1	1.5

A continuación se discutirán los principales mecanismos de acción de estos cianicidas.

3.6.1 El zinc en la cianuración

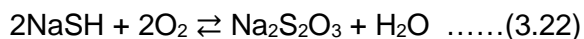
Aunque no es muy frecuente, un mineral aurífero puede contener especies de Zn que sean solubles en cianuro o eventualmente originar el consumo de oxígeno en solución. Los productos de estas reacciones pueden ser del tipo: cianuro de Zn, $(Zn(CN)_2)$, cianuro de Na y Zn, $(Na_2Zn(CN)_4)$, que presenta cierto carácter disolvente y los ferrocianuros $(Zn_2Fe(CN)_6)$.

Con la esfalerita, la siguiente reacción:

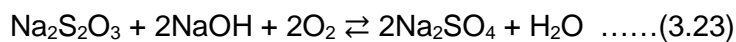


Es irreversible y la formación del complejo de Zn es proporcional a la fuerza de la solución de cianuro.

La formación del Na_2S puede implicar consumo de O_2 según:

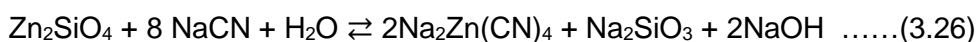
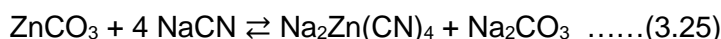
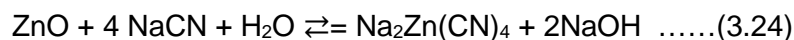


Finalmente:

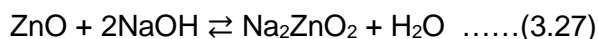


También podría generarse sulfitos y tionatos que a su vez significarán consumos adicionales de oxígeno.

La disolución de los minerales oxidados de Zn demandará un consumo adicional de cianuro según las siguientes reacciones:



Es más, puede tenerse un consumo inusual de álcali de acuerdo a:



3.6.2 El cobre en la cianuración

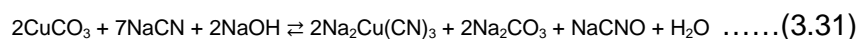
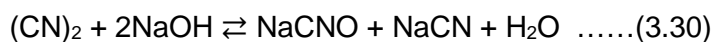
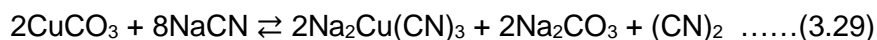
Contenidos de cobre soluble en cianuro del orden del 0.1% o mayores pueden significar efectos muy pronunciados sobre la disolución o precipitación del oro. No solamente los minerales de cobre se disolverán en cianuro causando elevados consumos, sino que también los complejos cianurados formados que afectaran indirectamente la disolución del oro al precipitar sobre superficie metálica en forma de cianuros insolubles.

Estos complejos cianurados pueden ser del tipo:

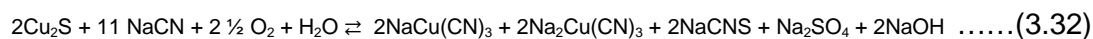
- Cianuros de cobre: $\text{Cu}(\text{CN})_2$, CuCN .
- Cianuros dobles: $\text{NaCu}(\text{CN})_2$, $\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_3$, $\text{Na}_2\text{Cu}(\text{CN})_4$.
- Tiocianatos cúpricos y cuprosos: $\text{Cu}(\text{CNS})_2$, CuCNS , $\text{Cu}_2(\text{CNS})_3 \cdot 6\text{NaCN}$.

La malaquita y la azurita, reaccionan de la misma manera que una sal cúprica; esto es, se forma inicialmente cianuros cúpricos los cuales se alteran a la forma cuprosa

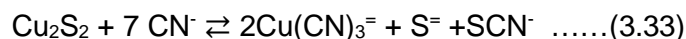
liberando cianógeno, el cual reacciona con el álcali para formar cianuro y cianato según:



Para la calcocita:



El comportamiento de la covelita es similar al de la calcocita. Sin embargo, en ausencia de oxígeno el ion sulfuro permanecerá sin disolverse generándose una capa pasivante:



Aunque los consumos de cianuro pueden alcanzar niveles prohibitivos, es conocido que soluciones de lixiviación que contengan hasta 1% de Cu como cianuro cuproso contribuyen a obtener altas extracciones de oro.

3.6.3 El hierro en la cianuración

Prácticamente, todos los minerales tratados por cianuración contienen especies de Fe. Si bien es cierto que la mayoría de especies de este metal son inertes en solución de cianuro, el cianuro libre puede reaccionar con las sales solubles de Fe formando complejos cianurados con el consiguiente incremento en el consumo de reactivos.

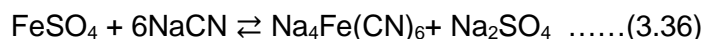
Los complejos de Fe-cianuro presentes pueden ser de la siguiente naturaleza:

- Cianuros ferrosos: $\text{Fe}(\text{CN})_2$, solubles en exceso de CN^-
- Cianuros férricos: $\text{Fe}(\text{CN})_3$
- Cianuros ferrosos – férricos: azules de Prusia.
- Ferrocianuros: $\text{Na}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$
- Ferrocianuros: $\text{K}_3\text{Fe}(\text{CN})_6$
- Tiocianato Férrico: $\text{Fe}(\text{CNS})_3$
- Ferrocianuros cúpricos: sales de cobre + ferrocianuro de potasio.

Una de las especies más perjudiciales lo constituye la pirrotita. Según J. Lemman, este sulfuro reacciona de acuerdo ha:

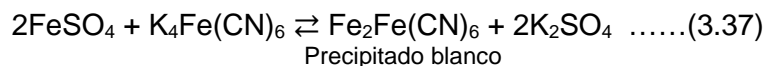


El sulfuro ferroso se oxida rápidamente a sulfato, el cual reacciona con el cianuro según:



Por lo tanto la pirrotita no solo es cianicida sino que también consume oxígeno.

Si la solución contiene algo de ferrocianuro de potasio:



El ferrocianuro ferroso se oxida a ferrocianuro férrico tornando la pulpa de un tono azul intenso al producirse los complejos de “azul de Prusia”



El hidróxido férrico precipitado inhibe la disolución del oro bien por la oclusión de las partículas o por la adsorción del cianuro libre. La pirita puede originar consumo de cianuro por el ácido generado en la hidrólisis del sulfato ferroso formado por oxidación y catalizado por actividad bacteriana.

3.6.4 El arsénico y antimonio en la cianuración

El oro en estos minerales puede estar libre y limpio, sin embargo, ciertas especies de As y Sb se descompondrán formando compuestos de complejos reductores que retardaran o inhibirán la disolución del oro.

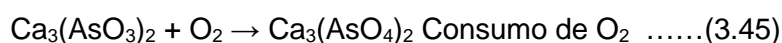
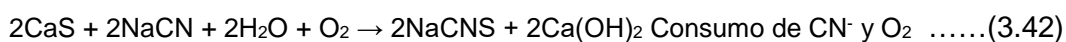
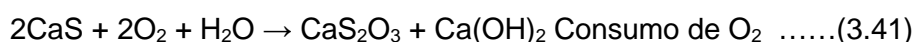
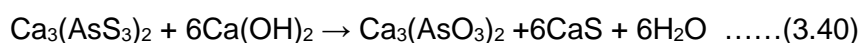
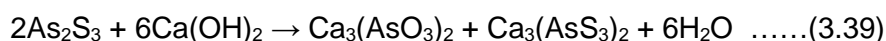
Julián y Smart (1904), establecen que el rejalgar (As_2S_2) oropimente (As_2S_3) y estibina (Sb_2S_3), son atacados por el álcalis formando arsenitos, antimonitos y tioantimonitos los cuales actuaran como reductores consumiendo el oxígeno disuelto y retardando la disolución del metal.

A fin de hacer específico el efecto de estas especies puede puntualizarse las siguientes apreciaciones cualitativas.

- La descomposición de sulfuros de As y Sb a pH = 12 es mayor que a pH = 10. El oropimente se descompone más rápidamente, seguido por la estibina, rejalgar y arsenopirita.
- Los productos de descomposición para el oropimente incluyen las especies S, AsS_3^- , CNS^- , S_2O_3^- , AsO_3^- , y AsO_4^- . La descomposición de la estibina sigue un patrón similar.
- El rejalgar se oxidaría en primera instancia a oropimente.

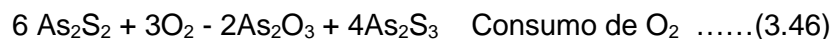
- A partir de pruebas efectuadas con mezclas sintéticas se observó que la arsenopirita no tiene efecto negativo sobre la disolución del oro a pH's 10, 11 ó 12. El rejalgar no tiene mayor influencia a pH's entre 10-11, pero a pH = 12 el efecto retardante se hace apreciable.
- El oropimente es la especie más perjudicial, disminuyendo el rate de disolución del oro conforme se incrementa el pH.
- El efecto de la estibina resulta más marcado; la extracción del oro a pH's 10, 11, 12 fueron del 66.67%, 34.11% y 1.6%, respectivamente, para una mezcla de 0.27% As y 0.25% Sb.
- El efecto inhibitor de los productos de descomposición de los sulfuros de As y Sb no es únicamente por la disminución del oxígeno disuelto ni por la precipitación del oro, sugiriéndose que los productos de descomposición de adhieren a la superficie del oro pasivándolo.

El oropimente se descompone según:

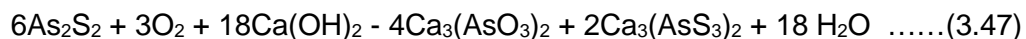


Para la estibina, las reacciones son similares.

La primera etapa de la descomposición del rejalgar será:



El As_2S_3 , producido reaccionara con el oropimente siendo la reacción total:



3.6.5 El mercurio en la cianuración

Durante la cianuración de relaves de amalgamación puede encontrarse valores significativos de tetracianuromercurato en solución. Por otro lado, en soluciones cianuradas el mercurio resultara más noble que el oro y de acuerdo a esto podrá reducirse sobre la superficie del oro pasivándolo.

Diversos trabajos de investigación, reportan que la concentración de mercurio en la solución juega un rol importante: en la región de concentraciones, cercanas a 0.02 gr/lit, el mercurio actúa como un agente despasivante del oro. Contrariamente, a mayores concentraciones se detectó una total amalgamación de la superficie del oro con la consiguiente drástica disminución del rate de disolución.

El mecanismo de la despasivación involucra el "bloqueo" de los centros activos del oro por el mercurio depositado, creando mejores condiciones para el acceso irrestricto de los reactantes a la par de generar una mejor remoción de los productos de reacción con la formación de defectos en la capa de oxido que recubren el oro y la acción electroquímica originada por la presencia de microceldas locales sobre las partículas del metal.

No se han registrado asociaciones comunes entre el oro y el cinabrio.

3.7 El concepto de refractariedad de menas auríferas

En general, una medida de refractariedad sugerida por Guy y Hausen en 1981 y 1984 respectivamente, propone que un mineral será más refractario cuanto más bajo (<80%) sea la relación entre el porcentaje de oro extraído por cianuración determinado mediante Absorción Atómica, y el total del oro contenido en la muestra determinado por ensaye al fuego y Absorción Atómica. Los minerales auríferos se consideran refractarios cuando la recuperación de los valiosos (Au y Ag) es muy baja. Es decir, se asume como refractario todo mineral portador de metales preciosos cuya respuesta al proceso de cianuración sea inferior al 80% de extracción.

Desde la década de los sesenta, se han venido desarrollando un gran número de trabajos, tendientes a estudiar las características mineralógicas, principalmente de los concentrados de menas auríferas, buscando definir la naturaleza refractaria y asistir en el desarrollo de pretratamientos que contribuyan a minimizar los efectos nocivos de la refractariedad y, alcanzar extracciones máximas de valiosos. Observaciones de los minerales refractarios proporcionan información valiosa en las primeras etapas de evaluación.

El oro se encuentra en la naturaleza en cuatro formas así: oro nativo, oro aleado, oro en compuestos y oro invisible, el cual es un oro disperso en forma de solución sólida o inclusiones submicrónicas en los sulfuros minerales o en las sulfosales. La refractariedad de los minerales auríferos puede ser ampliamente distinguida por su naturaleza fisicoquímica. La refractariedad química es confinada a tres condiciones así:

- Teluros de oro insolubles.
- Presencia de minerales que puedan descomponerse y reaccionar con el NaCN (cianicidas).
- Presencia de minerales que consuman oxígeno.

La refractariedad de los minerales auroargentíferos es principalmente de naturaleza física y puede ser especificada por un estudio mineralógico. Puede clasificarse en 5 tipos así:

- Minerales que contengan oro fino encapsulado o unido a una matriz de: carbón, sulfuros como pirita, arsenopirita y sílice.
- Minerales que contengan el oro aleado con: Sb (auro-estibina), Pb, Ag, Pd, etc.
- Minerales que contengan el oro recubierto con películas finas de: Oxidos de hierro, cloruro de plata, compuestos de antimonio manganeso o plomo.
- Minerales que contengan materiales adsorbentes: arcillas o material carbonoso.
- Minerales que presenten especies que estén en transformación tales como los sulfuros los cuales podrían descomponerse y formar cianicidas; tiosulfitos, arsenitos y/o iones ferrosos los cuales son consumidores de oxígeno.

La refractariedad más común ocurre por el encapsulamiento de oro fino. Los minerales auríferos refractarios objeto de este estudio, son aquellos donde la mayor presencia del oro está directamente asociada a los minerales sulfuros bien por

oclusión o bien por asociación y en donde las especies más comunes son la pirita, la arsenopirita y la pirrotina.

Entre los ejemplos de las especies minerales nocivas o retardantes más comunes, del proceso de extracción de los metales preciosos se tiene:

- La sílice se ha reportado asociada con la refractariedad, dependiendo del tamaño de grano, v.g. la lixiviación en pilas, cuando se tienen tamaños gruesos del mineral, incrustaciones microscópicas en los límites de grano; encapsulamiento o asociación con otros minerales; enmascaramiento de la sílice y el manganeso en los minerales de plata; la presencia de azufre elemental y los compuestos carbonáceos, algunos compuestos de oro como teleruros, compuestos donde la actividad química del oro y la plata es reducida; y componentes minerales ávidos por el cianuro.
- El oro, normalmente, es fácil de disolver con cianuro de sodio o potasio, pero cuando está como inclusión en el mineral no se tiene la posibilidad de tener contacto con la solución, debido a que su tamaño es tan pequeño que no puede ser liberado por desintegración. Los minerales que comúnmente encapsulan el oro son: pirita, arsenopirita y cuarzo. Hay que tener en cuenta donde se encuentran encapsuladas las partículas de oro, si en los sulfuros, en los óxidos, o en los silicatos de la ganga, para determinar el proceso. Trabajos recientes sugieren que el “oro invisible” son inclusiones diminutas menores de 7 micrómetros en pirita, calcopirita y arsenopirita.
- Carbono orgánico. El material carbonáceo en algunos minerales tiene las propiedades del carbón activado adsorbiendo oro, acción que se conoce como “pre-Robbing”.

- Las reacciones secundarias consumidoras de cianuro, la descomposición de los minerales asociados como pirrotita, covelita, calcocita y cobre nativo, forman cianuros complejos de hierro y cobre disminuyendo la actividad de la solución de cianuro sobre el oro. Otra reacción que se produce es la oxidación de minerales, presentándose una disminución del oxígeno que inhibe la disolución del oro, debido a que este proceso requiere la presencia de oxígeno. Los iones S^{2-} , los tiosulfatos, los arseniatos y los iones ferrosos ocasionan este tipo de problemas.
- El recubrimiento superficial de las partículas de oro. Durante la tostación no controlada (temperatura y presión) por fusión incipiente y/o las operaciones de metalurgia extractiva, no permiten la disolución de las partículas de Au en la cianuración. Los recubrimientos pueden ser precipitados de óxido de Fe, plomo, antimonio, compuestos de arsénico. Entre los óxidos y los hidróxidos de hierro, tenemos la gohetita, limonita, que son formados por reacciones de disolución y precipitación. Además, los iones sulfuros reaccionan con la plata del oro formando sulfuro de plata progresivamente, sulfuro de hierro y fases de óxidos de hierro hidratado; estas reacciones ocurren cuando el mineral es almacenado antes del tratamiento. Los recubrimientos se pueden causar también por los limos de arcilla ferruginosa.
- Algunos compuestos de arsénico son solubles en las soluciones de cianuro pero, durante la etapa de precipitación del oro con Zn o Al, forman arseniuros venenosos con el hidrogeno liberado. Cuando la arsenopirita se presenta en los minerales es frecuente encontrar una parte del oro directamente asociada a la red del sulfuro. La arsenopirita puede formar arsenitos alcalinos cuando se pone en contacto con hidróxido de calcio en presencia de aire. Esta reacción es fuerte consumidora de oxígeno y causa

un efecto nocivo en la velocidad de disolución de valiosos. La recomendación para los minerales que contengan arsenopirita es descomponerla en una etapa previa a la cianuración, bien sea por la presencia de un oxidante fuerte (proceso Nitrox) o bien por vía biológica.

- Cuando existe la presencia de estibina (Sb_2S_3), esta actúa como un ácido débil. En presencia de cal forma tioantimonitos o tioantimonatos afectando así la alcalinidad de la pulpa. Se requiere mantener una alcalinidad fuerte como protección pues de otra manera, cualquier acidez latente del mineral podría descomponer el tioantimonato a pentasulfuro de antimonio y a sulfuro de hidrogeno, los cuales son potentes cianicidas.
- El caso más común es que los minerales auríferos contengan pirita (FeS_2), en el proceso de cianuración, la acción de la cal y la aireación la descomponen para formar sulfuros solubles, tiosulfatos y cantidades menores de azufre elemental. El oxígeno no disuelto reacciona con los sulfuros solubles para producir iones tiosulfatos y sulfuros, lo que contribuye al agotamiento del oxígeno. La formación de tiocianato es posible gracias a la reacción del Ion sulfuro liberado que reacciona con el cianuro y el oxígeno, lo que ocasiona consumos altos de cianuro y de oxígeno además de retrasar la extracción de los metales preciosos. Diferencias en las características morfológicas afectan la velocidad y la eficiencia de los tratamientos. Después del oro nativo, el oro asociado a los sulfuros es la más importante fuente del metal precioso.
- Debido a su estructura, la pirrotina es mucho más reactiva que la pirita y se descompone fácilmente en presencia del agua y el oxígeno. En soluciones alcalinas forma hidróxido ferroso y luego de oxidarse se forma el hidróxido férrico. La pirrotina tiene un átomo de azufre débilmente unido el cual

reacciona rápidamente con el cianuro formando el Ion Tiocianato de sodio y sulfuro ferroso el cual reacciona con el cianuro para formar ferrocianuros. Puede entenderse entonces que la pirrotina no solo es cianicida sino que además, consume el oxígeno de la solución retardando la disolución de los valiosos.

- Los compuestos minerales de cobre son considerados cianicidas debido a la facilidad con que forman iones complejos en presencia del cianuro.

3.8 Pretratamientos aplicados como remediación a la refractariedad

Diferentes metodologías se aplican, actualmente, para contrarrestar el carácter refractario de un mineral. Este estudio tratara de evaluar la respuesta y comportamiento cinético de un mineral problema a pretratamientos químicos a temperatura ambiente, tales como: alcalinización, peroxidización, combinación de peroxidización / alcalinización, biooxidación de los sulfuros con tres clases de bacterias, proceso NITROX, etc., y tratamientos pirometalúrgicos como la tostación oxidante. A continuación se describen estas metodologías.

3.8.1 Tostación de los minerales refractarios de oro y plata

La tostación puede ser definida como el proceso metalúrgico, en el cual, un mineral o concentrado es llevado hasta una temperatura y bajo condiciones tales que, sin producir la fusión de los constituyentes, ocurre una transformación química de los componentes respecto a su estado inicial, haciéndolos más susceptibles a los tratamientos posteriores de extracción.

Se producen SO_2 y un producto poroso, o calcina que puede tratarse por cianuración. Sin embargo, esta práctica crea problemas ambientales con el SO_2 ,

aunque existen nuevas técnicas para el control del impacto ambiental muy costosas, por ello esta práctica aún no es atractiva. La presencia de antimonio y plomo en el concentrado sometido a tostación hace demasiado sensible la recuperación de los metales preciosos, porque estos metales básicos disminuyen la porosidad de la calcina o producto por fusión incipiente. Los gases de tostación, además del SO_2 , contienen también arsénico, antimonio, azufre, mercurio con sus ya conocidos problemas.

La tostación puede tener diversas formas: oxidante, sulfatante, clorurante, segregante, magnetizante, carburizante, reductora y volatilizante, pero el tipo de oxidante es de acuerdo al mineral y a los metales como el oro, cobre, plomo, zinc que se encuentran en la mayoría como sulfuros.

3.8.2 Oxidación química

Existen varios métodos de oxidación química. Uno de los más utilizados para minerales refractarios se realiza con el empleo de ácido nítrico (Proceso Nitrox).

3.8.2.1 Ácido nítrico

El proceso Nitrox, emplea el HNO_3 para descomponer la pirita y la arsenopirita en sulfatos. El NO producido escapa en la fase gaseosa, reacciona con el oxígeno y produce NO_2 , soluble en agua, regenerando el ácido nítrico. Este proceso trabaja a 90°C , a presión atmosférica, con tiempos de retención de 1 a 2 horas y recuperaciones superiores a 90%; el arsénico precipita como arseniato férrico y se consiguen recuperaciones elevadas de plata. Sin embargo, es preciso tratar los sulfuros del residuo oxidado y reducir los nitratos de los efluentes, lo que añade cierto grado de complejidad y costos al proceso.

Los procesos con ácido nítrico son esencialmente dos: Arseno y Nitrox. Estos se han dirigido a determinar la disolución de arsenopirita, aunque la pirita podría también ser atacarse posteriormente. Las condiciones altamente oxidantes promueven una fijación del arsénico, el estado más estable de +V, dentro de los FE-OXIDOS relativamente impermeables.

