

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN - TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**PROYECTO DE INSTALACIÓN DE UNA PLANTA METALÚRGICA
PARA EL PROCESAMIENTO DE MINERALES DE COBRE,
ORO Y PLATA EN LA MINA CANAURA 1
DE PALCA-REGION TACNA**

TESIS

Presentado por :

Bach. LUIS ALBERTO ORBEGOSO REJAS

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA - PERÚ

2013

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA
METALÚRGICA

PROYECTO DE INSTALACIÓN DE UNA PLANTA METALÚRGICA
PARA EL PROCESAMIENTO DE MINERALES DE COBRE, ORO Y
PLATA EN LA MINA CANUARA 1 DE PALCA- REGION TACNA

Tesis sustentada y aprobada el 23 de agosto de 2013, estando integrado
el Jurado Calificador por:

PRESIDENTE


.....
MSc. Nataniel Mario Linares Gutiérrez.

SECRETARIO


.....
MSc Tolomeo Raúl Soto Pérez

MIEMBRO


.....
Mgr. Raúl Del Pozo Tello

DEDICATORIA:

*“Con Amor y gratitud a
mi esposa Patty, a mis
hijas María Paula,
Beatriz y Luciana,
motores de mi vida, y a
mis padres Luis y
Mafalda por su ejemplo
e invaluable apoyo”*

CONTENIDO

	Pág.
DEDICATORIA	
CONTENIDO	
RESUMEN	
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I: GENERALIDADES	
1.1 OBJETIVOS	3
1.1.1 Objetivo principal	3
1.1.2 Objetivos específicos	3
1.2 JUSTIFICACIÓN	4
1.3 ANTECEDENTES	5
CAPÍTULO II: FUNDAMENTO TEÓRICO	
2.1 PROCESO DE LIXIVIACIÓN	7
2.1.1 Introducción	7
2.1.2 Lixiviación de minerales de cobre	8
2.1.3 Disolución de minerales de cobre	8

2.1.4 Ganga mineral	10
2.1.5 Crisocola	11
2.2 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN	12
2.2.1 Lixiviación en pilas (Heap leaching)	12
2.2.1.1 Descripción	12
2.2.1.2 Construcción de las pilas	16
2.2.1.3 Operación de las pilas	20
2.2.2 Chancado del mineral	23
2.2.3 Aglomeración	25
2.2.4 Variables del proceso	30
2.2.5 Diseño de las pilas	31
2.3 CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN DE MINERALES	34
2.4 MODELOS CINÉTICOS DE LIXIVIACIÓN	35
2.4.1 Introducción	35
2.5 MODELO DE NÚCLEO RECESIVO SIN CENIZA	37
2.6 MODELO DE NÚCLEO RECESIVO CON FORMACIÓN DE CENIZAS	44
 CAPÍTULO III: MINERALOGÍA DEL YACIMIENTO	
3.1 INTRODUCCIÓN	47

3.1.1 Ubicación y extensión	47
3.1.2 Accesibilidad	48
3.1.3 Método de trabajo geológico	49
3.1.4 Trabajos anteriores	50
3.2 GEOMORFOLOGÍA	52
3.2.1 Hidrología	52
3.2.2 Clima y vegetación	54
3.2.3 Geología regional	54
3.2.4 Rocas sedimentarias-Volcánicas	54
3.3 GEOLOGÍA DEL DEPÓSITO CANAURA 1 DE PALCA	58
3.4 RESERVAS MINERALES	60
3.5 PROYECTOS	61
3.6 CÁLCULO DEL DESMONTE	62

CAPÍTULO IV: TRATAMIENTO DE LOS DESMONTES MINERALIZADOS

4.1 ANTECEDENTES DEL YACIMIENTO	63
4.2 CANCHAS DE DESMONTE (MINERALIZADO)	64
4.3 ESTUDIO Y CARACTERIZACIÓN DE DESMONTES MINERALIZADOS	66
4.4 PROCESO DE EXPLOTACIÓN	91