Las ventajas de este proceso, aparte de una cinética muy rápida, son las altas recuperaciones de plata con respecto a la alternativa de la oxidación bajo presión (el cobre también se disuelve con eficacia). Aunque el proceso de ARSENO fue dirigido inicialmente a aplicar relativamente pequeñas cantidades de trazas (catalíticas) de nitrato, las ventajas del tiempo de residencia reducido en la cinética creciente han conducido ambos procesos a los altos niveles de nitrato, entre 70 y 180 kg/m³ de solución.

La hidrometalurgia del nitrato permite altas tasas de oxidación de los sólidos en un reactor, principalmente por concentraciones “in-situ” muy altas del agente oxidante (ácido nítrico). La oxidación “in-situ” y el reciclaje del volumen del NO_x formado relativamente directa y rápida. Las tecnologías del nitrato funcionan bien en una amplia gama de contenidos de sulfuros, en un orden de magnitud por debajo o por encima de 5% de azufre.

Esencialmente se han desarrollado tres tecnologías hidrometalúrgicas usando NO_x en la extracción del oro, el HMC, ARSENO/REDOX, y el proceso NITROX.

- El proceso HMC. Originalmente usa cerca de 0.5% de HNO₃ y 10% de NaCl a temperatura ambiente y presión atmosférica.

- Los procesos REDOX (oxido-reducción).
 - REDOX. Versión de alta temperatura: usa más de 9% HNO₃, 200°C, 4 atmósferas de O₂ puro. Se desarrolló a partir del proceso a baja temperatura ahora conocido como ARSENO.
 - ARSENO. Versión de la baja temperatura: Originalmente las condiciones operativas fueron aproximadamente 0,5% de HNO₃, temperatura cercana al punto de ebullición y O₂ atmosférico, ahora las condiciones son 16% de HNO₃, 70°C y 4 atmósferas de O₂ puro.
- El proceso NITROX. Las condiciones operativas son por encima del 10% de HNO₃, 90°C, y O₂ atmosférico.

Concentraciones de HNO₃, temperaturas y presiones parciales del oxígeno se modifican para aumentar las tasas de la reacción, para reducir así el tiempo de residencia y el tamaño del reactor (resistente al ácido nítrico y al alto cizallamiento), relativamente costoso.

Los procesos del nitrato tienden a desaparecer a pesar de los méritos técnicos significativos, por tres razones principales, a saber:

- Alto costo (siendo los costos recomendados del proceso alrededor de 30 gr Au/ton).
- Altos requerimientos de manejo ambiental.
- Resultan complejos organigramas de la tentativa para reducir los altos costos de la explotación y de los requisitos de manejo ambiental, para capturar y reciclar completamente el nitrato.

El proceso NITROX fue desarrollado para tratar menas y concentrados refractarios de oro y plata. Es un proceso de oxidación química que utiliza el poder de oxidación fuerte del ácido nítrico para transformar sulfuros tales como piritas y arsenopiritas, en iones férricos, iones sulfato e iones arsenato. Las condiciones típicas son 85°C, 750 mV (SCE, Base Electrodo Calomed Saturado) que equivale a una concentración de ácido de 12%, 3 horas de tiempo de residencia y presión atmosférica.

3.8.3 Biooxidación de sulfuros

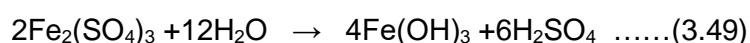
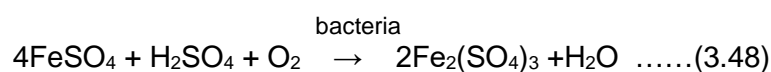
La oxidación bacteriana utiliza la acción de la bacteria *Thiobacillus Ferroxidans*, es ampliamente conocida por sus aplicaciones comerciales en operaciones de lixiviación de cobre en pilas y botaderos y ha sido empleada en la lixiviación in-situ de uranio.

Desarrollos más recientes indican un considerable potencial para la recuperación de cobre a partir de sus concentrados. Recientemente, se ha propuesto la oxidación biológica como un pretratamiento para menas o concentrados auríferos refractarios. Históricamente los primeros conocimientos del papel de la actividad microbiana en los recursos minerales se relacionan con la formación y degradación de depósitos minerales.

El microbiologista Winogradsky comprobó que el azufre puede ser producido por oxidación bacteriana a partir del ácido sulfhídrico. Posteriormente se demostró sin lugar a dudas el origen bacteriano del azufre nativo en los depósitos epigenéticos más grandes del mundo. En el período de los años 40s, la actividad microbiana se relacionó solamente a la formación de depósitos sedimentarios de hierro,

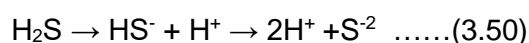
manganeso y fosfato. Para el hierro se mencionaron Spirophyllum Ferrugineum, Gallionella Ferruginea, Leptothrix Ocrácea y Calothrix Dichotoma.

Pero la bacteria más representativa para el hierro es Thiobacillus Ferroxidans. Las condiciones de crecimiento óptimo para esa bacteria están en el rango de pH 2 a 3.5. Thiobacillus Ferroxidans cataliza la oxidación del hierro de acuerdo con las siguientes reacciones:



También se ha creído que Thiobacillus Ferroxidans desempeña un papel importante en la formación de los depósitos de hierro más grandes encontrados en varias regiones del mundo: Norteamérica, Brasil, Rusia, Mauritania, China, India, Australia y Sudáfrica.

Una reacción de probable significancia en la geoquímica de la formación de sulfuros minerales es la precipitación de metales en la forma de sulfuros como resultado de la reducción biológica de sulfatos. Varios investigadores han encontrado que microorganismos de las especies Desulfovibrium o Desulfotomaculum pueden reducir sulfatos para producir H_2S , el cual en soluciones acuosas se oxida como sigue:



Eventualmente, si están presentes iones metálicos (M^{2+}) se forman sulfuros de acuerdo a la ecuación:



Por otra parte, se ha indicado que cualquier microorganismo que requiera iones de metales pesados para sus funciones vitales desplazará a aquellos elementos llevando a la formación de un complejo organo-metálico y subsecuentemente a la precipitación de elementos minerales insolubles, causando una mineralización de sulfuros en un ambiente sedimentario. Estudios geomicrobiológicos han demostrado que microorganismos pueden también desempeñar un papel significativo en la formación de carbonatos, sílice, silicatos y minerales de arsénico, antimonio, mercurio y manganeso.

La acción microbiana sobre sulfuros minerales explica la presencia de cobre en las aguas efluentes de las minas. Este hecho fue reconocido en la segunda mitad de este siglo. En 1922 Rudolfs y Helbrohner reportaron, el descubrimiento de microorganismos capaces de oxidar sulfuro de hierro y zinc, propusieron la explotación industrial para la producción de fosfatos minerales. En 1940 Waskman y Joffre aislaron un microorganismo conocido como Thiobacillus Thiooxidans.

El descubrimiento de Thiobacillus Ferroxidans el cual oxida el hierro y azufre elemental, resultó no sólo en la revisión de ciertas hipótesis de la geología y geología económica sino que llevó a un re-examen crítico de las tecnologías semiempíricas empleadas hasta los primeros años del siglo XX en ciertos procesos hidrometalúrgicos, particularmente, en lixiviación mineral.

3.8.4 Patente cubana

Se relaciona con el proceso hidrometalúrgico de extracción de oro con soluciones diluidas de cianuro; específicamente, el procesamiento de concentrados de sulfuros auríferos considerados complejos.

La esencia de la invención se caracteriza por la combinación de aditivos en forma sólida tales como la pirolusita (MnO_2) e hidróxido de sodio (NaOH), que originan la rápida disolución del oro en soluciones diluidas de cianuro, por la presencia de pirolusita como portador de MnO_2 , utilizando rangos de concentraciones de catalizadores.

La arsenopirita presente en la muestra, al igual que la antimonita y pirita, posiblemente con el pretratamiento adquieren cierta porosidad permitiéndose el contacto del cianuro con el oro incluido en ellas, lo cual debe incidir en lograr que la velocidad de disolución del mismo alcance el estado de equilibrio rápidamente, bajo el efecto de los aditivos utilizados.

Ventajas del método

Las condiciones de operación suelen ser sencillas y conlleva una disminución de los costos de operación e inversión.

- El consumo de cianuro necesario para la disolución del oro disminuye al disminuir el tiempo de cianuración que mundialmente requieren estos minerales que es de 110 horas hasta 40 a 45 horas.
- Se logra incrementar la extracción de oro en concentrados complejos.

- Se logra neutralizar el efecto nocivo que ejerce el contenido de antimonio que en ocasiones puede imposibilitar el proceso.
- El consumo de energía necesario en el procedimiento de invención propuesto es mínimo con respecto al que se necesita en el proceso pirometalúrgico.

Los equipos que se requieren son convencionales y pueden ser de construcción local. Las pérdidas de oro son mínimas con el esquema tecnológico propuesto. Durante las 4 primeras horas se logra más del 50 % de extracción de oro en todos los casos en que participa la pirolusita activa.

3.9 Carbón activado

3.9.1 Generalidades

En realidad, el carbón activado no viene a ser sino un carbón con una gran área superficial al cual se le ha eliminado las sustancias volátiles y destruido algunos enlaces moleculares débiles a través de un tratamiento pirometalúrgico.

El carbón activado es un producto que posee una estructura cristalina reticular similar a la del grafito; es extremadamente poroso y puede llegar a desarrollar extensas áreas superficiales por gramo de carbón.

Por muchos años las propiedades del carbón fueron conocidas y estudiadas inclusive antes de que se ideara la expresión de carbón activado. Por esta razón, si quisiéramos buscar un indicio del tema, tendríamos que hacerlo en la literatura del carbón mineral, vegetal y el carbón de otros productos tales como huesos, sangre, etc.

El carbón puede existir en diferentes formas en estructuras cristalinas o amorfas. Los diamantes y el grafito son las formas en que mejor se conoce el carbón y sus usos son bien conocidos y documentados. Las formas amorfas incluyen el carbón negro, las fibras de carbón y los carbones porosos, todos ellos se obtienen al calentar o quemar, bajo condiciones controladas, materiales carbonosos tales como el carbón, las cascaras de coco, la madera, la turba, el lignito y el petróleo.

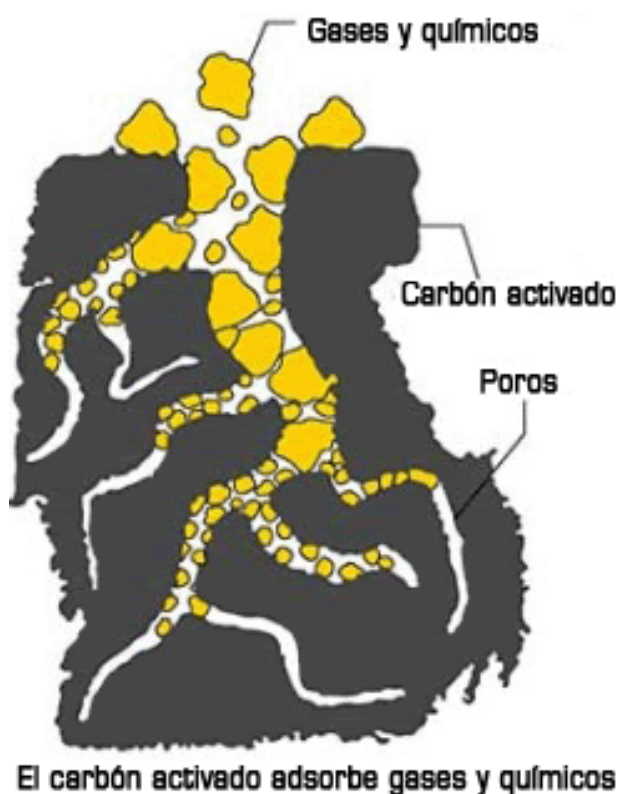


Figura N° 3.3 Carbon activado

Las características específicas de los distintos tipos de carbones activados depende principalmente de:

- La materia prima
- El proceso de activación utilizado.

Es importante mencionar que una misma materia prima que sea activada por procesos diferentes dará como resultado carbones con propiedades diferentes.

Comparada con la extracción por solventes, la adsorción sobre el carbón activado tiene la ventaja adicional de no necesitar una operación previa de separación sólido/líquido y de clarificación de la solución o pulpa saliente de la cianuración, ya que las partículas de carbón se separan de la fase acuosa mediante un simple tamizaje.

A diferencia de la extracción por solventes, el mecanismo de adsorción es enteramente físico, ligado a las propiedades superficiales del carbón, su porosidad y su estructura molecular. No tiene lugar un intercambio iónico (p. ej. de un ión metálico adsorbido con formación de una "chelate" y cesión de un ión H^+ que regenera ácido de la fase acuosa), sino toda la molécula compleja de cianuro de oro (y/o plata) es atraída y retenida en los poros superficiales del carbón activado, sin ionización ni reacción química.

3.9.2 Mecanismo de adsorción

La adsorción por un sólido, es la captación de moléculas de la fase líquida o gaseosa por la superficie del sólido. El término incluye tanto las superficies geométricas externas como la superficie interna de los capilares, las grietas y los intersticios.

A pesar de que el carbón activado se utiliza comercialmente para adsorber oro desde soluciones cianuradas, el mecanismo básico del proceso de adsorción todavía no ha sido satisfactoriamente explicado. A través de los años varios

mecanismos han sido propuestos para interpretar la carga de oro y plata desde soluciones sobre el carbón activado. Estas pueden ser resumidas:

- Aquellos que proponen que el oro está fijo como aurocianuro. Las fuerzas que atraen el ión aurocianuro no son otras que las fuerzas de Van der Waals, aparte de las fuerzas de interacción involucradas en la formación de lazos químicos entre átomos, las moléculas ejercen fuerzas de atracción y repulsión unas con respecto a otras, las cuales difieren de los enlaces químicos solo en que son más débiles. Estas débiles fuerzas de Van der Waals parecen ser las responsables de la adsorción de moléculas no polares sobre la superficie del carbón activado que originan dipolos en el ión complejo $\text{Au}(\text{CN})_2^-$.
- Aquellos que proponen que el ión $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ es reducido sobre el carbón como oro metálico dentro de la estructura del poro.
- Aquellos que proponen que el compuesto del oro cambia a alguna otra forma diferente al aurocianuro durante el proceso de adsorción.

Resumiendo, tal como se indicó líneas arriba existe mucha controversia y confusión respecto del mecanismo por el cual el carbón activado se carga con $\text{Au}(\text{CN})_2^-$. El hecho de que el carbón activado no se adecue exactamente a investigaciones con espectroscopio infrarrojo o difracción de rayos X, explica que se conoce muy poco acerca del compuesto adsorbido, lo cual ratifica que el carbón activado ofrece poco alcance para una investigación más directa.

3.10 Activación de carbones

El carbón vegetal necesita tratamiento más amplio con el fin de desarrollar la extensa estructura porosa interna que caracteriza el carbón activado. La capacidad de adsorción se determina en gran parte por el grado de desarrollo de la estructura porosa interna, así como por la naturaleza de la superficie química del carbón. La activación de carbones es un proceso por medio del cual se provee de ciertas propiedades adicionales a un carbón simple, tales como mayor adsorbilidad, mayor densidad relativa, mayor filtrabilidad, etc.

El proceso que ocurre durante la activación de carbones se basa en la reordenación de los átomos de carbono en anillos tipo benceno para lograr una estructura cristalina reticular similar a la del grafito. En otras palabras, la activación consiste en “multiplicar” la cantidad de poros de un carbón dando como resultado una estructura extremadamente porosa de una gran área superficial disponible para llevar a cabo el proceso de desorción.

El carbón activado puede ser obtenido en el laboratorio mediante una gran variedad de materia prima, incluyendo cáscaras de nuez, pepas de frutas, madera, carbón bituminoso. El carbón más empleado en la metalurgia del oro es el fabricado a partir de la cascara de coco o pepa de melocotón, debido a su dureza que lo hace más resistente a la ruptura y abrasión y por lo que se ha comprobado además que su capacidad adsorbente es generalmente mayor a la de otros carbones activados. La granulometría más común de los carbones comerciales son -6+16, -10+20 malla y existen en forma granular (ej. Calgon) y aquellos fabricados por extrusión (ej. Norit), cuyos gránulos de forma cilíndrica la confieren mayor resistencia al desgaste mecánico.

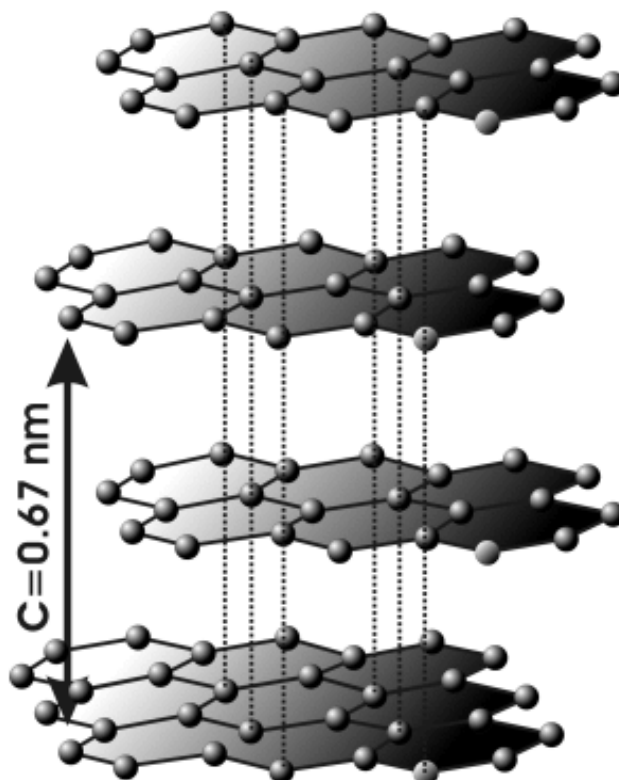


Figura N° 3.4 Representación esquemática reordenamiento de átomos de carbón

Existen básicamente dos procesos a través de los cuales se puede lograr la activación:

a. Proceso físico

La activación consiste en oxidar la materia prima a altas temperaturas en presencia de un agente oxidante, usualmente vapor de agua. Se realiza en dos etapas. En primer lugar el material se carboniza en un producto intermedio, cuyos poros son demasiados pequeños o demasiados contraídos como para que sean un adsorbente útil. El agrandar la estructura porosa, para producir un área de superficie interna accesible, se logra al producir una reacción del producto carbonizado con vapor a una temperatura entre los 800°C y los 1000°C. La reacción ocurre en todas las superficies internas del carbón por lo tanto aumenta el

tamaño del poro. El control de la temperatura es crítico. Si la temperatura es inferior a 800°C , la velocidad de la reacción es demasiado lenta, por lo que es poco económico (el costo de energía para abrir la estructura del poro aumenta mientras que el rendimiento desciende). La reacción corrosiva cuando supera los 1000°C , concentrándose en las capas externas de las partículas del carbón reduciendo el tamaño de cada partícula y dejando el interior inactivo.

El control cuidadoso del proceso de activación del vapor permite que el tamaño del poro se altere para ajustarse a una amplia gama de aplicaciones específicas. Para la adsorción de las moléculas más pequeñas en las soluciones líquidas, por ejemplo la purificación de las aguas, la estructura del poro no tiene que agrandarse tanto como para la adsorción de moléculas de mayor tamaño.

b. Proceso químico

La activación química se basa en la deshidratación de la materia prima mediante sustancias químicas adicionadas, a una temperatura media entre 400 a 600°C . Esta depende de la sustancia química a utilizar para activar el carbón. Los agentes químicos normalmente utilizados son el ácido fosfórico, el cloruro de zinc y el ácido sulfúrico.

Tal como veremos, cuando en un carbón activado se disminuye el poder adsorbente, el carbón se puede reactivar en un horno y reutilizarse nuevamente.

En la tabla N° 3.4 siguiente, se muestran algunas de las propiedades físicas más importantes de carbones activados a partir de la cascara de coco.

Tabla N° 3.4 Propiedades físicas del carbón activado

<i>Propiedades físicas de carbones activados a partir de cáscara de coco</i>	
Superficie específica total (m ² /g)	1150 - 1250
Tamaño de poros	95% 10-20 Å
Densidad real (g/m ³)	2.0 – 2.2
Volumen de poro dentro de la partícula (cm ³ /g)	0.70 – 0.80
Densidad aparente del lecho (g/cm ³)	0.45 – 0.48
Calor específico a 100°C (Kcal/kg°C)	0.20 – 0.25
Tamaño promedio mallas	6 x 16
Cenizas (%)	1 – 4

3.11 Clasificación de carbones activados

En términos generales los carbones activados se clasifican en dos grandes grupos:

- Carbones para purificación en fase líquida.
- Carbones para purificación en fase gaseosa.

Las propiedades más importantes a considerar al seleccionar un carbón son el diámetro de los poros y las características de los mismos. Los poros de un carbón activado se clasifican en tres de acuerdo a su tamaño.

- Microporos
- Poros medios
- Macroporos

Los microporos son poros de un radio de 20 Å⁰ a menos y son los que más área proporcionan. Son útiles para adsorber moléculas muy pequeñas, que generalmente se encuentran presentes en purificación de gases. Para los carbonos con predominio en microporos, el área de la superficie interna es increíblemente grande. Muchos carbones activados tienen áreas internas que van de los 500 a 1500 metros cuadrados por gramo, y es esta enorme área la que les permite ser adsorbentes efectivos.

Los poros medios están en un rango de a $20 - 500 \text{ \AA}$ y aunque su contribución al área total es menor que los microporos, su tamaño les permite adsorber moléculas grandes que por lo general están presentes en purificación de líquidos. Los macroporos casi no contribuyen al área total de un carbón pero su importancia radica en que actúan como vías de acceso a los poros medios y microporos, afectando la velocidad de difusión de las impurezas en el carbón.

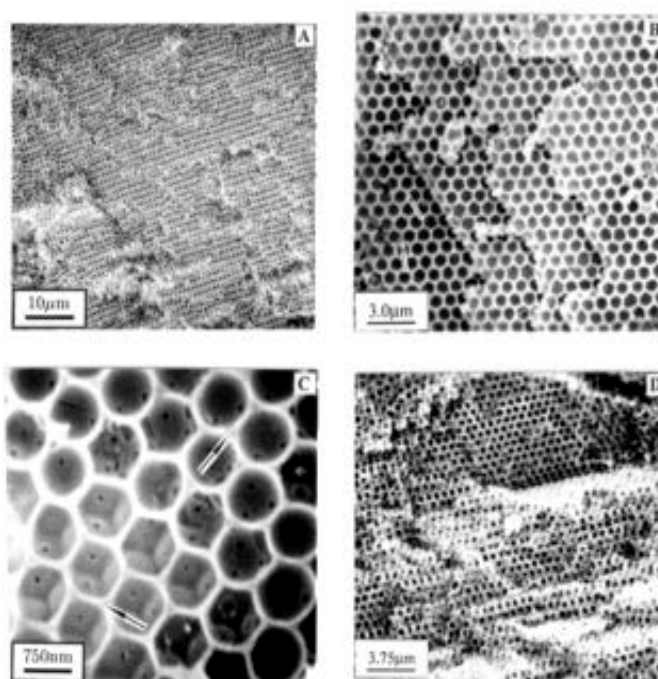


Figura N° 3.5 Estructura de los poros del carbón activado

3.12 Adsorción de oro con carbón activado

El proceso de adsorción con carbón hoy en día es aceptado universalmente como un método confiable y estándar en la recuperación de oro y plata a partir de soluciones o pulpas. Constituyen excepciones a esta técnica de recuperación las soluciones o pulpas que contienen:

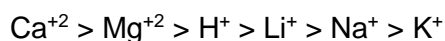
- Altos ratios de plata/oro.
- Altas concentraciones de oro.

- Especies que interfieren con la adsorción del carbón (típicamente orgánicos).

3.12.1 Aspectos termodinámicos de la adsorción

Algunas de las más importantes características termodinámicas del sistema se resumen a continuación:

- La capacidad de carga del carbón activado se incrementa con el incremento de cationes en solución en el siguiente orden:



Pero decrece con el incremento en la concentración de aniones en solución en el siguiente orden:

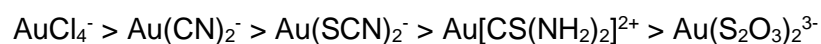


Una sal tal como CaCl_2 por consiguiente refuerza la carga, mientras que el KCN la inhibe.

- Un complejo neutral como el $\text{Hg}(\text{CN})_2$ se adsorbe fuertemente sobre el carbón activado como lo hace los complejos aniónicos $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$.
- La adsorción del cobre desde soluciones cianuradas sobre el carbón activado se incrementa a medida que el valor del pH y la concentración del cianuro libre son más bajos. Ej. La carga se incrementa como el grado de coordinación y la carga en el complejo aniónico decrece en el siguiente orden:



- La adsorción de aurocianuro sobre el carbón activado es un proceso reversible en el cual el equilibrio entre la concentración de oro en solución y la concentración de oro en el carbón es el mismo si se llega desde lo más alto o lo más bajo.
- La capacidad de carga de oro en el carbón activado decrece con el incremento de la temperatura.
- Para quitarle al carbón el oro, no es necesario que un anión sea un agente acomplejante para el oro. Ejemplo: carbón que ha sido completamente cargado con oro desde soluciones cianurada puede ser stripeado con hidróxido de sodio caliente y aparece en la solución como ion aurocianuro.
- A pesar de que el oro forma un gran número de complejos con varios compuestos ejemplo thiourea (oro I), thiocyanate (oro I), cianuro (oro I), cloruro (oro III), thiosulfato (oro I) entre otros, la interacción entre el carbón activado y los complejos cloruro y cianuro de oro ha recibido una atención exclusiva en literaturas, probablemente debido a su importancia en la recuperación hidrometalúrgica del oro.
- La capacidad del carbón activado de adsorber varios complejos de oro sigue la siguiente secuencia:



3.12.2 Cinética de la adsorción

Aunque la capacidad de adsorción del carbón activado para oro es alta, después de varios días de equilibrio, la mayoría de las plantas en operación tienden a cargar el carbón en alrededor de 5,000 g/ton dentro de tiempos mucho más cortos. Típicamente un circuito CIP de 5 etapas en contracorriente opera con un tiempo de retención por etapa de la pulpa de 1 hora. Esto optimiza la eficiencia de adsorción y de tratamiento de mineral, pero coloca un mayor énfasis en la actividad cinética del carbón y en la etapa de desorción de oro.

En general, la velocidad de adsorción de oro sobre carbón disminuye exponencialmente con el tiempo, lo cual puede ser descrito empíricamente por la ecuación:

$$\Delta(\text{Au})_c = k(\text{Au})_s t^n$$

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

$(\text{Au})_s$ = Concentración en la solución.

k, n = Constantes.

k es la constante de velocidad, es una función de la eficiencia de mezclado, carbón y ensuciamiento de carbón típicamente varía entre 29 y 400 h⁻¹. El término exponencial n es sensible al pH, fuerza iónica y ensuciamiento del carbón y típicamente está alrededor de 0.5. Modelos más sofisticados basados en la difusión a través de estructuras ramificadas micro y macro porosas se han desarrollado, pero el modelo simple predice exitosamente el número de etapas y concentraciones de carbón requeridas.

Está limitado, sin embargo en aquellos casos donde existe una severa contaminación del carbón y cuando los valores de k caen a medida que el carbón avanza en el circuito.

3.12.3 Recuperación de oro con carbón activado

La aplicación de los últimos avances en la metalurgia del oro y la plata han sido de gran importancia para el desarrollo de nuestra minería aurífera, ya que los nuevos métodos investigados han permitido el tratamiento de yacimientos cuya explotación en el pasado se consideraba antieconómica. Una de las aplicaciones, lo constituye precisamente el uso del carbón activado a partir de soluciones cianuradas. El proceso general se puede resumir en las siguientes etapas:

- Lixiviación.- Por agitación o en pilas.
- Carga.- Adsorción con carbón activado del oro (y/o) plata de la solución rica cianurada.
- Descarga.- También llamado elusión o desorción del oro (y/o plata) del carbón en una solución más concentrada.
- Regeneración.- Restitución de propiedades originales del carbón.
- Producción de oro metálico.- Mediante técnicas de electro deposición o cementación del oro la solución concentrada (desorbida).

La solución estéril se recicla a la etapa de desorción o se descarta después de un cierto número de desorciones (dependiendo de su contenido de impurezas).

3.12.4 Métodos de adsorción con carbón activado

La adsorción del oro y plata sobre el carbón activado puede realizarse directamente sobre las soluciones ricas y claras de pilas de lixiviación, estar acompañado de una

purificación y clarificación del licor de las pulpas lixiviadas, o en el momento en que la lixiviación se esté realizando. Las tres variaciones son las siguientes:

a. Carbón en columna (CIC)

El licor lixiviado es generado en la mayoría de las operaciones de heap leaching de minerales con baja ley de oro están prácticamente libres de sólidos suspendidos. En tales operaciones la solución rica (licor lixiviado clarificado) es contactada con columnas empaquetadas con carbón activado en contracorriente. La operación es esencialmente similar al proceso de intercambio iónico. Un buen contacto sólido/líquido es realizado por la fluidización de las partículas del carbón en las columnas o agitándolos suavemente en tanques. Regularmente se usan una serie de columnas o tanques.

En una operación típica de adsorción, las soluciones provenientes de la pila se hacen pasar a través de 4 o 5 columnas en serie, cada una de estas conteniendo la misma cantidad de carbón. La primera columna que se contacta con la solución es retirada periódicamente del circuito una vez que el carbón se ha cargado, colocándose posteriormente en el último lugar con carbón fresco mientras que las restantes avanzan un lugar en la serie; este sistema de operación en contracorriente permite un mejor aprovechamiento de la capacidad adsorbente del carbón. La alimentación puede efectuarse en sentido descendente, haciendo percollar la solución a través de un lecho fijo para mantener las partículas en lecho suspendido o fluidizado. La adsorción en lecho fijo requiere de una menor cantidad de carbón que el sistema fluidizado, pero está limitado a operar solo con soluciones clarificadas y a un flujo específico de no más de $2 \text{ lt/h} \cdot \text{dm}^2$ de sección. Este último

cambio, puede funcionar en soluciones turbias y a un flujo que, para carbones gruesos como el -6 + 16 malla puede llegar hasta unos 10 lt/h*dm².

b. Carbón en pulpa (CIP)

El proceso de carbón en pulpa (CIP) consiste esencialmente en adsorber los iones complejos de oro $Au(CN)_2^-$ directamente desde la pulpa cianurada con carbón activado. La disolución del oro por cianuración después de ser molido el mineral, se realiza en una serie de tanques en los cuales la pulpa es agitada en presencia de aire.

Una cierta cantidad de solución diluida de cianuro de sodio es adicionada al primer tanque, tal que nos permite mantener un adecuado porcentaje de cianuro libre que favorece la cinética de disolución del oro, mientras la alcalinidad protectora mantiene un pH en el rango de 10,5 – 11,0.

El carbón es mantenido en suspensión en la pulpa, gracias a la agitación mecánica y suministro de aire. Este arreglo nos permitirá en casos de corte de suministro de energía, que la pulpa sea fácilmente repulpada después que la corriente eléctrica sea restaurada. La pulpa avanza de un tanque hacia el siguiente por gravedad o un air lift, de tal modo que el carbón activado sea retenido por un tamiz. El avance del carbón se realiza en contracorriente respecto a la pulpa y su cosecha se realiza en forma que satisface la producción diaria requerida.

Después que el carbón alcanza una carga satisfactoria, es lavado en cernidores y luego conducido al circuito de desorción de carbón.

Aplicaciones CIP

- Cuando se trata de un mineral rico.
- Cuando se trata un mineral de lenta disolución de oro.
- Cuando no hay minerales carbonáceos en el mineral.
- Cuando tiene un alto contenido de cianidas.

c. Carbón en leach (CIL)

El carbón en leach o carbón en lixiviación es una modificación relativamente nueva del proceso de carbón en pulpa, y en ciertos casos puede ser preferido sobre la tecnología convencional CIP. En este caso, el oro lixiviado como cianuro y la adsorción de los iones $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ sobre el carbón activado están simultáneamente acompañados en el mismo tanque. Además los tanques usados para la lixiviación son completamente eliminados o reducidos en número.

Puesto que la lixiviación requiere generalmente mayores tiempos de residencia que la adsorción y una razonable cantidad de adsorción es conseguida solamente a ciertas concentraciones mínimas de oro en la solución, se puede preferir hacer uso de uno o dos tanques solamente para lixiviación y el resto para los dos procesos conjuntos.

El carbón activado es un medio concentrador que tiene una capacidad de adsorción y una velocidad de adsorción que varía de acuerdo al tipo y calidad de carbón, además de esta función inicial de carbón tiene otra característica importante que es la de liberar todo el oro que en la primera etapa adsorbió desde la pulpa en una solución nueva y clara que es la solución que se utiliza en el circuito de desorción

en la que el carbón se empobrece y la solución se enriquece. Esta solución circula a través de las celdas electrolíticas en la que el oro se precipita en los cátodos en una forma sólida.

Aplicaciones CIL

- Minerales de cinética de cianuración alta.
- Minerales de baja ley.
- Minerales que contienen elementos que sustraen el oro disminuyendo su recuperación.

3.12.5 Factores que afectan la adsorción de oro sobre el carbón activado

Durante los últimos años, el uso del carbón activado para la recuperación del oro ha recobrado una considerable importancia, por lo que se han realizado una serie de trabajos de investigación y desarrollo orientados a comprender la química y mecanismo del proceso. El objetivo es desarrollar un adecuado control en la operación de plantas metalúrgicas que utilizan el carbón activado con una alta eficiencia de adsorción y mínima pérdida de oro en la solución barren.

a. Efecto del carbón

Existen dos tipos de carbones activos generalmente usados y son el de forma cilíndrica y el granular, de estas dos formas el segundo constituye por sus características el más comercialmente usado en plantas metalúrgicas.

La mayoría de carbones adsorben el oro en mayor o menor grado, pero en la practica la mayor parte de carbones activos son producidos específicamente a partir de la cascara de coco o de la pepa de melocotón a partir de los 700 - 800^oC en presencia de vapor. Estos tipos de carbones deberán proveer propiedades

suficientes de dureza y abrasión mínimas, que permitan resistir las condiciones de trabajo a las que estarán expuestos durante los procesos de carga y descarga de oro. El carbón de las aristas perdidas por atricción constituye una porción activa de alta cinética de adsorción. Estas partículas finas atraviesan los cernidores de captación e incrementan las pérdidas de oro en los circuitos.

Cuando se inicia una operación nueva y el carbón activado recién inicia su trabajo de adsorción las extracciones de oro son muy eficientes y muy rápidas, pero conforme pasa el tiempo el carbón va perdiendo su eficiencia. Esta eficiencia puede ser restituida mediante tratamiento del carbón con hornos de reactivación térmica y ciclos de lavado ácido, procesos que se complementan para permitir una eficiente actividad de carbón que nunca llegara a ser tan alta como el carbón nuevo.

Generalmente el carbón envejecido que sale del proceso contiene una cantidad de oro entrampado difícil de desorber económicamente y que alcanza valores de 1 – 3 onzas de oro.

b. Efecto del pH

Ya que tanto los iones H^+ como OH^- tienden a ser adsorbidos por el carbón, el pH afecta la capacidad de adsorción. Para la adsorción del carbón en pulpa, algunos investigadores recomiendan un pH de 10. Debajo de estos niveles, el cianuro se hidroliza formando HCN con las correspondientes pérdidas y posibles problemas de contaminación ambiental; sin embargo si el pH es incrementado demasiado, la carga de oro en el carbón es definitivamente inhibido.

c. Efecto de la concentración de cianuro

Se expresa que la movilidad de los iones parece estar mayormente influenciada por la cantidad de cianuro libre, pues un incremento de este trae como consecuencia un efecto adverso en la capacidad y cantidad de carga.

Por otro lado, si el nivel de cianuro libre decae debajo de ciertos límites, entonces el oro no será adsorbido correctamente. Además si la carga se realiza en presencia de una concentración de cianuro demasiado baja, el carbón no se desorberá fácilmente.

Investigadores estiman mantener alrededor de 150 ppm de CN^- a fin de mantener una adecuada selectividad y recuperación de oro y plata sobre el carbón y por ende una satisfactoria operación de re-extracción.

d. Efecto de la concentración de oro

De acuerdo a estudios de investigación realizados se ha comprobado que la capacidad de equilibrio del carbón se encuentra relacionada a la concentración de oro en la solución cianurada. Se ha encontrado que la aproximación al equilibrio es particularmente más lenta a bajas concentraciones de oro, por lo que será necesario un mayor tiempo de residencia o incrementar la cantidad de carbón a fin de conseguir bajos contenidos de oro en las colas. La segunda opción significaría que la carga de oro en el carbón será significativamente menor a su capacidad de equilibrio de carga.

e. Efecto de la temperatura

La capacidad de carga de oro en el carbón activado decae muy rápidamente con el incremento de la temperatura. De esta manera se ha observado un marcado decrecimiento de la actividad del carbón a medida que la temperatura es aumentada. Se puede afirmar que todos los circuitos de adsorción operan a una temperatura ambiente, mientras que la desorción es realizada a temperaturas cercanas al punto de ebullición.

f. Efecto del tamaño de partícula

La velocidad de adsorción está afectada notablemente por el tamaño de partícula de carbón. Partículas más pequeñas para una misma masa de carbón, mejoran la adsorción del oro (como era de esperar por el incremento en área superficial).

g. Efecto de la densidad de pulpa

C. A. Fleming, en un test de laboratorio, usó un reactor agitado provisto de deflectores para estudiar el efecto de la densidad de pulpa formada al lixiviar el mineral sobre las constantes cinéticas de la adsorción del aurocianuro sobre un carbón típico. Los resultados indican una influencia sustancial de la densidad de pulpa sobre la cinética del proceso de adsorción, debido por un lado a la disminución de la eficiencia de mezclado al aumentar la densidad y, por el otro, al posible "enceguecimiento" físico de la superficie del carbón con los finos de la pulpa. Sin embargo en el diseño del proceso a nivel industrial, frecuentemente se tiende a adoptar valores mayores en el porcentaje de sólidos de la pulpa.

h. Adsorción de otros metales

A pesar que el carbón activado es generalmente muy selectivo para el cianuro de oro, el cianuro de plata es también adsorbido con eficiencia. Además la presencia de altas concentraciones de cianuros complejos de cobre, níquel y fierro pueden causar una notable reducción en la adsorción de oro por un proceso de adsorción competitiva.

La presencia de estos metales se revisa a continuación:

- Plata

La presencia de plata en altas concentraciones con respecto al oro, aumenta significativamente los requerimientos de carbón activado, debido a que se adsorbe junto con el oro. Por este motivo las soluciones de lixiviación de minerales ricos en plata o de plata son tratadas por precipitación con polvo de zinc. De acuerdo a Shoemaker cuando el contenido de oro + plata en el mineral es mayor a 17 g/ton se recomienda el uso de zinc.

- Cobre

El comportamiento del cobre depende de las condiciones químicas de la solución, ya que bajo ciertas condiciones se carga más que el oro desplazándolo y bajo otras condiciones no se carga mayormente. Los parámetros que afectan la carga del cobre son la concentración de NaCN y el pH. Ambos efectos se muestran en la siguiente tabla observándose que la carga de oro aumenta cuando el pH o la concentración de NaCN disminuyen. Por otro lado el cobre se carga muy bien desde soluciones a pH 5, mientras que muy poco cobre se carga a pH 10,5. Otro aspecto importante de destacar es que a altas razones de concentración CN/Cu la

carga de cobre disminuye rápidamente indicando que el complejo $\text{Cu}(\text{CN})_2$ se carga bien mientras que las especies $\text{Cu}(\text{CN})_3$ y $\text{Cu}(\text{CN})_4$ no lo hacen apreciablemente.

Tabla N° 3.5 Efecto de la concentración de NaCN y pH en la carga de oro
Condiciones: Au en solución 9,2 ppm

<i>Cu en solución (ppm)</i>	<i>NaCN agregado (ppm)</i>	<i>pH</i>	<i>Au en carbón (ppm)</i>	<i>Cu en carbón (ppm)</i>
0	0	10,5	44.000	0
0	0	5,0	67.400	0
0	300	10,5	34.500	0
0	300	5,0	60.000	0
80	300	10,5	33.460	600
80	300	5,0	19.800	59600

Tabla N° 3.6 Carga de cobre sobre carbón activado en dos operaciones mineras

<i>Planta</i>	<i>pH solución</i>	<i>Cianuro libre (mg/l)</i>	<i>Cobre en solución (mg/l)</i>	<i>Cobre en carbón (g/t)</i>
A	10	300	150	300
B	7	0	2	30

- Mercurio

El mercurio es un elemento que es adsorbido por el carbón activado tan eficientemente como el oro y la plata, debido a su alto peso molecular, ya que también forma sales de cianuro en un oro en un proceso de cianuración.

De acuerdo a sus resultados obtenidos por algunos autores una fracción del mercurio disuelto es adsorbida por el carbón, llegando hasta niveles de 8 a 10 kg/ton dependiendo de la concentración de la solución tratada.

- Calcio, Magnesio, Potasio

Estos elementos están normalmente presentes en las soluciones de cianuración y pueden adsorberse en el carbón activado en cantidades que aumentan con el pH, el tiempo de contacto y la concentración en solución.

- Otros elementos y especies

Otros elementos y especies que pueden adsorberse en el carbón activado, en cantidades variables son níquel, zinc, sílice y tiocianato.

CAPITULO IV

RECUPERACION DE ORO Y PLATA A PARTIR DE RELAVES AURIFEROS

4.1 Objetivo

El principal objetivo es recuperar el oro a partir del relave de cianuración a nivel de laboratorio, para obtener parámetros del procedimiento adecuado, consumo de reactivos, etc., a partir de estos resultados llevar a cabo una prueba a escala piloto, para luego realizar un estudio de pre-factibilidad del proyecto a escala industrial.

4.2 Justificación

Minera Laytaruma S.A. tiene un relave cuyo contenido promedio en oro es de 2.96 gr/TM que debido al intemperismo y tiempo de almacenamiento, estos relaves se encuentran una parte en estado de oxidación, otra en sulfuros y otra en la mezcla de óxidos y sulfuros.

La recuperación del oro, a partir de minerales de baja ley y de relaves ha despertado mucho interés en los últimos años de investigación empresarios y estudiosos; debido a la gran importancia económica que significa la recuperación de este metal precioso, se están estudiando y realizando diferentes procesos de extracción, para lograr recuperar dicho metal en forma rentable tales como concentración gravimétrica, flotación, amalgamación, lixiviación, etc.

En nuestro país tenemos relaves de flotación, amalgamación, cianuración, etc., que han sido dejados por las compañías mineras auríferas, que han paralizado sus operaciones en la década del 60, debido al precio bajo que mantenía por mucho tiempo el mercado. En la actualidad algunos de estos relaves se encuentran en tratamiento, como en otro se encuentran en la etapa de estudio, debido a su buen precio.

A continuación detallo los diferentes procesos alternativos estudiados, para el tratamiento de relaves de cianuración, en donde menciono los resultados de las pruebas experimentales, para el presentar luego los resultados del proceso adecuado para su tratamiento y por consiguiente la recuperación del oro en forma rentable.