4.5 PLANTA DE PROCESAMIENTO METALÚRGICO	92
4.5.1 Circuito de chancado	93
4.5.2 Aglomeración	97
4.5.3 Lixiviación en cancha	98
4.5.4 Planta de extracción por solventes	100
4.5.5 Planta de electrodeposición	101
4.5.6 Infraestructura, instalaciones auxiliares	102

CAPÍTULO V: INVERSIONES Y COSTOS PARA LA RECUPERACIÓN DE LOS DESMONTES MINERALIZADOS

5.1 INVERSIONES	106
5.2 COSTOS	112
5.3 INGRESOS POR VENTAS	120
5.4 EGRESOS POR VENTAS	121
5.5 CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN PROYECTADA	121
5.6 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES	122
5.7 CUADROS OPERATIVOS Y ESTADÍSTICOS	123

CONCLUSIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

RESUMEN

La presente Tesis, propone en una primera etapa, una forma de recuperación de mineral valioso de cobre, a partir del desmonte mineralizado que se encuentra en 42 canchas debidamente identificadas, en la concesión minera Canaura 1 de Palca, para ello, se ha realizado los respectivos estudios geológicos, de caracterización mineralógica y caracterización metalúrgica de los minerales presentes, permitiéndonos plantear el método de lixiviación ácida como el método más eficiente para la recuperación del mineral existente en las canchas de dicha concesión minera.

Con respecto a la caracterización metalúrgica, se han realizado pruebas de lixiviación en vaso y en columna, con concentraciones de 5 g/l y 15 g/l respectivamente, lográndose demostrar que cuando la concentración de ácido sulfúrico es mayor en la solución lixivante el consumo de ácido de parte del mineral aumenta, acelerando la cinética, siendo importante mencionar que la mayoría de los minerales de la ganga aumentan su velocidad de difusión al disminuir el pH.

Se plantea las etapas, desde el proceso de chancado, aglomeración (debido al intemperismo experimentado por el mineral en cancha y la presencia de lamas), lixiviación en pilas permanentes, proceso de extracción por solventes y electrodeposición, obteniendo como producto final cátodos de cobre.

Adicionalmente, se ha determinado en un nivel preliminar el equipamiento necesario para las diversas etapas de beneficio hasta la obtención del producto final, cátodos de cobre, el mismo que ha sido debidamente cuantificado y sometido a una evaluación económico-financiera, resultando con indicadores económicos aceptables para este tipo de inversiones, presentando un VAN de US\$ 13 286 492, con un TIR de 32%, incluido impuestos, siendo el tiempo de ejecución de 2 años, realizándose la evaluación económico-financiera en un horizonte de 6 años.

INTRODUCCIÓN

Perú, es uno de los países, que tratan minerales oxidados de cobre por lixiviación. El proceso de lixiviación convencional consiste en una etapa de curado ácido y aglomerado, seguido de una etapa de lixiviación en pilas. Generalmente, el ácido usado en la lixiviación de óxidos de cobre es el ácido sulfúrico (H_2SO_4).

Es importante mencionar que la lixiviación de minerales de cobre, consiste en una disolución de los compuestos de cobre en soluciones ácidas, es un proceso hidrometalúrgico bastante antiguo, que se aplicaba originalmente a minerales oxidados. El incentivo para desarrollar los procesos hidrometalúrgicos, provenía del hecho, que los minerales oxidados de cobre de baja ley no eran susceptibles de ser concentrados por la operación convencional de flotación. Actualmente, existe el incentivo adicional de evitar por esta vía, la contaminación ambiental causada por los procesos metalúrgicos convencionales basados en fundiciones. El primer proceso de lixiviación que se aplicó en gran escala fue la lixiviación en bateas en los años veinte. En este proceso, la lixiviación se producía por inundación de los minerales en contenedores (bateas) de grandes dimensiones y el cobre se recuperaba mediante

precipitación con chatarra de hierro -proceso que se conoce como cementación- o vía electro-obtención directa. En ambos casos, el producto era impuro y requería su procesamiento en una fundición.