4.3 Estudio

Actualmente Minera Laytaruma cuenta con tres canchas de relaves, dos de ellas están fuera de operación y son materia de nuestro estudio. Para seleccionar la cancha con la cual daremos inicio al estudio se han considerado los siguientes factores:

- a) Antigüedad del material depositado
- b) Volumen de la relavera
- c) Fecha de instalación de nuevos equipos

Estos factores primaron en la decisión de la muestra a tomar, ya que al inicio de las operaciones de Minera Laytaruma (año 1990) procesaba un promedio de 50 a 80 t/d y debido al crecimiento de la demanda, la empresa estaba obligada a procesar minerales mayores a su capacidad de planta por lo que no se tenía una óptima

recuperación del oro, es por ello que la muestra a tomar esta entre los años de 1993 al 2006 época en la cual el relave era depositado sobre la superficie de la primera cancha de relave y en la segunda cancha de relave las cuales hacen un total de 760,000 TMH (dato obtenido según datos históricos).

Dado que en esos años el proceso no era muy eficiente, nos induce a que dicho material depositado es un material más recuperable que el material depositado en los últimos años.

4.3.1 Descripción de las actividades

Según lo descrito anteriormente se realizó un cronograma de actividades para obtener la muestra representativa. Dicha muestra va a ser derivada a un Laboratorio de Microscopía para determinar en qué estado se encuentra el oro y realizar las pruebas respectivas.

Las actividades desarrolladas abarcaron el cuadrículado del área de muestreo, toma de medidas para la cubicación, excavación de pozas de 4m - Relavera N°1 y N°2, profundización de 4m a 6m con sonda - Relavera N°1 y N°2, cuarteo de muestras para laboratorio químico, mezclado para obtener muestra común de cada relavera, envío de muestras, análisis de muestras en el laboratorio químico y finalmente el análisis mineralógico de las muestras.

El cronograma de actividades se hizo en base a un Diagrama de Gantt (Figura N° 4.1) el cual se desarrolló de la siguiente manera:

- Periodo: 37 días (5 Enero -10 Febrero).

- Número de Trabajadores: Promedio de 4 trabajadores por día.
- Horas hombre/día: 10 horas trabajadas.
- Horas total trabajadas: 1480 horas

Posteriormente se realizó un segundo cronograma para las pruebas de laboratorio, construcción de las pozas de almacenamiento de la solución pregnant y barren, fabricación de las columnas de carbón, construcción del sistema de peletización, instalación de la geomembrana y desarrollo del proceso. Todos estos procesos fueron planificados en base a un Diagrama de Gantt (Figura N° 4.2 y Figura N° 4.3):

- Periodo: 77 días (16 Febrero – 03 Mayo).
- Número de Trabajadores: Variable.
- Horas hombre/día: 10 h.
- Total de horas trabajadas en la construcción de las pozas, fabricación de equipos e instalación de la geomembrana: 2240 h.
- Total de horas trabajadas en elaboración de pellets, regado, lavado y toma de muestras: 680 h.

4.3.1.1 Cuadrulado del área de muestreo

En la relavera N°1 se marcó una cuadrícula de 15 metros entre punto y punto, estableciéndose 15 puntos de muestreo (N°1 al N°15) sobre la poza y dos puntos (N°16 y N°17) sobre el borde de la relavera; sumándose un total de 17 puntos de muestreo en la relavera N°1



Figura N° 4.4 Cancha de relave N° 1



Figura N° 4.5 Cancha de relave N° 2

En la relavera N°2 se marca una cuadrícula de 20 metros entre punto y punto, ubicándose 31 puntos (N°18 al N°48) en la parte superior de la relavera y 3 puntos (N° 49; 50 y 51) ubicados en los laterales de la poza; haciendo un total de 34 puntos en la relavera N°2.

4.3.1.2 Excavación de pozas en las relaveras N°1 y N°2

Se excavaron pozas de sección rectangular de 1.5m x 1m y 4m de profundidad, trabajando un personal por cada poza usando palas y barretillas, el avance promedio fue de 2.5 pozos/día/personal. Se tomaron muestras por niveles cada 0.5m de profundidad desde 0 m a 4m, tomando un total de 9 muestras hasta esta etapa; posteriormente se profundizó hasta 6m utilizando usando sonda. También se tomaron muestras para determinar la gradiente de humedad con respecto a la profundidad.



Figura N° 4.6 Excavación de poza

Por motivos de seguridad para realizar el trabajo (presencia de gases y peligro de deslizamiento de relave) se profundizó el muestreo usando sondas de 2m de

longitud, esto nos permitió llegar hasta los 6m de profundidad desde la superficie. En esta etapa se tomó una sola muestra que representa entre los 4 y 6 metros de profundidad.



Figura N° 4.7 Poza de 6m de profundidad

4.3.1.3 Muestreo para análisis en laboratorio químico

Se agruparon todas las muestras tomadas de cada poza y se formó un compuesto. Posteriormente se mezcló con palas hasta darle la homogeneidad adecuada, luego se muestreó utilizando el método del cono y cuarteo hasta obtener una muestra representativa de aproximadamente 300 kg (este proceso se hizo para cada relavera).

Para nuestro estudio se va a realizar los análisis preliminares de microscopía y pruebas de laboratorio con la muestra de la poza relavera N°1 por ser la primera relavera que usó Minera Laytaruma cuando no tenía equipos para obtener una recuperación óptima.



Figura N° 4.8: Toma de muestra

4.3.2 Análisis mineralógico y químico de la muestra

4.3.2.1 Análisis mineralógico

a. Cancha relavera N°1

Se realizó un estudio de microscopía del relave de la poza N°1 utilizando el Método del Dr. Cánepa cuyas observaciones se detallan a continuación:

- En esta muestra la esfalerita representa el 0.15% en peso encontrándose en granos asociados o intercrecidos.
- El porcentaje en peso de la hematita es de 1.78% del cual el 1.58% corresponde a granos libres y el 0.20% se halla en las asociaciones de GGs-hm, mt-hm, GGs-hm-LIMs-Ag.
- La galena representa el 0.28% en peso, no se ha localizado como granos asociados
- Las limonitas representan el 0.81% en peso de la muestra correspondiendo el 0.64% a granos libres y el 0.017% a los intercrecimientos de goe-LIMs, GGs-LIMs y GGs-hm-LIMs-Ag.

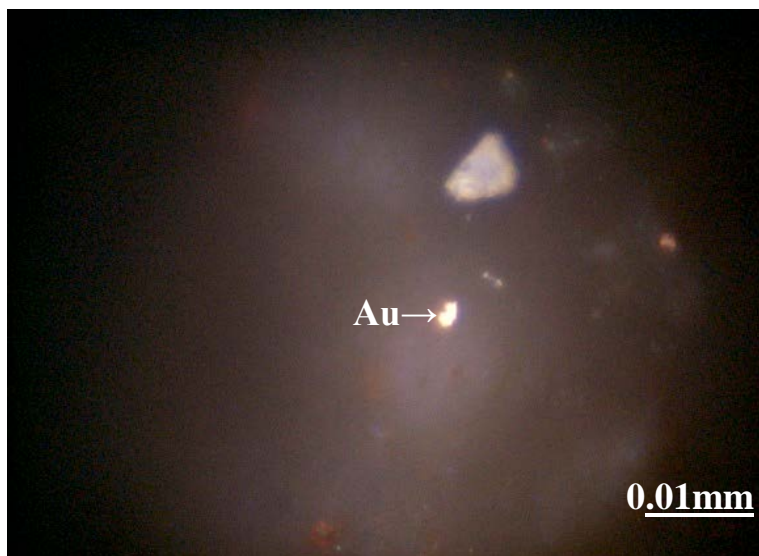


Figura N° 4.9 Cancha relavera N°1 - Nicoles paralelos. Se observa un grano de oro libre con tamaño de 0.003mm.

- El porcentaje en peso de la goetita es de 0.20% del cual el 0.14% se encuentra en granos libres y el 0.055 en las asociaciones de goe-LIMs, LIMs-goe.
- La calcopirita representa el 0.39% en peso hallándose en granos libres.
- La pirita constituye el 1.98% en peso de la muestra ocurriendo el 1.98% a granos libres y el 0.003% en la asociación GGs-py
- La arsenopirita representan el 1.48% en peso de la muestra y se encuentran en granos libres.
- La magnetita representa el 0.14% no encontrándose en granos libres, solamente en el intercrecimiento de mt-hm.
- El porcentaje en peso de oro nativo es de 0.33% (traza), encontrándose solo como grano libre.
- El porcentaje en peso de la plata nativa es de 0.20% del cual el 0.20% se encuentra en grano libre y el 0.002 en las asociaciones de GGs-hm-LIMs-Ag.

- El grafito se presenta como grano libre, siendo su porcentaje en peso del 0.08%.

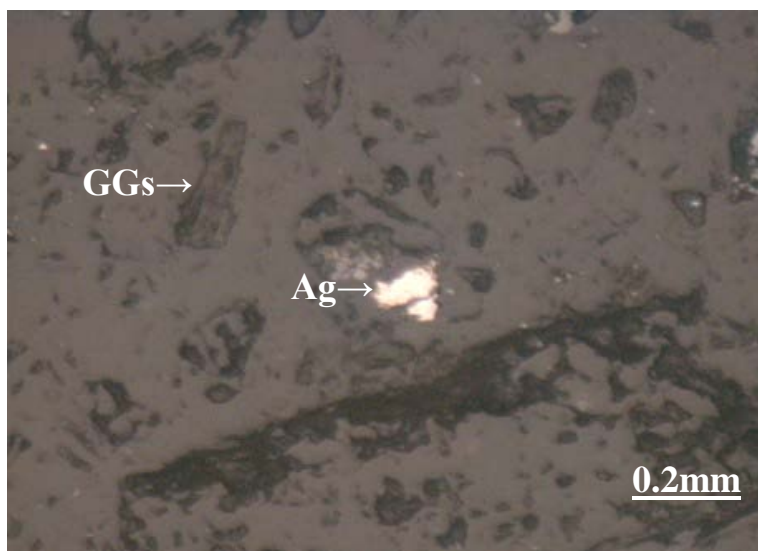


Figura N° 4.10 Cancha relavera N°1 - Nicoles paralelos. Se observa granos libres de plata nativa (Ag), tamaño de 0.04mm y ganga (GGs).

b. Cancha relavera N°2

Al igual que la muestra anterior se realizó un estudio de microscopia cuyas observaciones se detallan a continuación:

- En esta muestra el porcentaje de la esfalerita libre es del 0.18%, en peso.
- El porcentaje en peso de la galena es del 0.74%, de este porcentaje el 0.51% corresponde a granos libres, y el 0.24% se halla intercrecido con la ganga.
- La hematita representa el 1.49% en peso del cual 0.95% se halla en granos libres y el 0.53% esta intercrecido con hm-goe, GGs-hm-goe, GGs-hm-LIMs, hm-mt.
- El porcentaje en peso de las limonitas es del 0.55%, correspondiendo el 0.51% a granos libres y el 0,04% a las asociaciones goe-LIMs y a GGs-hm-LIMs.

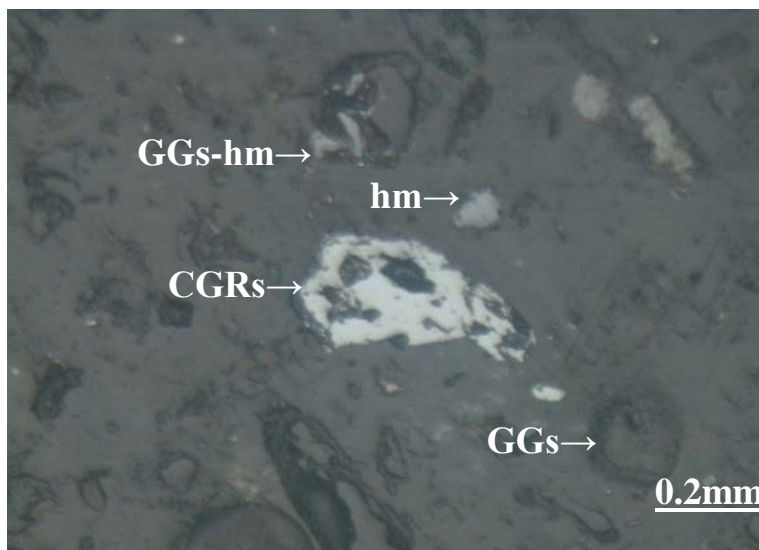


Figura N° 4.11: Cancha relavera N°2 - Nícoles paralelos. Granos libres de cobregis (CGRs), hematita (hm), y ganga (GGs) y un grano mixto de (GGs-hm).

- La pirrotita representa el 0.48% en peso, del cual el 0.40% se halla en granos libres y el 0.08% intercrecido con cv-pirita.
- Calcopirita, representa el 0.32% en peso de los cuales el 0.28% se presenta libre y asociados a la GGs en un 0.04% en peso.
- El porcentaje en peso de la pirita es del 1.88%, de este porcentaje el 1.82% se presenta libre y el 0.06 se halla intercrecido con la GGs y asociación cv-po.
- La arsenopirita se presenta libre, siendo el porcentaje en peso el 1.10%
- La magnetita representa el 0.17% en peso, de este porcentaje el 0.12% se encuentra libre, y el 0.06 se halla intercrecido con la GGs, y hm-mt.
- El porcentaje en peso de cobre gris es de 0.09%, se presenta libre.
- El porcentaje en peso de la melnikovita es del 0.07%, se halla intercrecido con la GGs, no se ha localizado como granos libres.
- El porcentaje en peso de la ilmenita es del 0.02%, esta intercrecido con la GGs.

- El porcentaje en peso de la goetita es de 0.24%, de los cuales el 0.09 % se encuentra libre, y el 0.15% se halla en intercrecimiento con LIMs, hematita-goetite, y GGs-hm.



Figura N° 4.12: Cancha relavera N°2 - Nícoles paralelos. Granos libres de arsenopirita (apy), pirita (py), ganga (GGs) y grano mixto de hematita-goetita (goe).

- La cuprita se presenta asociada a GGs-cv-cup-Cu y representa el 0.05% en peso, no se ha observado granos libres.
- El porcentaje en peso de la covelita asociada a po-py y GGs-cv-cup-Cu es del 0.04% no se hallado como granos libres.
- El porcentaje en peso de cobre nativo es de 0.01 % no encontrándose libre, solo esta intercrecido con GGs-cv-cup.

A continuación se detalla el análisis mineralógico que se realizó a cada relavera, hay que indicar que este análisis es solo una referencia a lo que posteriormente se quiere aplicar

Tabla N° 4.1 Análisis mineralógico cancha relavera N°1

Minerales Libres	# Granos	# Gr. x P.E.	% Area	Liberación (%)	GGs	ef	gn	hm	LIMs	goe	cp	py	apy	mt	Au	Ag	gf
Gangas	1895	4927.00	92.02	99.82	92.02												
Esfalerita	2	8.00	0.15	100.00		0.15											
Galena	2	15.00	0.28	100.00			0.28										
Hematita	16	84.80	1.58	89.19				1.58									
Limonitas	9	34.20	0.64	78.95					0.64								
Goetita	2	7.60	0.14	71.43						0.14							
Calcopirita	5	21.00	0.39	100.00							0.39						
Pirita	21	106.05	1.98	99.86								1.98					
Arsenopirita	13	79.30	1.48	100.00									1.48				
Magnetita	0	0.00	0.00	0.00										0.00			
Oro nativo	1	17.64	0.33	100.00											0.33		
Plata nativa	1	10.50	0.20	99.01												0.20	
Grafito	2	4.40	0.08	100.00													0.08
Min. Asociados				Asociaciones													
goe-LIMs	1	3.80	0.07	2dIII					0.035	0.035							
GGs-hm	3	10.37	0.19	1bl	0.10			0.09									
mt-hm	2	10.38	0.19	1bIV, 3bl				0.05						0.14			
Lims-goe	1	3.80	0.07	2dII					0.05	0.02							
GGs-LIMs	1	3.56	0.07	1bIV	0.01				0.06								
GGs-py	1	2.67	0.05	1al	0.05							0.00					
GGs-hm-LIMs-Ag	1	4.35	0.08	1bIV, 1eIII, 3dIII	0.01			0.04	0.03							0.002	
Total	1979	5354.42	100.00		92.18	0.15	0.28	1.78	0.81	0.20	0.39	1.98	1.48	0.14	0.33	0.20	0.08
					GGs	ef	gn	hm	LIMs	goe	cp	py	apy	mt	Au	Ag	gf

Tabla N° 4.2 Análisis mineralógico cancha relavera N°2

Minerales Libres	# Granos	# Gr. X P.E.	% Area	Liberación (%)	GGs	ef	gn	hm	LIMs	po	cp	py	apy	mt	CGRs	melnk	il	goe	cup	cv	Cu
Gangas	1575	4095.00	92.22	99.62	92.22																
Esfalerita	2	8.00	0.18	100.00		0.18															
Galena	3	22.50	0.51	68.18			0.51														
Hematita	8	42.40	0.95	64.26				0.95													
Limonitas	6	22.80	0.51	93.75					0.51												
Pirrotita	4	17.80	0.40	83.33						0.40											
Calcopirita	3	12.60	0.28	88.24							0.28										
Pirita	16	80.80	1.82	96.91								1.82									
Arsenopirita	8	48.80	1.10	100.00									1.10								
Magnetita	1	5.15	0.12	68.97										0.12							
Cobregris	1	4.10	0.09	100.00											0.09						
Melnikovita	0	0.00	0.00	0.00												0.00					
Ilmenita	0	0.00	0.00	0.00													0.00				
Goetita	4	3.80	0.09	36.36														0.09			
Cuprita	0	0.00	0.00	0.00															0.00		
Covelita	0	0.00	0.00	0.00																0.00	
Cobre nativo	0	0.00	0.00	0.00																	0.00
Min. Asociados				Asociaciones																	
goe-LIMs	1	3.80	0.09	1bIV					0.03												0.06
hm-goe	3	14.63	0.33	1bIV, 2dIII,				0.26													0.07
GGs-py	2	6.43	0.14	1aI, 1eII	0.09							0.06									
GGs-hm-goe	1	3.38	0.08	2bI	0.04			0.02													0.02
GGs-gn	1	5.54	0.12	1eII	0.02		0.10														
po-cv-py	1	4.50	0.10	2bI						0.08		0.00									0.02
GGs-cv-cup-Cu	1	4.56	0.10	1eI, 1bII	0.02														0.05	0.02	0.01
GGs-mt	1	2.73	0.06	1bIV	0.06									0.01							
GGs-hm-LIMs	1	4.07	0.09	1eII, 1bIV	0.02			0.06	0.01												
Melnk-GGs	1	3.76	0.08	1aIII	0.01											0.07					
hm-mt	2	10.54	0.24	1eI				0.19						0.05							
GGs-il	1	3.02	0.07	3aII	0.05												0.02				
GGs-cp	1	3.24	0.07	1eI	0.04						0.04										
Gn-GGs	1	6.52	0.15	2aI	0.01		0.14														
Total	1649	4440.46	100.00		92.57	0.18	0.74	1.49	0.55	0.48	0.32	1.88	1.10	0.17	0.09	0.07	0.02	0.24	0.05	0.04	0.01
					GGs	ef	gn	hm	LIMs	po	cp	py	apy	mt	CGRs	melnk	il	goe	cup	cv	Cu

4.3.2.2 Análisis químico

Para realizar el análisis de la muestra de relave del compósito (300 kg divididos en 6 sacos de 50 kg c/u) se analizó de la siguiente manera:

- a.- Análisis químico por oro de cada saco de muestra.
- b.- Preparación del compósito.
- c.- Análisis químico de la muestra compósito.
- d.- Distribución de valores por malla

Cancha relavera N°1

a. Análisis químico por oro de cada saco de muestra

Tabla N° 4.3 Ley de oro en muestras

Saco N°	Ley de Au (gr/TM)
1	2.00
2	2.33
3	4.83
4	3.00
5	2.29
6	2.89
Promedio	2.89

b. Preparación del compósito

Cada saco de muestra fue homogenizado y se redujo por cuarteos sucesivos para obtener muestras representativas de 10 kg por saco y con estas muestras se formó el compósito final a pesos iguales; que fueron utilizados para los análisis posteriores.

c. Análisis químico de la muestra compósito

El respectivo análisis químico reporta los siguientes valores:

Plata (Ag): 58.5 g/TM

Oro (Au): 3.03 g/TM

Cobre (Cu): 0.163 %

d. Distribución de valores por malla

Tabla N° 4.4 Distribución de Oro en mallas

<i>Malla</i>	<i>% Peso</i>	<i>Au (gr/TM)</i>	<i>% Distribución de Au</i>
+100	6.58	3.33	7.40
+150	8.02	2.83	7.63
+200	9.16	2.50	7.73
-200	76.24	3.00	77.24
TOTAL	100.00	2.96	100.00

De acuerdo a estos resultados podemos apreciar que la mayor ley de oro se encuentra en la malla -200 con un contenido de 77.24 % del oro total.

Cancha relavera N°2

Se tiene claro que los análisis que son materia de estudio se realizarán con la muestra de la cancha relavera N°1, pero cabe indicar que también se realizó el análisis químico de la cancha relavera N°2 cuyos resultados fueron:

Plata (Ag): 60.8 g/TM

Oro (Au): 2.92 g/TM

Cobre (Cu): 0.343 %

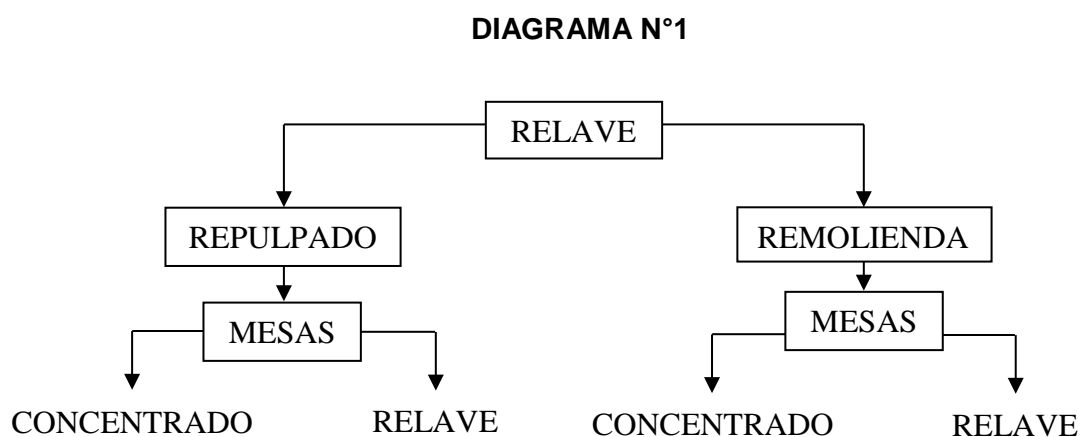
4.3.3 Alternativas estudiadas de recuperación

De los resultados del análisis granulométrico hemos visto la posibilidad de recuperar el oro contenido en el relave utilizando diversas operaciones o procesos metalúrgicos de las cuales tenemos:

1. Concentración gravimétrica en mesas vibradoras
2. Concentración por flotación
3. Cianuración
 - a. Cianuración en matraces agitados
 - b. Cianuración en agitadores
 - c. Cianuración en columnas

4.3.3.1 Concentración gravimétrica en mesas vibradoras

Se hizo el estudio por concentración gravimétrica debido a la alta gravedad específica del oro con respecto a la ganga.



De acuerdo al diagrama, se trabajó con las siguientes variables:

Peso de la muestra	: 3 kg
Angulo de inclinación	: 6°
Carga de alimentación	: 200 gr/min
Flujo de agua	: 5 lt/min
Tiempo de operación	: 15 min

A continuación se muestran los resultados:

Tabla N° 4.5 Resultados de concentración en mesas vibradoras

SIN REMOLIENDA (65% -m200)			
PRODUCTO	% PESO	LEY Au gr/TM	DISTRIB. % Au
CONCENTRADO	6.23	2.13	4.52
RELAVE	93.77	2.99	95.48
CABEZA CALCULADA	100.00	2.94	100.00

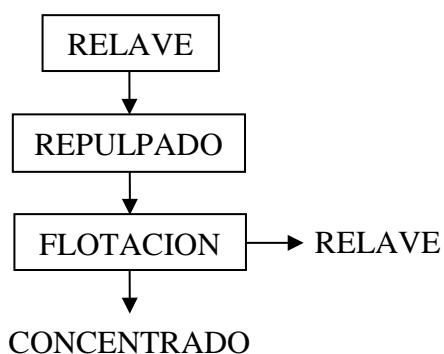
CON REMOLIENDA (90% -m200)			
PRODUCTO	% PESO	LEY Au gr/TM	DISTRIB. % Au
CONCENTRADO	71.24	5.87	93.59
RELAVE	28.76	0.68	6.41
CABEZA CALCULADA	100.00	3.05	100.00

Los resultados se encuentran en la tabla N°4.5 y no han sido favorables, con remolienda hay un incremento en el concentrado.

4.3.3.2 Concentración por flotación

Para esta prueba se procedió de acuerdo al diagrama N°2 y se flotó en las siguientes condiciones:

% Sólidos	: 28.0
pH	: 7.50
Z-6	: 50 gr/TM
Dow – 250	: 21 gr/TM
Aceite de Pino	: 14 gr/TM
Tiempo de flotación	: 15 min
Peso de la muestra	: 2.0 kg
Granulometría	: 65% -m200

DIAGRAMA N°2

Los resultados se encuentran en el Tabla N° 4.6

Tabla N° 4.6 Resultados de concentración por flotación

PRODUCTO	% PESO	LEY Au gr/TM	DISTRIB. % Au
CONCENTRADO	2.60	30.55	27.59
RELAVE	97.40	2.14	72.41
CABEZA CALCULADA	100.00	2.88	100.00

Como se aprecia en el cuadro; por flotación solo es posible llegar al 27.59% de recuperación porque el oro se encuentra muy fino y se comporta como lama.

4.3.3.3 Cianuración

Las pruebas de cianuración se han llevado a cabo en matraces agitados, en agitadores y en columnas.

a. Cianuración en matraces agitados

Esta prueba fue llevada a cabo para determinar el grado de lixivialidad del metal precioso contenido en el relave con las siguientes condiciones:

Peso de muestra : 80 gr.

Tiempo de agitación : 48 horas

Dilución de la pulpa : 2.5:1

Porcentaje de NaCN : 0.10 %

pH : 11.0

Los resultados se encuentran en el Tabla N° 4.7.

Tabla N° 4.7 Resultados de la cianuración

SIN REMOLIENDA (65% -m200)			
PRODUCTO	% PESO	LEY Au gr/TM	EXTRACCION % Au
CABEZA	100.00	2.99	48.83
RELAVE	100.00	1.53	51.17

CON REMOLIENDA (90% - m200)			
PRODUCTO	% PESO	LEY Au gr/TM	EXTRACCION % Au
CABEZA	100.00	2.99	65.89
RELAVE	100.00	1.02	34.11

En la tabla se puede observar, con una remolienda del relave, se produce un incremento significativo del 17.06% de extracción.

b. Cianuración en agitadores

En vista de los resultados obtenidos en las pruebas de matraces, las pruebas se orientaron a evaluar el tiempo de cianuración, concentración de NaCN en agitadores con las condiciones iniciales de:

Peso del relave : 300 gr.

Dilución de la pulpa : 2.5:1

Porcentaje de NaCN : 0.10 %

pH : 11.0

Tabla N° 4.8 Resultados de cianuración en agitadores

SIN REMOLIENDA (65% -m200)		
TIEMPO	LEY Au gr/TM	EXTRACCION % Au
24	1.99	31.14
48	1.48	48.79
72	1.33	53.98
96	1.12	61.25
Ley de Cabeza Calculada	2.89	

CON REMOLIENDA (90% -m200)		
TIEMPO	LEY Au gr/TM	EXTRACCION % Au
24	1.35	53.29
48	0.99	65.74
72	0.88	69.55
96	0.72	75.09
Ley de Cabeza Calculada	2.89	

En esto, se puede apreciar que han tenido un incremento de extracción en comparación a las pruebas de matraces, esto es debido a que hemos tenido mayor oxigenación.

c. Cianuración en columnas

Para esta prueba se ha desarrollado pruebas metalúrgicas de cianuración en columna por Heap Leaching previa peletización. Esta prueba comprende los siguientes pasos:

1. Peletizado y curado de la muestra compósito
2. Cianuración en columna (Heap Leaching)
3. Relave final de cianuración
4. Balance metalúrgico de cianuración

1. Peletizado y curado de la muestra compósito

Condiciones:

Peso de Muestra:	25 kg. a 77.24 % malla -200
Cemento:	550 gramos (22 kg/TM).
Cal:	50 gramos (2 kg/TM).
Cianuro de sodio:	22 gramos (0.88 kg/TM).
Agua:	4.973 gramos (16.59% Humedad).

El peletizado se ha efectuado en un molino de bolas de 10" x 12" y los pellets obtenidos se dejaron extendidos por un periodo de 24 horas para el curado y el secado.

2. Cianuración en columna (Heap Leaching)

Condiciones:

Altura de columna:	64 cm
Área:	361 cm ²
Volumen de solución:	20 litros
Fuerza inicial de NaCN:	0.100 %
pH inicial:	10.80
Caudal de solución:	11250 cm ³ /hora
Radio de percolación:	31.16 cm ³ /hora x cm ²

Las cianuraciones en columna (Heap Leaching) se realizó con cambio de cianuro de sodio cada periodo de tiempo para evitar la recirculación de solución saturada de

plata y oro y las condiciones como: concentración de cianuro de sodio, pH, caudal fueron similares para cada prueba.

Tabla N° 4.13 Cianuración N°1 en columna

Tiempo de cianuración (días)	% NaCN libre	NaCN añadido (gr.)	Valor compensado % NaCN libre	Solución Rica	
				Ag (mg/lit)	Au (mg/lit)
0 días	0.100	20.00	0.100	-	-
1er. día	0.050	10.00	0.100	23.00	1.54
2do. día	0.060	8.00	0.100	34.00	2.09
3er. día	0.090	-	0.090	37.60	2.25
4to. día	0.080	-	0.090	38.80	2.16

Solución Rica Recup.:13.341 lt; Consumo Neto de NaCN: 1.093 kg/TM

Tabla N° 4.10 Cianuración N°2 en columna

Tiempo de cianuración (días)	% NaCN libre	NaCN añadido (gr.)	Valor compensado % NaCN libre	Solución Rica	
				Ag (mg/lit)	Au (mg/lit)
0 días	0.100	20.00	0.100	-	-
5to. día	0.090	2.00	0.100	15.54	0.65
6to. día	0.090	2.00	0.100	21.60	0.70
7mo. día	0.090	2.00	0.100	23.60	0.70
8vo. día	0.090	-	0.100	24.40	0.75

Solución Rica Recup.:19.707 lt; Consumo Neto de NaCN: 0.251 kg/TM

Tabla N° 4.11 Cianuración N°3 en columna

Tiempo de cianuración (días)	% NaCN libre	NaCN añadido (gr.)	Valor compensado % NaCN libre	Solución Rica	
				Ag (mg/lit)	Au (mg/lit)
0 días	0.100	20.00	0.100	-	-
9no. día	0.090	-	0.090	8.62	0.21
10mo. día	0.090	2.00	0.100	8.78	0.29
11vo. día	0.090	2.00	0.100	9.68	0.33
12vo. día	0.090	-	0.090	10.38	0.37

Solución Rica Recup.:19.915 lt; Consumo Neto de NaCN: 0.243 kg/TM

Tabla N° 4.12 Cianuración N°4 en columna

Tiempo de cianuración (hrs.)	% NaCN libre	NaCN añadido (gr.)	Valor compensado % NaCN libre	Solución Rica	
				Ag (mg/lit)	Au (mg/lit)
0 días	0.100	20.00	0.100	-	-
13vo. día	0.090	2.00	0.100	2.07	0.096
14vo. día	0.090	2.00	0.100	2.24	0.150
15vo. día	0.090	2.00	0.100	2.41	0.150
16vo. día	0.092	-	0.092	2.98	0.150

Solución Rica Recup.:19.948 lt; Consumo Neto de NaCN: 0.161 kg/TM

Tabla N° 4.13 Resumen de Controles Efectuados

Producto	Tiempo de cianuración (horas)	Volumen Solución Rica lt.	Consumo de NaCN kg/TM	Solución Rica		Contenido		% Extracción	
				Ag mg/lt	Au mg/lt	Ag mg	Au mg	Ag	Au
Sol. Rica 1	96	13.341	1.093	38.80	2.16	517.63	28.82	33.67	38.42
Sol. Rica 2	96	19.707	0.251	24.40	0.51	480.85	10.05	31.27	13.40
Sol. Rica 3	96	19.915	0.243	10.38	0.37	206.72	7.37	13.45	9.82
Sol. Rica 4	96	19.948	0.161	2.98	0.15	59.45	2.99	3.87	3.99
TOTAL	384	72.911	1.748	17.35	0.68	1264.8	49.23	82.25	65.64

3. Relave final de cianuración

Plata (Ag): 12.00 g/TM

Oro (Au): 1.10 g/TM

4. Balance metalúrgico de cianuración

Tabla N° 4.14 Tiempo de Cianuración en Columna (Heap Leaching 16 días)

Productos	Peso / Volumen	LEYES		Contenido Fino		% Extracción	
		Ag	Au	Ag mg	Au mg	Ag	Au
Cabeza Calculada	25.000 kg	62.59 gr/TM	3.07 gr/TM	1564.64	76.72	100	100
Solución Rica Recuperada	72.911 lt	17.345 mg/l	0.675 mg/l	1264.64	49.22	80.83	64.15
Relave Final	25.000 kg	12.00 gr/TM	1.10 gr/TM	300.00	27.50	19.17	35.85

4.4 Pruebas experimentales a nivel piloto

Una vez que las pruebas experimentales de laboratorio han establecido que un relave aglomerado es apropiado para la lixiviación en pila, un pad especial es diseñado. El relave debe de ser preparado y cargado sobre el pad y un sistema de alimentación de lixivante debe de ser instalado, reservorios y columnas de carbón también son requeridos.

a. Diseño del pad

El pad de lixiviación debe de ser impermeable a la solución de cianuro. Debe de ser construido de manera que la solución que percola a través de la pila sea colectada en un punto central de donde luego fluye al primero de los reservorios. Los reservorios son conocidos como reservorio de la solución pregnant y reservorio de la solución barren.



Figura N° 4.13 Colocación de la geomembrana

b. Estudio

1. Peletización

Para dicha prueba se hizo un estudio de aglomeración, en la cual las pruebas de aglomeración se llevaron a cabo en un peletizador de disco con una capacidad de 1TM/h en el que se realizaron una serie de ensayos variando la velocidad y ángulo de inclinación y se observó la calidad del material aglomerado. En esta etapa de aglomeración se hizo manualmente en cuyo interior se adiciona la solución concentrada de cianuro.

Después de determinar las condiciones óptimas, el relave aglomerado es depositado en la poza de lixiviación, siempre teniendo cierto cuidado de no dañar demasiado los pellets de material a ser procesado.

Posteriormente se procedió a fabricar los pellets bajo las condiciones establecidas por un lapso de 17 días obteniendo un aproximado de 100 TM de relave aglomerado.



Figura N° 4.14 Deposición del relave aglomerado

2. Curado

No es otra cosa que un reposo de la pulpa, es decir el material con los reactivos y ya aglomerado, en esta etapa lo que se hace es dejar el material en reposo para que ocurra la reacción de disolución del oro, y que se dan en un ambiente muy aeróbico (con mucho oxígeno del ambiente), pero también para que el cemento y la cal actúen con las arcillas y los pellets tomen consistencia.

Generalmente el tiempo de reposo no es más de 24 horas desde que se concluyó el llenado de la poza, y es en esta etapa donde se disolverá alrededor del 90% de todo el oro que se ha de disolver durante toda la operación. Solo un 10% se disolverá en el resto del tiempo de la operación. Tomar en cuenta que no se trata del oro total contenido en el material, sino de solo aquel se ha de disolver.



Figura N° 4.15 Relave peletizado



Figura N° 4.16 Curado

3. Riegos o lavado

En esta etapa consiste en lavados sucesivos para extraer el oro disuelto (y disolver alrededor del 10% del total soluble), los lavados son necesarios para disminuir la concentración del oro de la solución, solución que es retenida en el mineral aglomerado como humedad (alrededor de 16%). Lo que se ha de buscar con los



Figura N° 4.17 Esquema del regado del Pad



Figura N° 4.18 Riego del Pad

sucesivos lavados es llevar la concentración del oro en solución a menos de 1.0 mg/l, o hasta donde sea disminuiría rentablemente. Se suelen hacer entre 12 y 15 riegos o lavados con la solución que recircula en circuito cerrado.

4. Adsorción

La solución que recircula en contracorriente lo hace a través de columnas de carbón activado en lecho fluidizado, generalmente el carbón necesario se distribuye en 4 columnas de fierro o PVC. Se usa carbón activado granulado de una malla adecuada con capacidades de adsorción operativa de alrededor de 5 o 6 gr Au / kg de carbón. Lo adecuado es cosechar las 3 o 4 primeras columnas ya que la última concentra muy poco metal por lo que es conveniente usarla en el siguiente proceso.



Figura N° 4.19 Etapa de Adsorción

c. Parámetros de operación

1. A continuación se muestran fotos antes y después del movimiento de relaves que se generó para realizar las pruebas a nivel piloto:



Figura N° 4.20 Vista de la poza relavera N°1 antes del movimiento de tierras.



Figura N° 4.21 Vista de la poza relavera N°1 después del movimiento de tierras.

2. Se pelletizaron 100 toneladas de relaves de agitación y fue regada por una solución lixivante por un tiempo de 31 días. Cabe aclarar que se trabajó un día adicional lavando los pellets (último día).

3. Se sacaron 36 muestras de relaves más 1 muestra compósito de relave peletizado y que en total serian 37 muestras para ser analizados por oro, plata y cobre. A continuación se detallan los resultados:

Tabla N° 4.15 Parámetros de operación

Muestra	Au (gr/TM)	Ag (gr/TM)	% Cu	Muestra	Au (gr/TM)	Ag (gr/TM)	% Cu
1	2.64	41.17	0.14	19	3.34	50.77	0.14
2	3.02	42.20	0.13	20	3.18	47.00	0.13
3	2.76	48.03	0.14	21	3.14	85.15	0.13
4	4.38	32.25	0.18	22	2.96	85.15	0.14
5	2.90	44.25	0.15	23	2.88	84.55	0.14
6	3.00	45.97	0.15	24	2.90	85.30	0.13
7	3.36	38.77	0.13	25	2.90	85.20	0.13
8	3.02	48.71	0.16	26	3.42	84.40	0.13
9	3.60	49.40	0.14	27	2.42	84.50	0.13
10	3.28	37.74	0.14	28	2.54	84.90	0.14
11	2.66	48.37	0.13	29	3.38	75.70	0.15
12	2.80	40.14	0.13	30	2.48	85.00	0.14
13	2.68	49.40	0.14	31	2.38	83.95	0.13
14	2.66	40.48	0.14	32	2.52	80.50	0.14
15	2.50	42.88	0.14	33	2.98	79.30	0.13
16	3.26	39.45	0.13	34	2.94	83.20	0.13
17	2.66	47.68	0.14	35	2.74	83.15	0.14
18	2.48	49.06	0.13	36	2.64	82.20	0.13

Muestra	Au (gr/TM)	Ag (gr/TM)	% Cu
37	2.66	66.90	0.13

Al haber analizado las 36 muestras, se obtiene la ley cabeza promedio de:

Au (gr/TM)	Ag (gr/TM)	% Cu
2.93	61.55	0.14

4. Se realizaron pruebas con diferentes proporciones de cemento y cal tomando como base los resultados de las pruebas anteriormente descritas y en base a esos datos se hicieron varias pruebas en donde se peletizó 100 TMS de relave con las siguientes parámetros:

- Consumo de Cemento = 32.06 kg/TMS, Consumo de Cal = 3.29 kg/TMS
- Densidad Aparente de Pellets = 3.240 kg/m³ , Area de Riego = 35 m²

- % Humedad del pellets = 18.63%
 - Los concentración de cianuro de sodio para el curado y el proceso de lixiviación fue de 0.100% (1000 ppm).
5. Durante los 31 días de regado, se consumió 250 kg de NaCN, 125 kg de NaOH, por lo que los consumos por tonelada de mineral son de 2.5 kg de NaCN/TMS y 1.25 kg de NaOH/TMS
- Se agregó un día adicional para el lavado de los pellets con agua clara.
6. Después de 4 horas de haber iniciado el proceso de regado empezó a salir la solución pregnant con los siguientes valores:
- Ley Au = 1.690 gr/m³
 - Ley Ag = 25.5 gr/m³
 - Ley Cu = 35.0 gr/m³
 - NaCN = 0.100 %
 - pH = 11.5
 - Flujo de riego = 0.473 l/s
7. Para la adsorción se diseñó un sistema de columnas de carbón (4 columnas de 250 kg c/u) las cuales trabajan en serie.

d. Resultados

1. Resumen de los controles efectuados:

Tabla N° 4.16 Resumen de controles de efectuados

Día	% NaCN	NaCN añadido (kg)	Valor compensado %NaCN libre	pH	Horas de riego	Flujo (m³/h)	Volumen de Solución (m³)	Pregnant (gr/m³)		Barren (gr/m³)		Contenido (gr)		% Recuperación Au		% Recuperación Ag	
								Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Recup. Obtenida	Recup. Acum.	Recup. Obtenida	Recup. Acum.
1	0.100	27.248	0.100	11.5	16	1.703	27.248	1.690	25.500	0.000	0.000	46.049	694.824	16.818	16.818	11.969	11.969
2	0.038	25.341	0.100	11.4	24	1.703	40.872	0.690	11.530	0.002	0.087	28.120	467.698	10.270	27.088	8.057	20.026
3	0.042	31.612	0.100	11.5	24	2.271	54.504	0.440	10.280	0.002	0.025	23.873	558.939	8.719	35.806	9.629	29.655
4	0.055	24.527	0.100	11.6	24	2.271	54.504	0.184	9.452	0.005	0.012	9.756	514.518	3.563	39.369	8.863	38.518
5	0.059	16.758	0.100	11.6	24	1.703	40.872	0.094	8.700	0.008	0.010	3.515	355.178	1.284	40.653	6.118	44.636
6	0.050	20.436	0.100	11.4	24	1.703	40.872	0.097	7.840	0.007	0.010	3.678	320.028	1.343	41.997	5.513	50.149
7	0.057	17.575	0.100	11.5	24	1.703	40.872	0.098	6.155	0.005	0.010	3.801	251.158	1.388	43.385	4.327	54.476
8	0.058	19.616	0.100	11.3	24	1.946	46.704	0.111	5.832	0.003	0.012	5.044	271.817	1.842	45.227	4.682	59.158
9	0.055	21.017	0.100	11.2	24	1.946	46.704	0.056	3.998	0.002	0.010	2.522	186.256	0.921	46.148	3.209	62.367
10	0.065	16.346	0.100	11.5	24	1.946	46.704	0.045	2.502	0.002	0.012	2.008	116.293	0.733	46.881	2.003	64.370
11	0.072	13.077	0.100	11.6	24	1.946	46.704	0.039	1.231	0.003	0.012	1.681	56.932	0.614	47.495	0.981	65.351
12	0.080	9.341	0.100	11.3	24	1.946	46.704	0.029	0.541	0.001	0.010	1.308	24.800	0.478	47.973	0.427	65.778
13	0.086	6.539	0.100	11.2	24	1.946	46.704	0.026	0.467	0.001	0.010	1.168	21.344	0.426	48.399	0.368	66.146
14	0.087	6.072	0.100	11.2	24	1.946	46.704	0.028	0.501	0.002	0.010	1.214	22.932	0.443	48.843	0.395	66.541
15	0.091	4.203	0.100	11.2	24	1.946	46.704	0.028	0.462	0.002	0.010	1.214	21.110	0.443	49.286	0.364	66.904
16	0.093	3.269	0.100	11.2	24	1.946	46.704	0.035	0.433	0.003	0.010	1.495	19.756	0.546	49.832	0.340	67.245
17	0.091	4.203	0.100	11.1	24	1.946	46.704	0.031	0.412	0.001	0.010	1.401	18.775	0.512	50.344	0.323	67.568
18	0.092	3.736	0.100	11.1	24	1.946	46.704	0.016	0.385	0.002	0.010	0.654	17.514	0.239	50.583	0.302	67.870
19	0.094	2.802	0.100	11.1	24	1.946	46.704	0.016	0.398	0.002	0.010	0.654	18.121	0.239	50.822	0.312	68.182
20	0.090	4.670	0.100	11.1	24	1.946	46.704	0.018	0.390	0.002	0.010	0.747	17.748	0.273	51.094	0.306	68.488
21	0.091	4.203	0.100	11.1	24	1.946	46.704	0.029	0.404	0.002	0.010	1.261	18.401	0.461	51.555	0.317	68.805
22	0.089	5.137	0.100	11.0	24	1.946	46.704	0.031	0.405	0.002	0.010	1.354	18.448	0.495	52.050	0.318	69.123
23	0.092	3.736	0.100	11.0	24	1.946	46.704	0.043	0.394	0.002	0.010	1.915	17.934	0.699	52.749	0.309	69.431
24	0.094	2.802	0.100	11.0	24	1.946	46.704	0.023	0.407	0.002	0.010	0.981	18.541	0.358	53.107	0.319	69.751
25	0.095	2.335	0.100	11.2	24	1.946	46.704	0.033	0.408	0.002	0.010	1.448	18.588	0.529	53.636	0.320	70.071
26	0.099	0.467	0.100	11.2	24	1.946	46.704	0.010	0.417	0.001	0.010	0.420	19.009	0.154	53.789	0.327	70.399
27	0.100	0.000	0.100	11.2	24	1.946	46.704	0.018	0.440	0.001	0.010	0.794	20.083	0.290	54.079	0.346	70.745
28	0.100	0.000	0.100	11.1	24	1.946	46.704	0.015	0.460	0.001	0.010	0.654	21.017	0.239	54.318	0.362	71.107
29	0.100	0.000	0.100	11.1	24	1.946	46.704	0.010	0.400	0.001	0.010	0.420	18.215	0.154	54.472	0.314	71.420
30	0.100	0.000	0.100	11.1	24	1.946	46.704	0.025	0.448	0.001	0.010	1.121	20.456	0.409	54.881	0.352	71.773
31	0.100	0.000	0.100	11.1	24	1.946	46.704	0.025	0.440	0.001	0.010	1.121	20.083	0.409	55.290	0.346	72.119
32	0.100		0.100	11.1		Sol.+ H ₂ O	21.000	0.020	0.882	0.000	0.000	0.420	18.522	0.153	55.444	0.319	72.438
TOTAL							1441.640					151.812	4205.04				