En la actualidad, la mayoría de estas plantas, han sido modificadas a operaciones modernas de lixiviación en pilas. Tempranamente, se comenzó a utilizar también los líquidos lixiviados en forma natural que se formaban en los botaderos de las minas a tajo abierto. En estos casos, el cobre se obtenía por cementación. De estas operaciones se derivaron los métodos modernos de lixiviación en forma de lixiviación en pilas, lixiviación de colas, tostación —lixiviación— electro-obtención y lixiviación en el mismo lugar.

Debemos precisar que en la mina Canaura 1 de Palca, se propone el procesamiento de minerales de cobre de las denominadas escombreras mineralizadas que son aproximadamente de 81 000 toneladas por el método de lixiviación ácida, hasta la obtención de cátodos de cobre 99,99 %.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 OBJETIVOS.

1.1.1 Objetivo principal.

Determinar las características de una planta metalúrgica para el procesamiento de minerales de cobre, por lixiviación en la mina Canaura 1 de Palca.

1.1.2 Objetivos específicos.

- Determinar las características mineralógicas de los minerales de cobre a lixiviar
- Determinar los parámetros fisicoquímicos para el tratamiento de los desmontes mineralizados
- Determinar la curva cinética de la lixiviación de los desmontes mineralizados de cobre de la mina Canaura 1 de Palca.
- Proponer y describir las diversas etapas en el proceso de lixiviación hasta la obtención de cobre electrolítico.

- Estimar el capital total de la planta de lixiviación de minerales de cobre y su correspondiente evaluación económica-financiera.

1.2 JUSTIFICACIÓN.

Los procesos hidrometalúrgicos, consisten generalmente de las etapas de chancado, curado y aglomerado, lixiviación, extracción por solvente y electro obtención. Estos procesos, se ven beneficiados debido a la existencia de importantes recursos de baja ley, la creciente producción de ácido sulfúrico, a partir de plantas de extracción de ácidos en las emisiones de .las fundiciones de cobre debido a las actuales normas ambientales. Las ventajas comparativas; en términos de costos de producción inferior a los 40 c/lb, la obtención de cátodos de gran pureza 99,99% y un proceso limpio con respecto a la hidrometalurgia tradicional.

De acuerdo a las características químicas de los minerales, existen distintas tecnologías y proceso para la recuperación de cobre a partir de minerales sulfurados y oxidados; es así como se utiliza lixiviación ácida para los óxidos, y procesos de concentración por flotación y fundición para los sulfuros.

En el país, se realizan procesos de lixiviación en pilas para minerales oxidados y mixtos de cobre. El primer caso, consiste en la disolución rápida y fácil del cobre, en el segundo caso la velocidad de disolución de sulfuros de cobre es mucho más lenta, asimismo, en botaderos para minerales sulfurados.

Actualmente, la concesión minera Canaura 1 de Palca, posee en cancha minerales que permiten realizar un proceso de beneficio de los mismos, procesando minerales de cobre en una primera etapa, por el proceso de lixiviación.

En el presente trabajo de tesis, se plantea su explotación y procesamiento, siendo técnicamente factible, económicamente rentable y sostenible dichas acciones.

Mediante este procedimiento, se está confirmando que podemos hacer uso de tecnología moderna para el tratamiento de desmontes mineralizados, requiriendo un estricto diseño y planificación de acciones para alcanzar la eficiencia y rentabilidad, cuidando el medioambiente.

1.3 ANTECEDENTES.

La concesión minera Canaura 1 de Palca, tiene antecedentes que se remontan a explotaciones del mineral plata, en la época de la colonia y

hasta la republicana, donde ya se realizaban prácticas metalúrgicas, como la fundición in situ del mineral plata, porque se puede apreciar - todavía- parte de la infraestructura usada en ese lapso.

Posteriormente, en los años 60, se inicia la explotación de cobre, hasta los años 90, explotándose la mina en la modalidad de minería subterránea y clasificándose el mineral valioso por el método del “pallaqueo”, el mismo que era vendido a Minero Perú y comerciantes privados, producto de ello, ha quedado un desmonte mineralizado en las principales labores en la mina, el mismo, que es motivo de estudio de la presente tesis. Es importante, mencionar que debido a las intensas lluvias y a un proceso de lixiviación natural, se puede encontrar en la zona sulfato de cobre, producto de la interacción de la pirita, con minerales sulfurados de cobre.