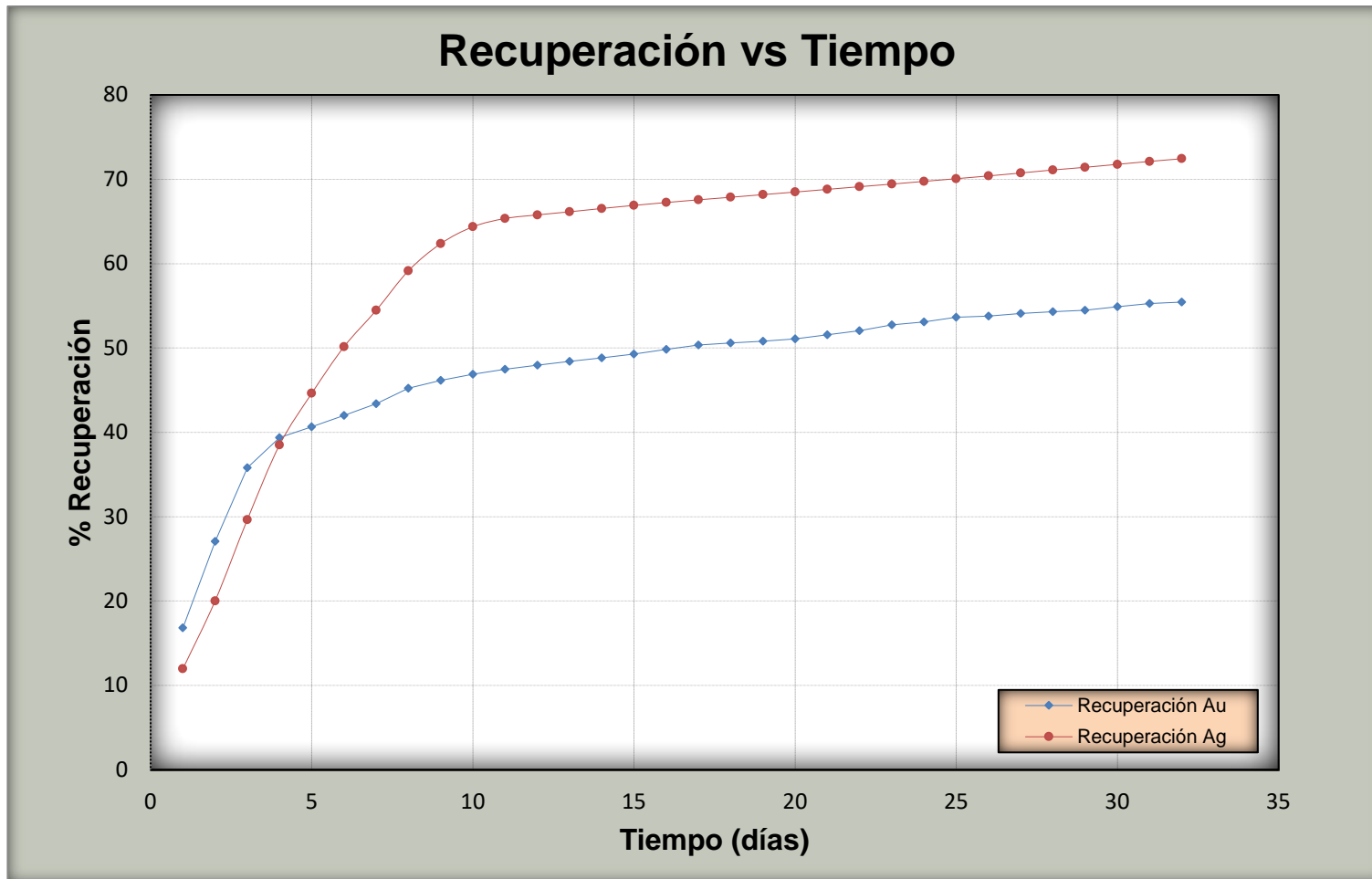


Figura N° 4.22 % Recuperación de Au y Ag en base al tiempo

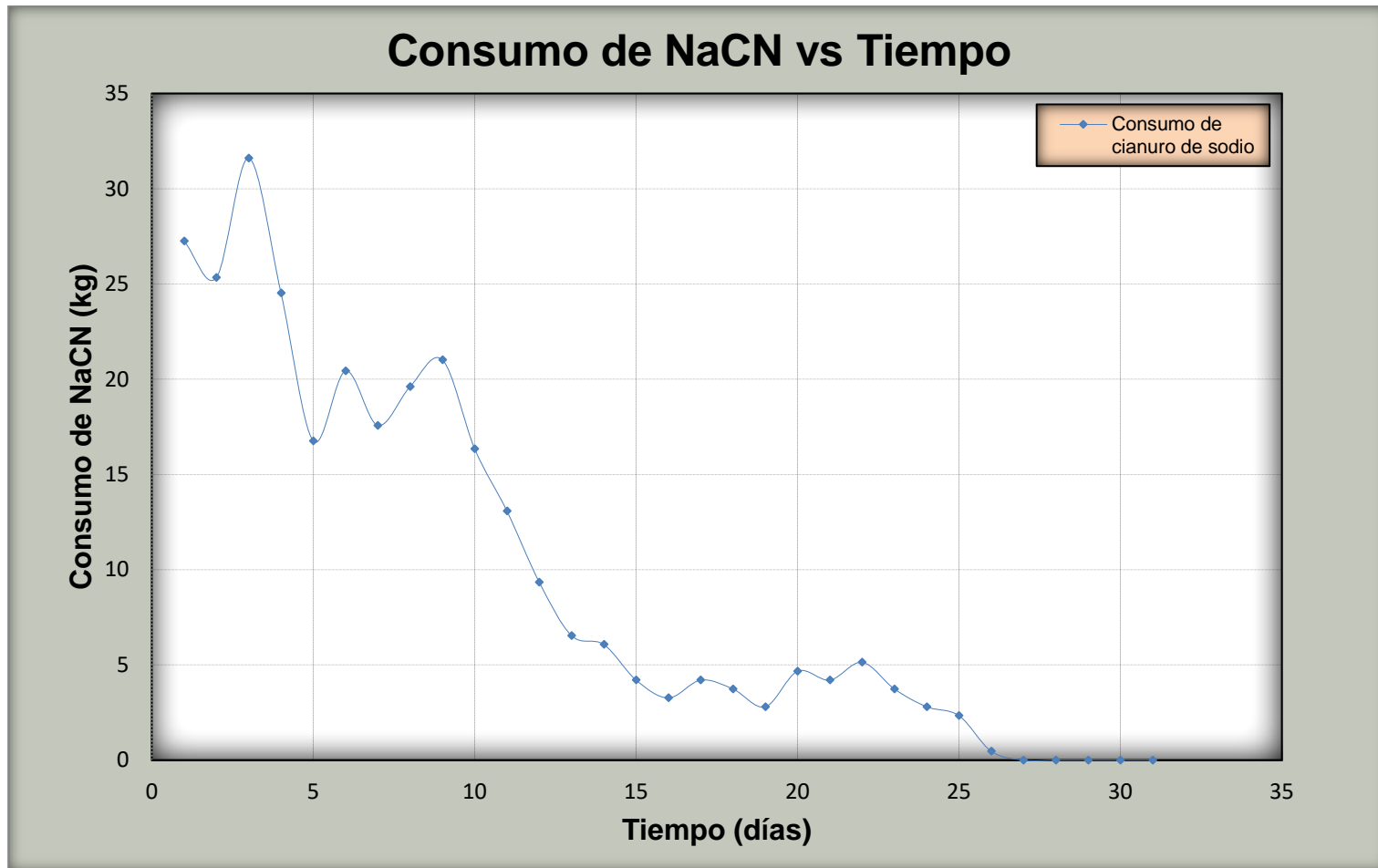


Figura N° 4.23 Consumo de NaCN durante el proceso de Heap Leaching

2. Balance metalúrgico de cianuración:

Tabla N° 4.17 Tiempo de Cianuración (Heap Leaching 31 días)

	Peso Volumen	Leyes		Contenido (gr)		% Extracción	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
CABEZA CALCULADA	100.00 TMS	2.738 gr/TM	58.050 gr/TM	273.81	5805.04	100.00	100.00
SOLUCION RICA RECUPERADA	1441.64 m ³	0.105 gr/m ³	2.917 gr/m ³	151.81	4205.04	55.44	72.44
RELAVE FINAL	100.00 TMS	1.22 gr/TM	16.00 gr/TM	122.00	1600.00	44.56	27.56

3. Después de haber peletizado las 100 TMS de relaves de agitación se analizaron 36 muestras para obtener la ley promedio de cabeza dando los siguientes resultados:

$$\text{Au} = 2.93 \text{ gr/TM}, \text{ Ag} = 61.55 \text{ gr/TM} \text{ y } \text{Cu} = 0.14\%$$

y terminado el ciclo de riego que fue de 31 días se analizó los relaves peletizados dando los siguientes resultados:

$$\text{Au} = 1.22 \text{ gr/TM}, \text{ Ag} = 16.00 \text{ gr/TM} \text{ y } \text{Cu} = 0.11\%$$

Por lo tanto, de acuerdo a estos datos tenemos las recuperaciones en 31 días de lixiviación para el Au = 55.44% y la Ag = 72.44%.

4. La adsorción se hizo con 1000 kg de carbón activado distribuido en 4 columnas. Se analizó las muestras de cada columna y posteriormente se juntó todo el contenido de carbón de cada columna, se homogenizó, se cuarteó y se obtuvo la muestra compósito.

Cuadro N° 4.18: Carbón cargado

Columna	Au gr/kg C	Ag gr/kg C
1	0.534	5.65
	0.535	5.63
2	0.041	4.66
	0.039	4.71
3	0.005	3.83
	0.004	3.64
4	0.002	2.55
	0.002	2.36
Compósito	0.148	4.16
	0.155	4.10

5. De la tabla anterior se concluye que la ley de Au es 0.152 gr/kg C y la ley de Ag es 4.13 gr/kg C.

CAPITULO V

EVALUACION ECONOMICA

5.1 Estimación de costos en el proceso

a. Costo y/o Construcción de equipos

Este costo comprende toda la fabricación de las columnas de carbón, planta de peletizado, adquisición de la geomembrana y la construcción de las pozas pregnant y barren (obras civiles).

1. Columnas de carbón

Tabla N° 5.1 Mano de obra (Fabric. de columnas y construcción de base)

Materiales	Cantidad	Días trabajados	Sueldo por día	Total (S/.)
Mecánico	1	15	60.00	900.00
Soldador	1	15	50.00	750.00
Operarios (albañiles)	4	10	39.13	1565.20
Total				3215.20

Tabla N° 5.2 Materiales de construcción (Bases, anclajes, etc.)

Materiales	Unidad	Cantidad	Costo unitario	Total (S/.)	Vida Útil (años)
Alambre #16	kg	15	6.00	90.00	
Cemento	uni	90	17.50	1575.00	
Clavo p/m de 3"	kg	6	4.20	25.20	
Fierro corrugado de 1/4"	uni	20	6.36	127.20	
Fierro corrugado de 3/8"	uni	15	15.25	228.75	
Fierro corrugado de 5/8"	uni	10	42.37	423.70	
Ladrillo de 18 huecos	uni	35	0.72	25.20	
Total				2495.05	8

Tabla N° 5.3: Costo de construcción de equipos

Materiales	Unidad	Cantidad	Costo unitario	Total (S/.)	Vida Útil (años)
Anillo de presión de 3/4"	uni	72	0.11	7.9	
Cable vulcanizado 2 x 14 AWG	m	450	2.86	1287.0	
Caña Guayaquil	uni	8	15.00	120.0	
Codo de PVC liviano de 2 1/2" x 90°	uni	22	6.22	136.8	
Cono ϕ 0.90m x ϕ 0.20m x 0.4m / Plancha de Fe negro de 1/4"	uni	4	1211,25	4845,0	
Contactador LC1 de 45 A	uni	1	258.00	258.0	
Interruptor automático (Radar)	uni	1	59,50	59,5	
Interruptor termomagnético 3 x 32 A	uni	1	51,61	51,6	
Malla metálica de acero inoxidable N°20	m	3	62,70	188,1	
Manguera de HDPE de 3" (7 mm)	m	450	13,65	6142,5	
Manguera de succión reforzada de 3"	m	5	29,41	147,1	
Pernos de 3/4" x 1 1/2"	uni	24	0,97	23,3	
Pernos de 3/4" x 2"	uni	48	2,17	104,2	
Plancha de fierro de 3/16" x 1.2 m x 2.4 m	uni	1	327,75	327,8	
Pulsador de arranque c/capuchón	uni	1	39,53	39,5	
Pulsador de parada c/capuchón	uni	1	39,53	39,5	
Relay térmico 7 a 13 A	uni	1	92,88	92,9	
Rola de 1.8m x \square 0.90m / Plancha de Fe negro de 1/4"	uni	5	1125,75	5628,8	
Te de PVC liviano de 2 1/2"	uni	12	8.90	106.8	
Tubo de fierro de 2 1/2" estándar	uni	5	99,58	497,9	
Tubo de PVC liviano de 2 1/2"	uni	20	28.50	570.0	
Tubo de PVC liviano de 3"	uni	6	32.35	194.1	
Tubo de PVC liviano de 4"	uni	1	46.20	46.2	
Tubos de PVC de luz de 1"	uni	2	5.46	10.9	
Unión de PVC liviano de 2 1/2"	uni	18	5.76	103.7	
Válvula check de acero inoxidable de 1 1/2"	uni	1	280.00	280.0	
Válvula esférica de acero inoxidable de 2 1/2"	uni	17	409.00	6953.0	
Válvula esférica de acero inoxidable de 2"	uni	1	142,22	142,2	
Válvula esférica de acero inoxidable de 3"	uni	2	462.00	924.0	
Wacha plana de 3/4"	uni	144	0.17	24.5	
Total				29352.70	8

2. Planta de peletizado

Se ha considerado para este proyecto materiales reusables y en algunos casos materiales nuevos para la construcción de dicha planta.

Tabla N° 5.4 Mano de obra (Fabricación del sistema de peletizado)

Materiales	Cantidad	Días trabajados	Sueldo por día	Total (S/.)
Mecánico	1	15	60.00	900.00
Soldador	1	15	50.00	750.00
Total				1650.00

Tabla N° 5.5 Construcción del sistema de peletización

Materiales	Unidad	Cantidad	Costo unitario	Total (S/.)	Vida Útil (años)
Botones de arranque	uni	7	42.00	294.00	
Botones de parada	uni	3	42.00	126.00	
Cable autoportante 35mm.	m	150	9.84	1475.25	
Contactores 5HP (potencia promedio)	uni	4	195.00	780.00	
Electrobomba de 1.2HP 3400 rpm.	uni	1	560.00	560.00	
Faja transportadora de 5m x 18"	uni	1	4240.00	4240.00	
Interruptor de palanca	uni	2	6.90	13.80	
Interruptores térmicos 3 x 30 Amp. (RIEL)	uni	5	81.36	406.80	
Lámpara señalizadora color verde	uni	3	51.58	154.74	
Motor de 3.0HP 1700 rpm.	uni	1	720.00	720.00	
Peletizador	uni	1	2800.00	2800.00	
Portafusibles y fusibles	uni	2	15.76	31.52	
Reflectores de 400 watts.	uni	2	277.23	554.46	
Relé térmico 3.5 Amp. (amp. promedio)	uni	2	125.00	250.00	
Reservorio metálico de 2m x 1.2m x 1.2m	uni	1	1160.00	1160.00	
Rotoplast de 1000 litros	uni	1	336.05	336.05	
Tablero eléctrico dos puertas 1.0m x 2.0m	uni	1	950.00	950.00	
Tolva metálica de 4 toneladas	uni	1	2250.00	2250.00	
Trafo de 220/110, 200 Watts.	uni	1	180.00	180.00	
Variadores de 5 HP	uni	2	980.00	1960.00	
Total				19242.62	6

3. Adquisición de la Geomembrana

La geomembrana que se instaló fue de PVC de 0.75 mm, es un laminado flexible cuya elongación de 350% le permite adaptarse con facilidad a las normas irregulares del terreno sin sufrir daños. Tiene un buen comportamiento frente a hongos, álcalis, bacterias y una gran variedad de compuestos químicos (a diferentes concentraciones). Resalta su alta resistencia al punzonamiento y alto ángulo de fricción en la interfase suelo – geomembrana – suelo.

Tabla N° 5.6 Geomembrana PVC 0.75 mm.

Materiales	Unidad	Cantidad	Costo unitario (\$)	Total (\$)	Vida Útil (años)
Geomembrana de PVC 0.75 mm.	m ²	852	4.19	3566.47	
Total (S/.)				9986.12	5

Tabla N° 5.7: Mano de obra (Instalación de la geomembrana)

Trabajadores	Cantidad	Días trabajados	Sueldo por día	Total (S/.)
Operarios	4	5	39.13	782.60
Total				782.60

4. Construcción de las pozas pregnant y barren

POZA DE SOLUCION PREGNANT

Tabla N° 5.8 Materiales de construcción (Construcción de las 02 pozas de almacenamiento)

Materiales	Unidad	Cantidad	Costo unitario	Total (S/.)	Vida Útil (años)
Alambre #16	kg	10	6.00	60.00	
Alambre #8	kg	10	4.00	40.00	
Cemento	uni	120	17.50	2100.00	
Clavo p/m 2"	kg	1	4.50	4.50	
Clavo p/m de 4"	kg	3	4.50	13.50	
Clavo p/m de 5"	kg	1	4.50	4.50	
Fierro corrugado de 1/2"	uni	70	29.00	2030.00	
Hoja de sierra	uni	2	4.00	8.00	
Total				4260.50	10

Tabla N° 5.9 Mano de obra (Construcción de las 02 pozas de almacenamiento)

Trabajadores	Cantidad	Días trabajados	Sueldo por día	Total (S/.)
Operarios	6	10	39.13	2347.8
Maestro albañil	2	5	56.52	565.2
Total				2913.00

POZA DE SOLUCION BARREN

Tabla N° 5.10 Materiales de construcción (Construcción de la poza de almacenamiento)

Materiales	Unidad	Cantidad	Costo unitario	Total (S/.)	Vida Útil (años)
Alambre #16	kg	10	6.00	60.00	
Alambre #8	kg	10	4.00	40.00	
Cemento	uni	42	17.50	735.00	
Clavo p/m 2"	kg	1	4.50	4.50	
Clavo p/m de 4"	kg	3	4.50	13.50	
Clavo p/m de 5"	kg	1	4.50	4.50	
Fierro corrugado de 1/2"	uni	29	29.00	841.00	
Fierro corrugado de 3/8"	uni	1	16.00	16.00	
Hoja de sierra	uni	2	4.00	8.00	
Total				1722.50	10

Tabla N° 5.11 Mano de obra (Construcción de la poza de almacenamiento)

Trabajadores	Cantidad	Días trabajados	Sueldo por día	Total (S/.)
Operarios	6	4	39.13	939.12
Maestro albañil	2	3	56.52	339.12
Gasfitero	1	4	45.65	182.6
Total				1460.84

b. Costo de operación

Estos costos comprenden la mano de obra requerida para la toma de la muestra global, análisis químicos, pruebas de laboratorio, elaboración de pellets, regado, lavado y toma de la muestra final.