El presente trabajo, plantea una alternativa de procesamiento de estos minerales, a través de la construcción de una planta de beneficio, que permita recuperar el material valioso existente en cancha de la citada concesión, que es alrededor de 81 000 toneladas.

CAPÍTULO II

FUNDAMENTO TEÓRICO

2.1 PROCESO DE LIXIVIACIÓN.

2.1.1 Introducción.

El proceso básico de la hidrometalurgia del cobre es la lixiviación, entendiéndose como tal, la disolución y recuperación del cobre, contenidos en sus minerales mediante un procedimiento por vía húmeda.

Las ventajas son:

- a) Los metales pueden ser obtenidos en forma directa desde la solución.
- b) La ganga silícea no es afectada por la mayoría de los reactivos lixiviantes.
- c) La mayoría de los procesos son llevados a cabo a temperatura ambiente.
- d) Se puede tratar minerales de baja ley,
- e) Baja contaminación ambiental.

2.1.2 Lixiviación de minerales de cobre.

Entre los solventes más empleados en la lixiviación de minerales de cobre, pueden nombrarse los siguientes:

- a) Agua: Disuelve fácilmente los sulfatos naturales.
- b) Ácido sulfúrico: Es el solvente de cobre más empleado, es selectivo, no ataca generalmente las gangas, salvo que sean calcáreas.
- c) Ácido clorhídrico: Diluido disuelve solventes de óxidos, pero, su empleo es restringido por las dificultades de corrosión, transporte y costo.
- d) Ácido nítrico diluido: Disuelve fácilmente los minerales oxidados de cobre, no se emplea por su alta corrosividad y dificultad en su manejo.
- e) Amoníaco: Es un buen solvente para el óxido de cobre, pero su aplicación es difícil por pérdidas de volatilización.
- f) Sulfato férrico: Ataca fácilmente los óxidos y ayuda a disolver los sulfuros, pero la formación de sulfuro ferroso es altamente nociva.

2.1.3 Disolución de minerales de cobre.

Un mineral de cobre, es un complejo que contiene diversas especies, presentándose en la naturaleza en forma de menas sulfuradas y oxidadas.

1) Los óxidos reaccionan con ácido sulfúrico para dar sulfato de cobre:

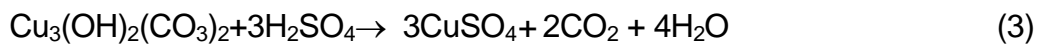
Tenorita:



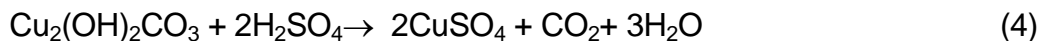
Cuprita:



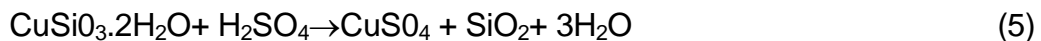
Azurita:



Malaquita:



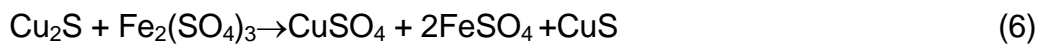
Crisocola:



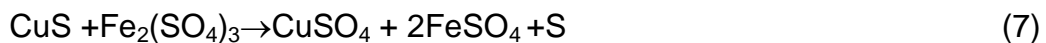
2) Los sulfuros requieren la acción de un agente oxidante para su disolución.

El agente oxidante más usado es el ion férrico en forma de sulfato férrico:

Calcosina:



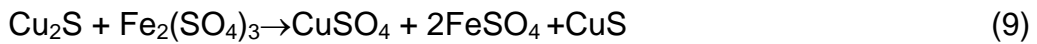
Covelita:



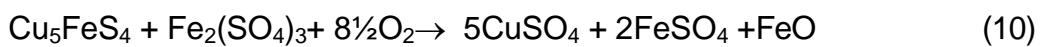
Calcopirita:



Calcosina:

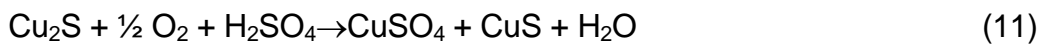


Bornita:



3) Con bacterias.

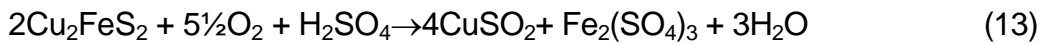
BACT



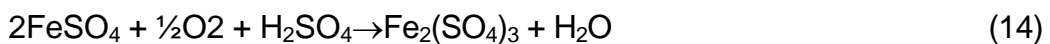
BACT



BACT



BACT



BACT



2.1.4 Ganga mineral.

Las gangas en general, consumen ácido y liberan cantidades considerables de especies acuosas a la solución. Generalmente los que consumen mayor cantidad de ácido son los carbonatos como: la calcita (CaCO_3), siderita (FeCO_3), magnesita (MgCO_3) y dolomita ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$).

Una segunda categoría de ganga consumidora de ácido son los minerales de clorita y los silicatos. La cinética de estos minerales son mucho más lentas que la de los carbonates. También hay óxidos metálicos y limonitas que consumen ácido.

2.1.5 Crisocola.

La crisocola, muchas veces se asocia a la familia de los silicatos. Esta especie abunda tanto en minas como en afloramiento de minerales oxidados de cobre y es abundante en los yacimientos cupríferos de nuestro país. El porcentaje de cobre en la crisocola es de 36,1%. La crisocola es un mineral de color azul-verdoso único en el mundo. Su densidad varía de 2 000 a 2 300 kg/m³ y se encuentra asociado principalmente de cuarzo, limonita, azurita, malaquita, cuprita y otros minerales secundarios.

El consumo teórico de ácido para la crisocola es de 0,56 kg de H₂SO₄, por kg de cobre producido. De acuerdo a experimentos de lixiviación en botella, realizados para varios tamaños de crisocola en una solución de 1% a 5% de ácido sulfúrico, se obtuvo que la razón de disolución aumenta a medida que disminuía el tamaño de la partícula, y que prácticamente el 97% era disuelto para un tamaño promedio en aproximadamente 6 horas. En cuanto al consumo de ácido, se encontró

que éste, está sobre el teórico (un promedio de 1,91 kg de H₂SO₄ por kg de cobre producido) y que se incrementa a medida que se incrementa la concentración de ácido, presumiblemente porque algo de sílice fue disuelto para formar ácido salicílico.

La crisocola reacciona con el sulfato férrico de acuerdo a la reacción:

Crisocola:



Las reacciones de los óxidos con sulfato férrico, no tiene mucha importancia práctica, sin embargo la presencia de sulfato férrico puede conducir a la producción de reacciones secundarias que generan ácido y que simultáneamente permiten mantener el pH constante por medio de la formación de un precipitado básico de sulfato férrico que reciben el nombre de hidronio-jarosita:



2.2 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN.

2.2.1 Lixiviación en pilas (*Heap leaching*).

2.2.1.1 Descripción.

El esquema general del proceso, se puede observar en la figura 2. El mineral procedente de la explotación, a cielo abierto o subterránea,

debe ser ligeramente preparado en una planta de chancado y/o aglomeración, para conseguir una granulometría controlada que permita un buen coeficiente de permeabilidad.

Una vez preparado el mineral, se coloca en montones de sección trapezoidal y altura calculada para proceder a su riego con la solución lixivante. Tras percolar a través de toda la pila, se recolectan los líquidos enriquecidos (solución rica) que se llevan a la planta de proceso de recuperación de la sustancia mineral (sal o metal). Las aguas sobrantes del proceso vuelven a ser acondicionadas para ser recicladas hacia las pilas. También, en algunos casos, es preciso añadir agua nueva, para reponer las fuertes pérdidas de evaporación del circuito.

Se denomina cancha de lixiviación a la superficie de apoyo de la pila donde se coloca la impermeabilización. Cuando la cancha es recuperada para re-utilizarla con un nuevo mineral se trata de lixiviación en pilas dinámicas, mientras que, si el terreno no es recuperado y, por lo tanto, el mineral agotado queda en el depósito como nueva base para otra pila, se está en la lixiviación en pilas estáticas o permanentes.