1. ESTUDIO, EXCAVACION, PROFUNDIZACION Y TOMA DE MUESTRAS

Tabla N° 5.12 Mano de obra de estudio

Trabajadores	Cantidad	Días trabajados	Sueldo por día	Total (S/.)	Costo (\$/TM)
Operarios	4	37	30.00	4440.00	15.86
Supervisor	1	18	70.00	1260.00	4.50
Total				5700.00	20.36

2. ANALISIS QUIMICO, MINERALOGICO Y PRUEBAS DE LABORATORIO

Tabla N° 5.13 Mano de obra de análisis

Trabajadores	Cantidad	Días trabajados	Sueldo por día	Total (S/.)	Costo (\$/TM)
Operarios	1	15	50.00	750.00	2.68
Supervisor	1	8	70.00	560.00	2.00
Total				1310.00	4.68

3. ELABORACION DE PELLETS Y SISTEMA DE REGADO

Tabla N° 5.14 Mano de obra de pellets y regado

Trabajadores	Cantidad	Días trabajados	Sueldo por día	Total (S/.)	Costo (\$/TM)
Operarios	3	19	30.00	1710.00	6.11
Supervisor	1	10	70.00	700.00	2.50
Total				2410.00	8.61

4. REGADO DE LOS PELLETS, LAVADO Y TOMA DE MUESTRAS

Tabla N° 5.15 Mano de obra de lavado

Trabajadores	Cantidad	Días trabajados	Sueldo por día	Total (S/.)	Costo (\$/TM)
Operarios	2	33	30.00	1980.00	7.07
Supervisor	1	6	70.00	420.00	1.50
Total				2400.00	8.57

5. CURADO, ACONDICIONAMIENTO Y TRATAMIENTO DE LOS PELLETS

Tabla N° 5.16 Insumos

INSUMO	Cantidad	Precio Unitario (S/.)	Total (S/.)	Costo (\$/TM)
Cal hidratada	329 kg	0.53	175.03	0.63
Soda cáustica	125 kg	2.49	311.50	1.11
Cianuro de sodio	250 kg	7.00	1750.00	6.25
Cemento	75 bolsas	17.50	1312.50	4.69
Total			3549.03	12.68

6. ENERGIA

Tabla N° 5.17 Costo de energía

EQUIPO	kW	Cantidad (días)	S/./kWh	h/d	Total (S/.)	Costo (\$/TM)
Alimentador de faja de 3.0 HP	1.827	17	0.305	6	56.834	0.20
Alumbrado de vapor de Na	1.949	32	0.305	12	228.228	0.82
Bomba de monoblock de 3.4 HP	2.070	32	0.305	6	121.246	0.43
Peletizador de 2.4 HP	1.462	17	0.305	6	45.467	0.16
Total					451.776	1.61

c. Resumen / Costos generales

Tabla N° 5.18 Costos Generales

UTILIZACION DEL EQUIPO	Costo por día (S/.)	Días útiles	Total (S/.)	Costo (\$/TM)
SISTEMA DE PELETIZACION	9.54	17	162.18	0.58
COLUMNAS DE CARBON GEOMEMBRANA	12.01	33	396.33	1.42
POZA DE SOLUCION PREGNANT	5.90	52	306.80	1.10
POZA DE SOLUCION BARREN	1.97	33	65.01	0.23
	0.87	33	28.71	0.10
Total (T1)			959.03	3.43

COSTOS DE OPERACIÓN	Total (S/.)	Costo (\$/TM)
ESTUDIO, EXCAVACION, PROFUNDIZACION Y TOMA DE MUESTRAS	5700.00	20.36
ANALISIS QUIMICO, MINERALOGICO Y PRUEBAS DE LABORATORIO	1310.00	4.68
ELABORACION DE PELLETS Y SISTEMA DE REGADO	2410.00	8.61
REGADO DE LOS PELLETS, LAVADO Y TOMA DE MUESTRAS	2400.00	8.57
CURADO, ACONDICIONAMIENTO Y TRATAMIENTO DE LOS PELLETS	3549.03	12.68
ENERGIA	451.78	1.61
Total (T2)	15820.81	56.50

Por lo tanto el costo total de producción de 1 TM (T1 +T2) es 59.93 dólares americanos.

5.2 Análisis económico

1. Análisis del costo beneficio

a. Balance

La adsorción se realizó con 1000 kg de carbón activado distribuido en 4 columnas, dichos análisis de carbón cargado nos confirman los resultados obtenidos en el proceso de lixiviación por Heap Leaching y cuyos resultados se muestran a continuación:

$$\text{Au} = 0.152 \text{ gr/kg de carbón}$$

$$\text{Ag} = 4.13 \text{ gr/kg de carbón}$$

De acuerdo a estos resultados se obtendrá:

Por el Oro:

Precio internacional del oro (5 de mayo 2011): \$ 1511.00

Cantidad de oro: 152 gramos.

$$\text{Total \$ por el Oro por TM} = \frac{152 \text{ gr}}{31.1035 \frac{\text{gr}}{\text{oz}}} * \frac{1}{100 \text{ TM}} * 1511.00 \frac{\$}{\text{oz}} = \$ 73.841$$

Por la Plata:

Precio internacional de la plata (5 de mayo 2011): \$ 37.84

Cantidad de plata: 4130 gramos.

$$\text{Total \$ por la Plata por TM} = \frac{4130 \text{ gr}}{31.1035 \frac{\text{gr}}{\text{oz}}} * \frac{1}{100 \text{ TM}} * 37.84 \frac{\$}{\text{oz}} = \$ 50.240$$

$$\text{Utilidad Bruta: } 124.081 - 59.93 = 64.151 \text{ \$/TM}$$

CONCLUSIONES

1. Para el estudio de recuperación de los relaves se hizo un trabajo de campo y gabinete que consistió en un levantamiento topográfico en la que se determinó el tonelaje aproximado, cuyo resultado es:

Tonelaje aproximado : 760,000 TMS

2. Según el análisis del costo beneficio se tiene una utilidad bruta de 64.151 \$/TM, por lo que si se procesaría todo el material que se tiene y considerando un material utilizable del 80% se obtendría un beneficio de 39´003,808 millones de dólares y eso es considerando los precios de oro y plata del 5 de mayo del presente año.
3. La recuperación del relave por el proceso Heap Leaching es efectiva, sin embargo se tiene que recircular las soluciones lixiviantes para suministrar oxígeno, para así mejorar la disolución del oro.
4. Después de haber peletizado las 100 TMS de los relaves de agitación se analizaron 36 muestras para obtener la ley promedio de cabeza dando los siguientes resultados:

Au = 2.93 gr/TM, Ag= 61.55 gr/TM y Cu = 0.14%

y terminado el ciclo de riego que fue de 31 días se analizó los relaves del mineral peletizado dando los siguientes resultados:

Au = 1.22 gr/ TM, Ag = 16 gr/ TM y Cu= 0.11%

Por lo tanto de acuerdo a estos datos tenemos las recuperaciones en 31 días de lixiviación para el Au = 55.44% y la Ag = 72.44%.

5. De igual manera se sugiere optimizar los equipos existentes y poner en marcha una unidad de producción dedicada al procesamiento de relaves auríferos para poder tratar relaves en un promedio de 100 t/d para empezar y llegar a 400 t/d como mínimo para que sea rentable económicamente con las leyes de cabeza que son de :

Au = 2.93 gr/TM, Ag= 61.55 gr/TM y Cu = 0.14%

6. Debido a los precios actuales del oro, se consideró un verdadero potencial los depósitos de relaves antiguos de la minera, es por ello que la planta piloto trató de adaptarse a la zona y sus recursos y que a través de la peletización se hizo que se minimizara la contaminación ocasionada por los polvos. Por lo tanto, este proyecto apunta a diseñar una planta compatible con el medio ambiente, es decir, ajustarse a las normas ambientales para proyectarse a una planta de mayor envergadura, capacidad y productividad.
7. El conjunto de operaciones y proceso unitarios necesarios desde que el relave de agitación es tratado, consistirán en:

- Desterroneador tipo molino de martillos.
 - Peletización (Peletizadores de discos)
 - Lixiviación en Pilas (Sistema de riego y recirculación) proceso Heap leaching
8. Al proyectar trabajar en pilas de lixiviación los relaves de agitación peletizados, considera la formación de pilas permanentes cuyas dimensiones dependen de la necesidad de riego y pellets a lixiviar, siendo la altura que alcanzan de hasta 4 metros como máximo (para permitir la buena aireación de la pila).
9. El presente trabajo se hizo con datos e información dados con carácter cualitativo y estimativo que se hizo para asegurar la viabilidad del proyecto antes de incurrir en gastos mayores, es decir:
- a) Es un estudio eminentemente cualitativo.
 - b) Se determinó metas y objetivos del proceso.
 - c) Implicó trabajo en campo (calicatas) y laboratorio metalúrgico.
 - d) Los gastos que se realizó son mínimos.
 - e) Se hizo con información elemental en el estudio de ingeniería, y en la identificación de las alternativas factibles en relación al relave de agitación, localización, tecnología, estudio económico y financiero.
 - f) Corresponde pues a la etapa de pre-inversión.
10. La actividad humana tendrá un impacto sobre el medio ambiente. La necesidad básica de alimentación de la población y la actividad minera son necesarios para el desarrollo de nuestro país y son de gran impacto ambiental y social.

BIBLIOGRAFIA

1. **Acomisa (2008)**, Asesores y Consultores Mineros S.A. Informe Laytaruma
2. **Austin Leonard- Concha Fernando**, Diseño y simulación de circuitos de molienda y clasificación
3. **Aquino E, Calcina M. (2003)**, Contaminación de Mercurio y Cianuro en el distrito minero de Ananea - Puno. 3er Congreso Internacional de Medio Ambiente en Minería - CIP - Perú, Pág. 51-58
4. **Bhappu, Roshan (1984)**, “Química y Aspectos prácticos económicos de la recuperación de minerales de oro y plata”
5. **Colegio de Ingenieros del Perú (2009)**, 6to Congreso Internacional de Medio Ambiente, Lima – Perú
6. **Colegio de Ingenieros del Perú (2007)**, 5to Congreso Internacional de Medio Ambiente, Lima – Perú
7. **Dirección General de Asuntos Ambientales (1995)**, V guía ambiental para elaborar estudio de impacto ambiental. DGAA del MEM
8. **Dirección General de Asuntos Ambientales (2001)**, Guía de Relaciones Comunitarias
9. **Esteban M. Domic M.** “Hidrometalurgia fundamentos, procesos y aplicaciones”
10. **Laytaruma (2010)**, Informes técnicos internos
11. **LABECO**, Análisis ambientales S.R.L. (Análisis de agua)
12. **Marsden, John y House**, “The chemistry of Gold Extraction”.
13. **Manzaneda C. José**, Procesamiento de Minerales
14. **Misari Fidel Sergio**, Metalurgia del Oro

15. **Quiroz Núñez, Iván**, Ingeniería metalúrgica operaciones unitarias en procesamiento de minerales
16. **Rueda Quintana, Edinson (2003)**, Tesis de grado de Ingeniero de Minas, UNI-FIGMM, Lima – Perú
17. **Stewart, Andrew L. (1984)**, “Gold ore processing today”
18. **Tecsup**, Procesos con carbón activado en la metalurgia del oro
19. **XXVIII Convención de Ingenieros de Minas (2009)**, Temas ambientales, Arequipa – Perú.
20. **XXVII Convención de Ingenieros de Minas (2007)**, Temas ambientales, Arequipa – Perú.

ANEXOS

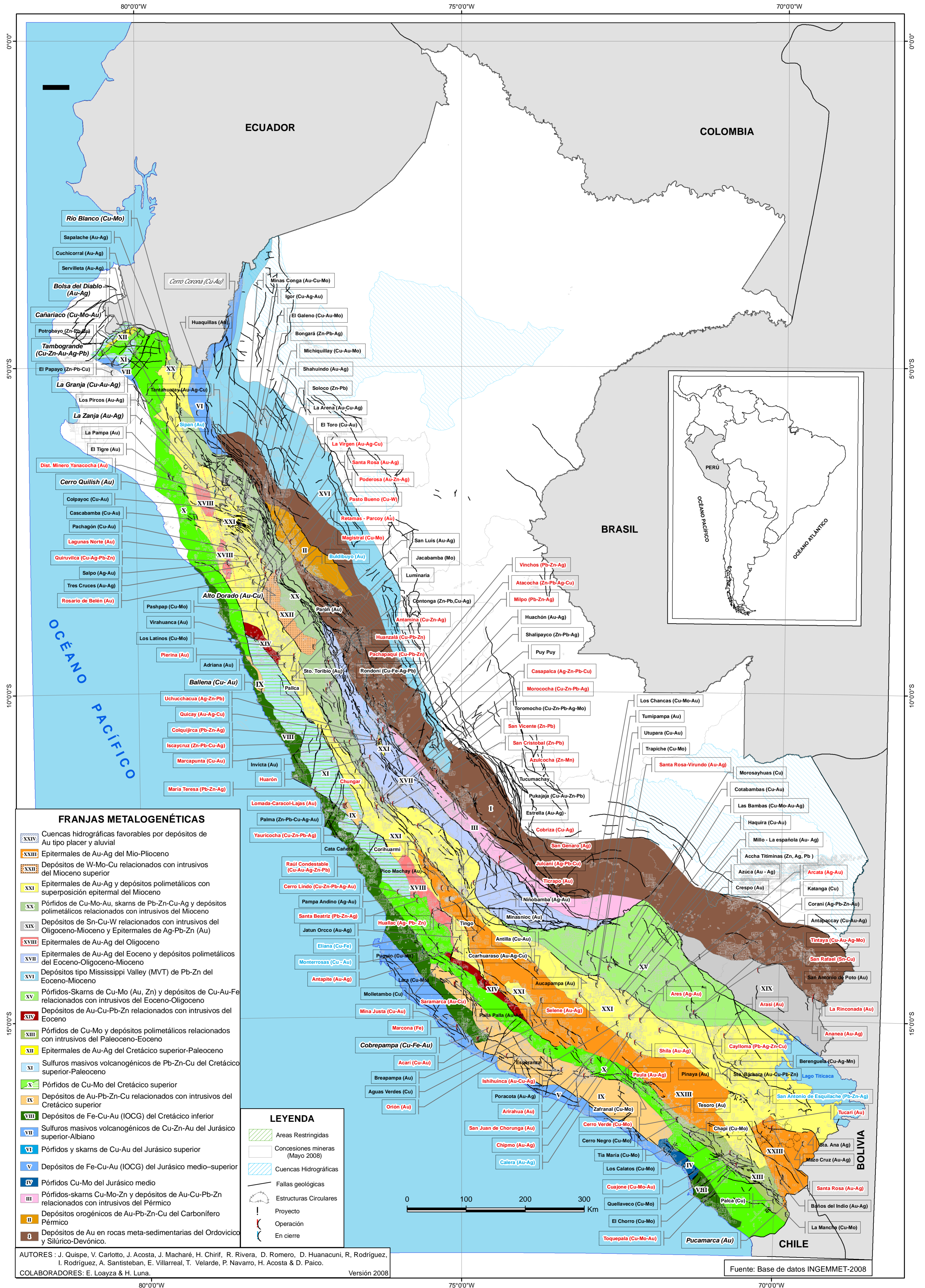
ANEXO 1. Mapa metalogenético del Perú: Operaciones y proyectos mineros

ANEXO 2. Potencial aurífero del Perú

ANEXO 3. Método newmont para materiales con oro libre

ANEXO 4. Flowsheet Minera Laytaruma S.A.

MAPA METALOGENÉTICO DEL PERÚ : OPERACIONES Y PROYECTOS MINEROS.



FRANJAS METALOGENÉTICAS

- XXIV Cuencas hidrográficas favorables por depósitos de Au tipo placer y aluvial
- XXIII Epitermales de Au-Ag del Mio-Plioceno
- XXII Depósitos de W-Mo-Cu relacionados con intrusivos del Mioceno superior
- XXI Epitermales de Au-Ag y depósitos polimetálicos con superposición epitermal del Mioceno
- XX Pórfidos de Cu-Mo-Au, skarns de Pb-Zn-Cu-Ag y depósitos polimetálicos relacionados con intrusivos del Mioceno
- XIX Depósitos de Sn-Cu-W relacionados con intrusivos del Oligoceno-Mioceno y Epitermales de Ag-Pb-Zn (Au)
- XVIII Epitermales de Au-Ag del Oligoceno
- XVII Epitermales de Au-Ag del Eoceno y depósitos polimetálicos del Eoceno-Oligoceno-Mioceno
- XVI Depósitos tipo Mississippi Valley (MVT) de Pb-Zn del Eoceno-Mioceno
- XV Pórfidos-Skarns de Cu-Mo (Au, Zn) y depósitos de Cu-Au-Fe relacionados con intrusivos del Eoceno-Oligoceno
- XIV Depósitos de Au-Cu-Pb-Zn relacionados con intrusivos del Eoceno
- XIII Pórfidos de Cu-Mo y depósitos polimetálicos relacionados con intrusivos del Paleoceno-Eoceno
- XII Epitermales de Au-Ag del Cretácico superior-Paleoceno
- XI Sulfuros masivos volcanogénicos de Pb-Zn-Cu del Cretácico superior-Paleoceno
- X Pórfidos de Cu-Mo del Cretácico superior
- IX Depósitos de Au-Pb-Zn-Cu relacionados con intrusivos del Cretácico superior
- VIII Depósitos de Fe-Cu-Au (IOCG) del Cretácico inferior
- VII Sulfuros masivos volcanogénicos de Cu-Zn-Au del Jurásico superior-Albiano
- VI Pórfidos y skarns de Cu-Au del Jurásico superior
- V Depósitos de Fe-Cu-Au (IOCG) del Jurásico medio-superior
- IV Pórfidos Cu-Mo del Jurásico medio
- III Pórfidos-skarns Cu-Mo-Zn y depósitos de Au-Cu-Pb-Zn relacionados con intrusivos del Pérmico
- II Depósitos orogénicos de Au-Pb-Zn-Cu del Carbonífero Pérmico
- I Depósitos de Au en rocas meta-sedimentarias del Ordovícico y Silúrico-Devónico.

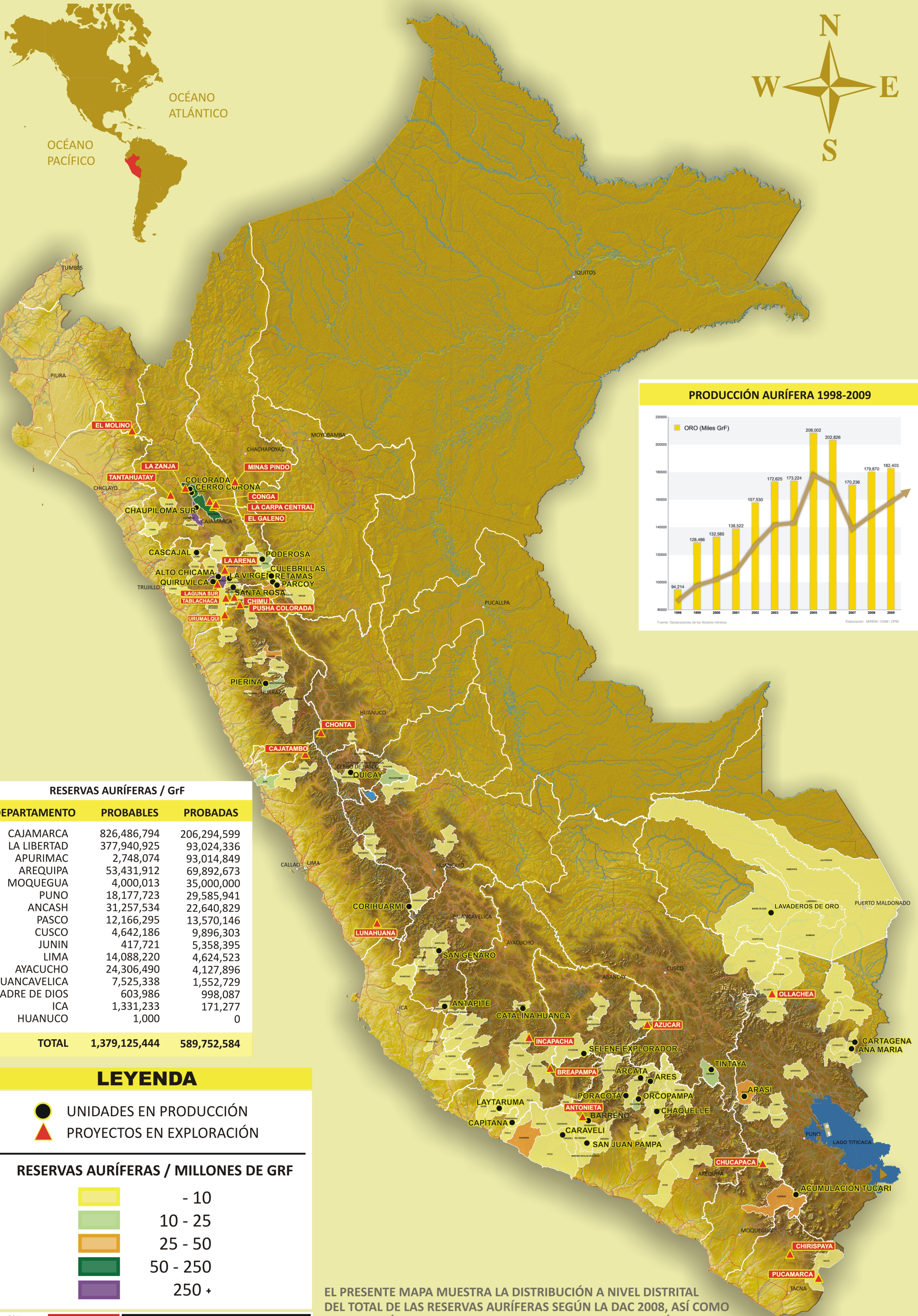
LEYENDA

- Áreas Restringidas
- Concesiones mineras (Mayo 2008)
- Cuencas Hidrográficas
- Fallas geológicas
- Estructuras Circulares
- Proyecto
- Operación
- En cierre