La solución rica (S.R. o P.L.S.: *pregnant leach solution*) es generalmente impura y diluida y deberá ser purificada y concentrada antes de recuperar el metal. En la hidrometalurgia del cobre, eso se realiza mediante la extracción por solvente seguida por la electrodeposición del cobre. La solución rica sólo contiene 4 - 6 g/l Cu y 1 - 2 g/l H₂SO₄ y es impura (5 g/l Fe, SiO₂, Al₂O₃coloides, sólidos en suspensión).

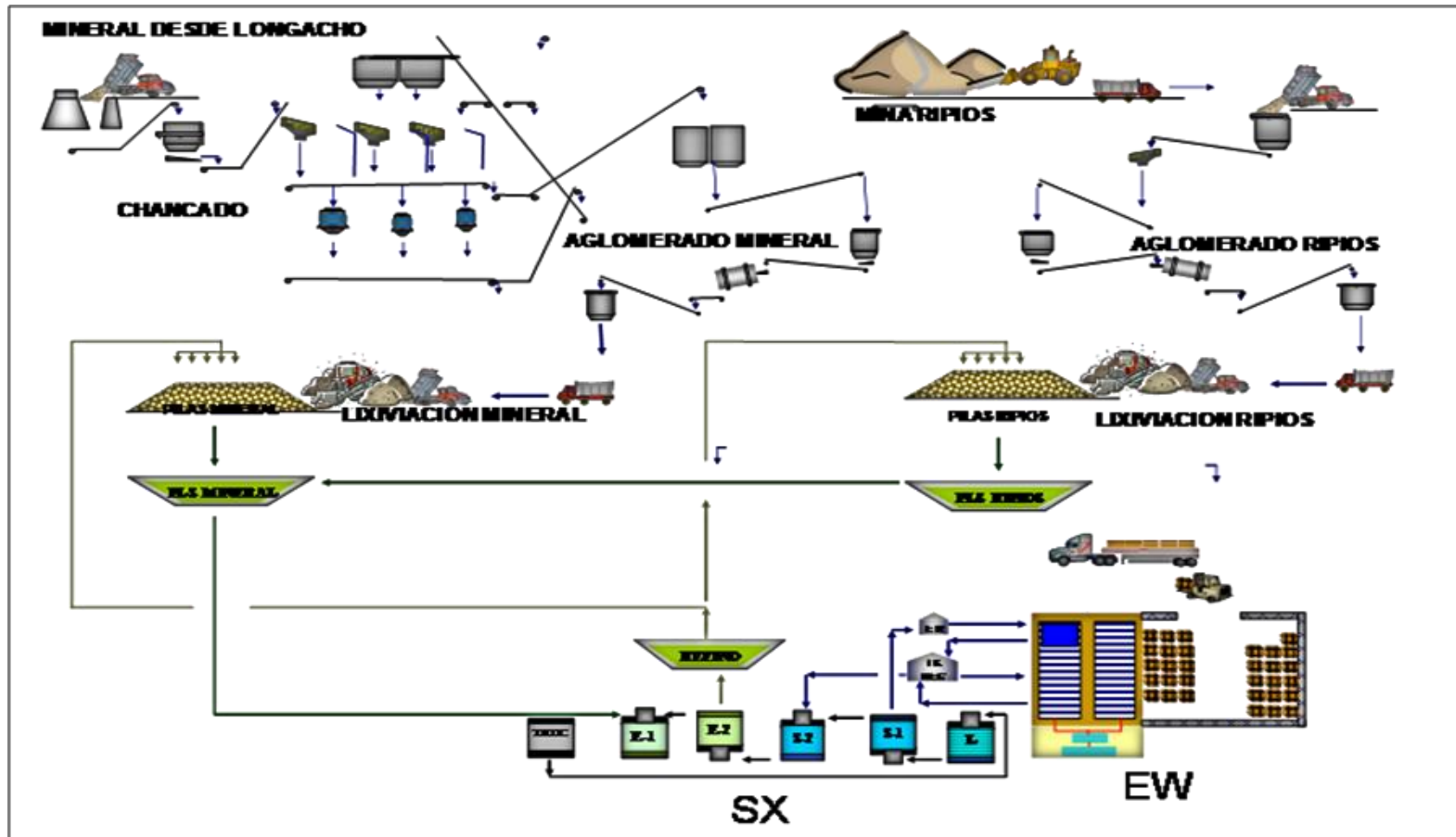


Figura 1. Esquema de lixiviación en pila.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