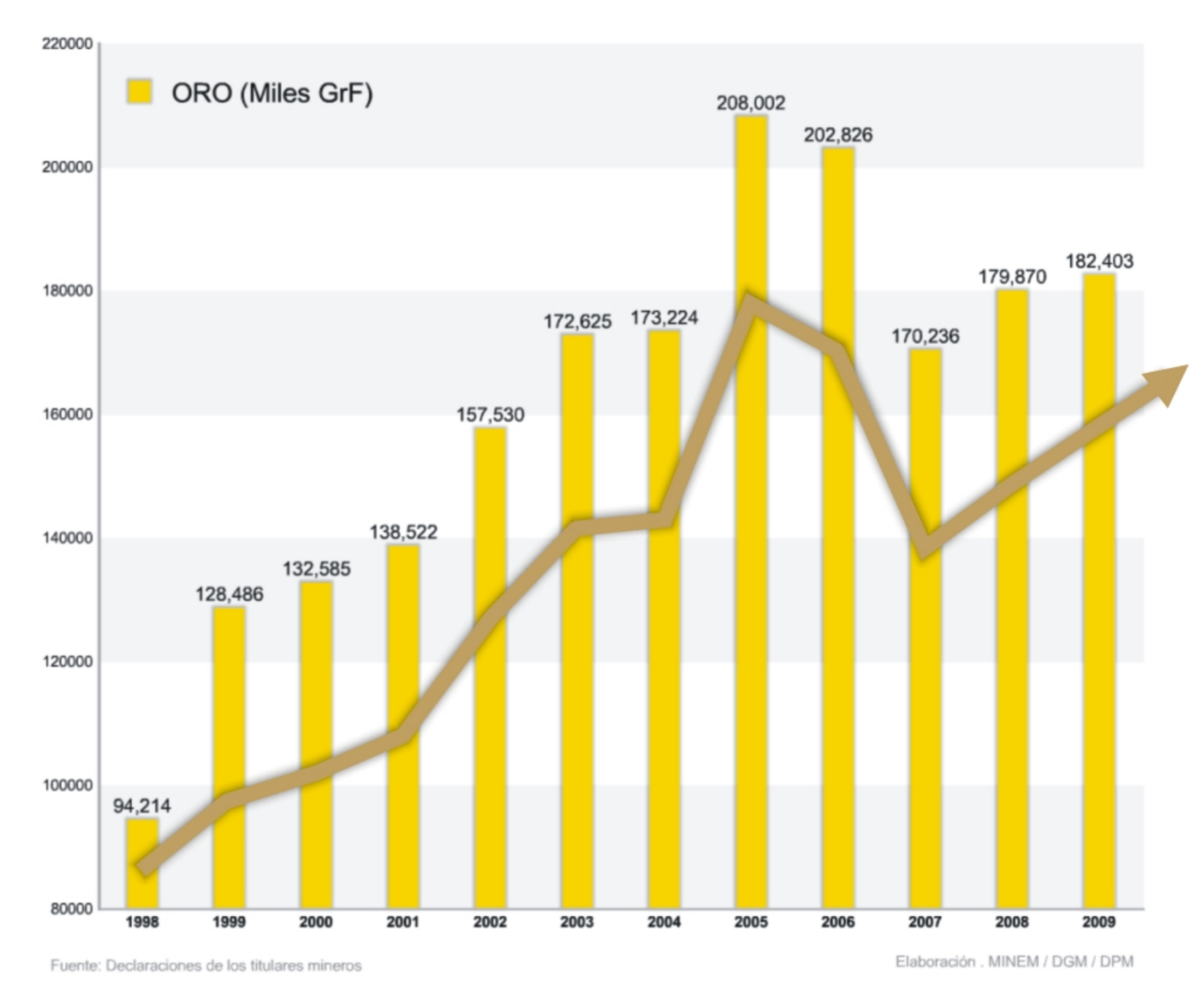
AUTORES : J. Quispe, V. Carlotto, J. Acosta, J. Macharé, H. Chirif, R. Rivera, D. Romero, D. Huanacuni, R. Rodríguez, I. Rodríguez, A. Santisteban, E. Villarreal, T. Velarde, P. Navarro, H. Acosta & D. Paico.
 COLABORADORES: E. Loayza & H. Luna. Versión 2008

Fuente: Base de datos INGENMET-2008

POTENCIAL AURÍFERO DEL PERÚ



PRODUCCIÓN AURÍFERA 1998-2009



RESERVAS AURÍFERAS / GrF

DEPARTAMENTO	PROBABLES	PROBADAS
CAJAMARCA	826,486,794	206,294,599
LA LIBERTAD	377,940,925	93,024,336
APURIMAC	2,748,074	93,014,849
AREQUIPA	53,431,912	69,892,673
MOQUEGUA	4,000,013	35,000,000
PUNO	18,177,723	29,585,941
ANCASH	31,257,534	22,640,829
PASCO	12,166,295	13,570,146
CUSCO	4,642,186	9,896,303
JUNIN	417,721	5,358,395
LIMA	14,088,220	4,624,523
AYACUCHO	24,306,490	4,127,896
HUANCAVELICA	7,525,338	1,552,729
MADRE DE DIOS	603,986	998,087
ICA	1,331,233	171,277
HUANUCO	1,000	0
TOTAL	1,379,125,444	589,752,584

LEYENDA

- UNIDADES EN PRODUCCIÓN
- ▲ PROYECTOS EN EXPLORACIÓN

RESERVAS AURÍFERAS / MILLONES DE GRF

0 - 10
10 - 25
25 - 50
50 - 250
250 +

EL PRESENTE MAPA MUESTRA LA DISTRIBUCIÓN A NIVEL DISTRITAL DEL TOTAL DE LAS RESERVAS AURÍFERAS SEGÚN LA DAC 2008, ASÍ COMO LA UBICACIÓN DE LAS PRINCIPALES UNIDADES MINERAS AURÍFERAS Y LOS PRINCIPALES PROYECTOS EN EXPLORACIÓN DE ORO

RESERVAS PROBADAS Y PROBABLES DECLARADAS POR TITULARES MINEROS (DECLARACION ANUAL CONSOLIDADA - DAC 2008)
DOCUMENTO ELABORADO POR LA DIRECCIÓN DE PROMOCIÓN MINERA - DGM / MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS / MAYO 2010



PERÚ

Ministerio de Energía y Minas

METODO NEWMONT PARA MATERIALES CON ORO LIBRE

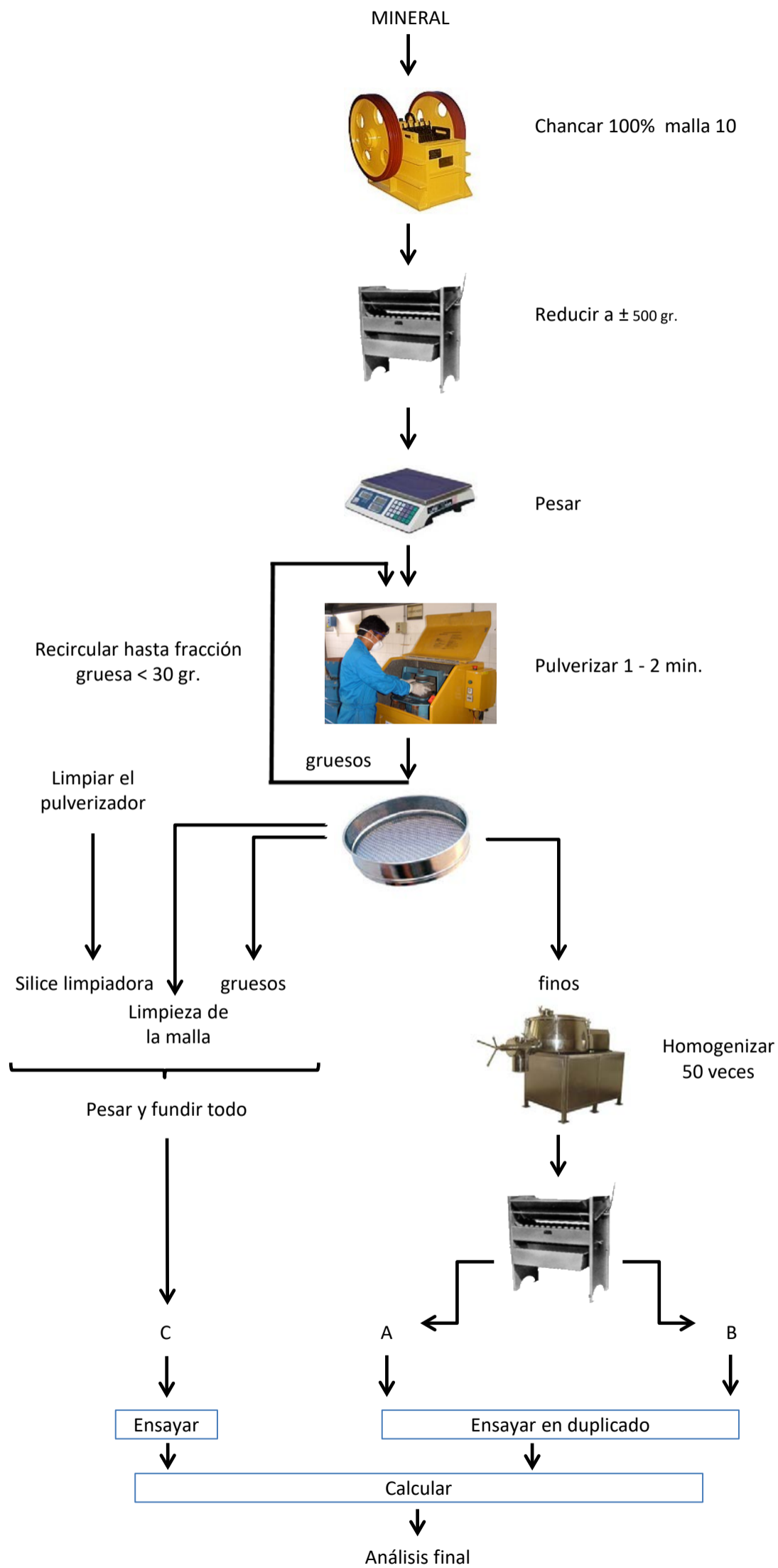
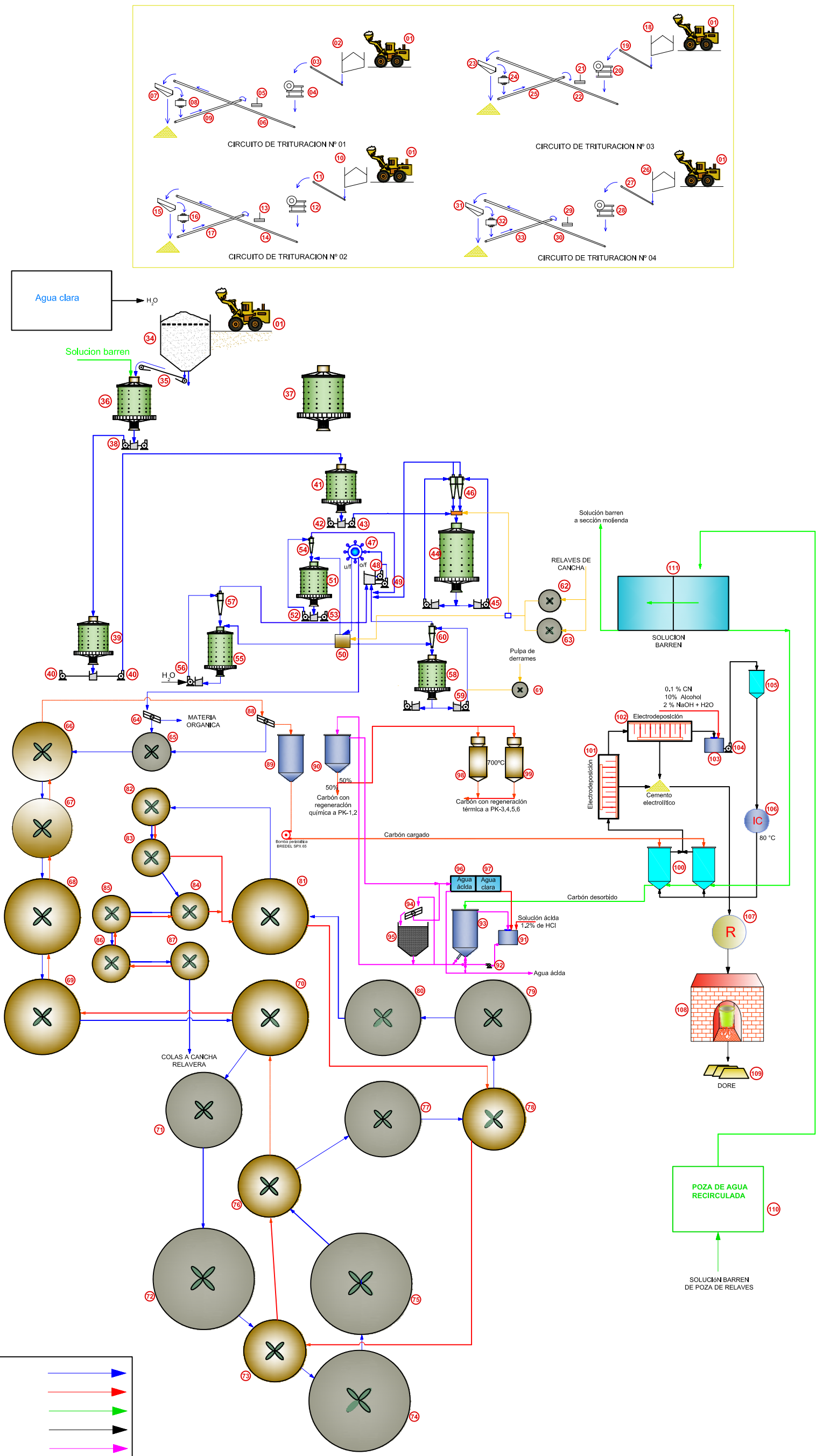


DIAGRAMA DE FLUJOS - PLANTA DE BENEFICIO "LAYTARUMA"
MINERA LAYTARUMA S.A.

LEYENDA

1. CARGADOR FRONTAL (CAT 924F-1 , 924F-2 y 924HZ)
2. TOLVA DE GRUESOS, CAP 7 TM
3. FAJA TRANSPORTADORA 9 mt. x 0.45 mt.
4. CHANCADORA DE QUIJADAS COMESA 9" x 12"
5. IMAN 41 cm. x 61 cm.
6. FAJA TRANSPORTADORA 21 mt. x 0.45 mt.
7. ZARANDA VIBRATORIA 22" x 47" (Abertura 1/2")
8. CHANCADORA CONICA KUEKEEN 1'
9. FAJA TRANSPORTADORA 15 mt. x 0.45 mt.
10. TOLVA DE GRUESOS, CAP 25 TM
11. FAJA TRANSPORTADORA 11 mt. x 0.45 mt.
12. CHANCADORA DE QUIJADAS COMESA 10" x 16"
13. IMAN 41 cm. x 61 cm.
14. FAJA TRANSPORTADORA 25 mt. x 0.47 mt.
15. ZARANDA VIBRATORIA 48" x 72" (Abertura 1/2")
16. CHANCADORA CONICA SYMONS 2'
17. FAJA TRANSPORTADORA 21 mt. x 0.47 mt.
18. TOLVA DE GRUESOS, CAP 20 TM
19. FAJA TRANSPORTADORA 10 mt. x 0.40 mt.
20. CHANCADORA DE QUIJADAS COMESA 10" x 20"
21. IMAN 41 cm. x 61 cm.
22. FAJA TRANSPORTADORA 36 mt. x 0.45 mt.
23. ZARANDA VIBRATORIA 48" x 72" (Abertura 1/2")
24. CHANCADORA CONICA SYMONS NORDBERG 2'
25. FAJA TRANSPORTADORA 31 mt. x 0.35 mt.
26. TOLVA DE GRUESOS, CAP 7 TM
27. FAJA TRANSPORTADORA 4 mt. x 0.51 mt.
28. CHANCADORA DE QUIJADAS COMESA 10" x 24"
29. IMAN 41 cm. x 61 cm.
30. FAJA TRANSPORTADORA 37 mt. x 0.51 mt.
31. ZARANDA VIBRATORIA 48" x 72" (Abertura 1/2")
32. CHANCADORA CONICA TRAYLOR 2'
33. FAJA TRANSPORTADORA 21 mt. x 0.51 mt.
34. TOLVA DE MINERAL FINO, CAP 30 TM
35. FAJA TRANSPORTADORA 15 mt. x 0.40 mt.
36. MOLINO DE BOLAS COMESA N° 1 DE 6' x 8'
37. MOLINO DE BOLAS COMESA DE 8' x 8' (ampliación)
38. BOMBA PULPA ESPIASA DE 4" x 3" (2 uni)
39. MOLINO DE BOLAS MAGENSA N° 2 DE 6' x 6'
40. BOMBA PULPA ESPIASA DE 4" x 3" (2 uni)
41. MOLINO DE BOLAS MAGENSA N° 3 DE 6' x 6'
42. BOMBA DE PULPA ICBA DE 4" x 3"
43. BOMBA PULPA ESPIASA DE 4" x 3"
44. MOLINO DE BOLAS COMESA N° 4 DE 6' x 10'
45. BOMBA PULPA ESPIASA DE 4" x 3" (2 uni)
46. HIDROCICLON ESPIASA D-6 (2 uni)
47. NIDO DE 8 HIDROCICLONES D-3
48. BOMBA PULPA ESPIASA DE 5" x 4"
49. BOMBA PULPA SRL 5" x 4" - C
50. CAJÓN DE DISTRIBUCIÓN
51. MOLINO DE BOLAS COMESA N° 6 DE 5' x 6'
52. BOMBA DE PULPA ESPIASA DE 4" x 3"
53. BOMBA PULPA SRL 4" x 3" - G
54. HIDROCICLON ESPIASA D-6
55. MOLINO DE BOLAS N° 7 DE 4' x 8'
56. BOMBA DE PULPA ESPIASA DE 4" x 3"
57. HIDROCICLON ESPIASA D-6
58. MOLINO DE BOLAS N° 5 DE 5' x 6'
59. BOMBA PULPA SRL 3" x 3" x 10' - C
60. HIDROCICLON ESPIASA D-6
61. TANQUE REPULPADOR 2.5' x 4'
62. TANQUE REPULPADOR 6' x 5'
63. TANQUE REPULPADOR 6' x 6'
64. ZARANDA DE LIMPIEZA 6' x 3'
65. TK AGITACION N° 1 DE 8' x 8'
66. TK AGITACION N° 2 DE 11' x 15'
67. TK AGITACION N° 3 DE 11' x 15'
68. TK AGITACION N° 4 DE 12' x 14'
69. TK AGITACION N° 5 DE 14' x 14'
70. TK AGITACION N° 6 DE 14' x 14'
71. TK AGITACION N° 7 DE 18' x 18'
72. TK AGITACION N° 8 DE 30' x 30'
73. TK AGITACION N° 9 DE 12' x 15'
74. TK AGITACION N° 10 DE 30' x 30'
75. TK AGITACION N° 11 DE 30' x 30'
76. TK AGITACION N° 12 DE 12' x 15'
77. TK AGITACION N° 13 DE 18' x 18'
78. TK AGITACION N° 14 DE 12' x 15'
79. TK AGITACION N° 15 DE 18' x 18'
80. TK AGITACION N° 16 DE 18' x 18'
81. TK AGITACION N° 17 DE 12' x 15'
82. PACHUCA N° 1 DE 8' x 12'
83. PACHUCA N° 2 DE 8' x 12'
84. PACHUCA N° 3 DE 8' x 12'
85. PACHUCA N° 4 DE 8' x 12'
86. PACHUCA N° 5 DE 8' x 12'
87. PACHUCA N° 6 DE 8' x 12'
88. ZARANDA DE COSECHA 32" x 46"
89. TANQUE DE COSECHA DE CARBON
90. TANQUE ALMACEN DE CARBON REGENERADO
91. TANQUE DE PREPARACION DE SOLUCION ACIDA
92. ELECTROBOMBA DE 10 HP
93. REACTOR DE REGENERACION QUIMICA
94. ZARANDA DE CARBON DE 1.5m x 0.8m Malla 20
95. TOLVA DE CARBON DE 5 Ton
96. POZA DE SOLUCION ACIDA
97. POZA DE AGUA CLARA
98. REGENERADOR TERMICO DE 440V
99. REGENERADOR TERMICO DE 220V
100. REACTOR DE DESORCION DE 2TN N°1 Y N°2
101. CELDA ELECTROLITICA 1
102. CELDA ELECTROLITICA 2
103. TK PREPARACION DE SOLUCION ELUYENTE
104. ELECTROBOMBA DE 5 HP
105. TANQUE DE ELEVACION DE SOLUCION
106. INTERCAMBIADOR DE CALOR
107. RETORTA
108. HORNO DE FUNDICION DE GRAFITO
109. DORE
110. POZA DE SOLUCION BARREN
111. POZA DE ELEVACION DE SOLUCION BARREN



- PULPA MINERAL →
- AVANCE CARBON →
- AGUA RECIRCULADA →
- SOLUCION ELUYENTE →
- SOLUCION ACIDA →
- TANQUES SIN CARBON (Idem color)
- TANQUES CON CARBON (Idem color)

DIAGRAMA DE FLUJOS - CAPACIDAD 340 TPD

MINISTERIO DE ENERGIA Y MINAS DIRECCION GENERAL DE MINERIA		No. DE PLANO 01
PLANTA DE BENEFICIO UNIDAD LAYTARUMA CAPACIDAD DE TRATAMIENTO DE 340TPD	PLANO: DIAGRAMA DE FLUJOS	DESARROLLO CAD: J.C.C.
	UBICACION: DISTRITO : SANCOS PROVINCIA : LUCANAS DEPARTAMENTO : AYACUCHO	ESCALA: S/E FECHA: JUNIO 2011
		REVISADO: Ing. AGUSTIN FLORES ALVAREZ