2.2.1.2 Construcción de las pilas.

El diseño de las pilas debe tener en cuenta los siguientes factores:

- La calidad del patio o base de apoyo (impermeable).
- Las facilidades de riego y recolección o drenaje del efluente.
- La estabilidad de la pila seca y saturada en agua.
- Los tanques (piscinas) de soluciones ricas y pobres.
- La forma de apilamiento o deposición del material lixiviable (compactación, homogeneidad, etc.).

1. Preparación de la base de las pilas.

Se necesita disponibilidad de amplias superficies de terreno relativamente llanas (menos de 10% de pendiente). La cancha debe ser considerada con su sistema de impermeabilización, para controlar las pérdidas de soluciones y evitar contaminaciones del medio ambiente. El sistema consiste en:

- Una base firme y consolidada, debidamente preparada.
- Una capa de lecho granular donde apoyar suavemente la lámina.
- La lámina o capa de impermeabilización.

- Un conjunto de drenaje o capa de recolección de líquidos.
- Una capa protectora del sistema.

Generalmente, las membranas o láminas de impermeabilización del patio son geomembranas de origen sintético (láminas de plástico: polietileno de alta densidad o PVC de 1 a 1,5 mm o polietileno de baja densidad de 0,2 a 0,3 mm de espesor) pero también pueden ser materiales arcillosos compactados sobre el propio terreno, hormigón, asfalto, etc. Se pueden disponer de membranas o sellados simples, dobles o triples, de acuerdo con el número de capas impermeables o membranas que se hayan utilizado.

Una parte importante de la construcción de la pila es el sistema de recolección de la solución rica, que, en general consta de grava o material filtrante sobre la lámina y tuberías perforadas drenantes de plástico.

2. Técnicas de apilamiento del mineral.

El uso de cargadores frontales y camiones (Fig. 3 a), ha sido desplazado, en los últimos proyectos, por apiladores autopropulsados de bajo perfil de carga, como en el caso de Lince-Chile, para tonelajes de

5000 a 10 000 toneladas por día (Fig. 3b). Para tonelajes mayores, 17 500 toneladas por día en Quebrada Blanca-Chile, por ejemplo, se ha adoptado el sistema de correas cortas y móviles (*grasshoppers*) que se articulan flexiblemente en secuencia para transportar el mineral desde el aglomerador hasta el apilador móvil que construye la pila (Fig. 3c). Para tonelajes aún mayores, como en El Abra-Chile-125 000 toneladas por día, se implementaron otros tipos de equipos (apiladores sobre orugas).

La altura de la pila, fluctúa entre 2,5m para sistemas de camión y cargador frontal, hasta 10 m para apiladores.

3. Riego de la pila.

El riego de las pilas, se puede realizar fundamentalmente por dos procedimientos: por aspersion o por distribución de goteo, este último siendo recomendable en caso de escasez de líquidos y bajas temperaturas (Fig. 2a y b). En la industria, se utiliza generalmente una tasa de riego del orden de 10 -20 litros /hm²

El riego tiene que ser homogéneo.

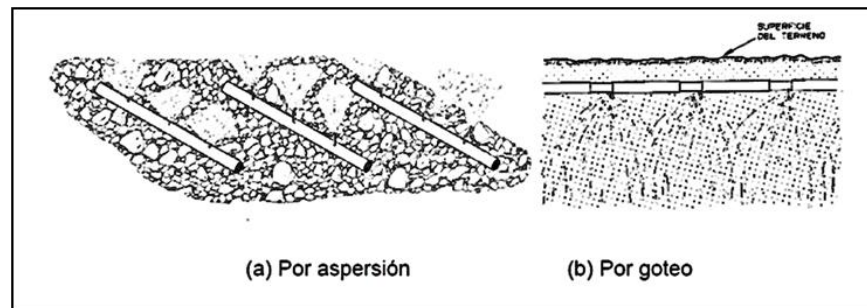


Figura 2. Técnicas de irrigación de las pilas.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

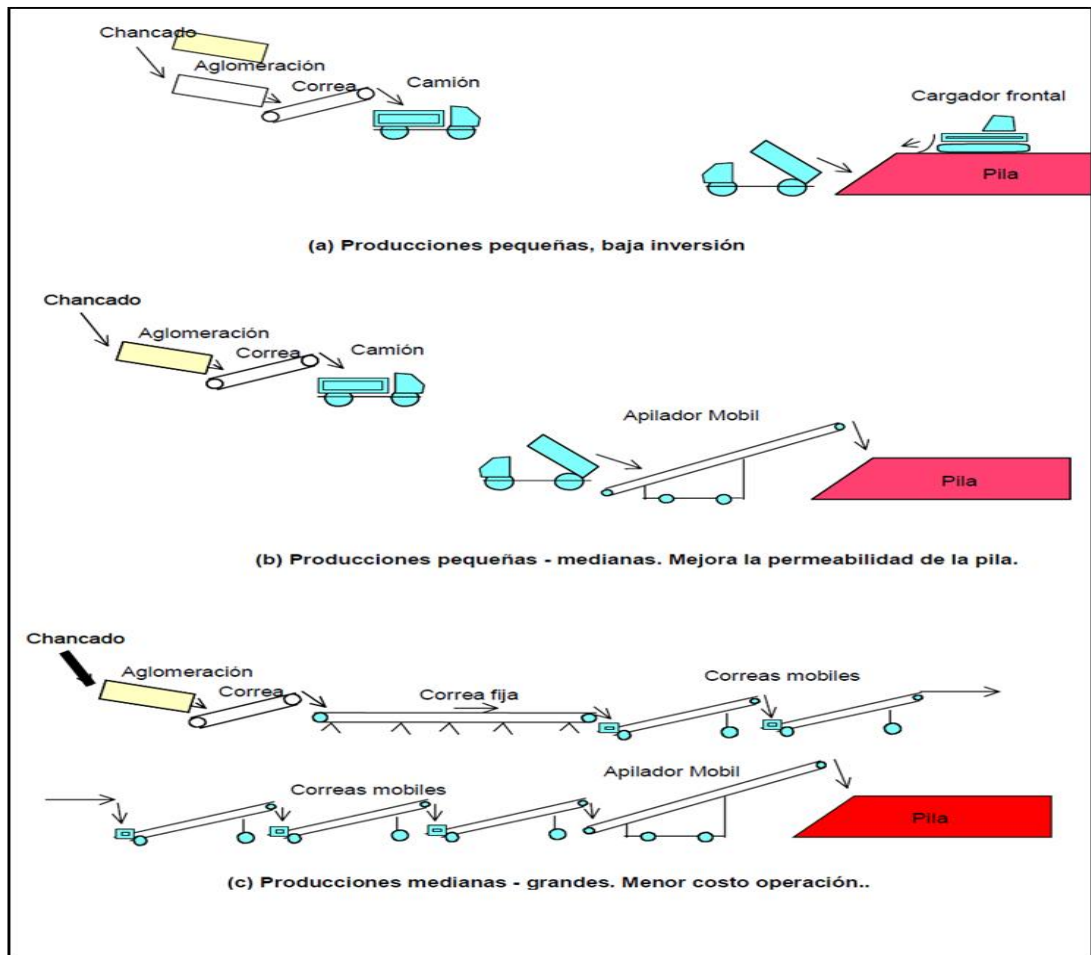


Figura 3. Técnicas de apilamiento del mineral.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

2.2.1.3 Operación de las pilas.

Al inicio de la operación, se debe disponer como mínimo de dos pilas, comenzando con el riego de la primera de ellas. En un principio se obtendrá una alta concentración (C_{mx}) en la solución, que irá descendiendo hasta un valor por debajo de la concentración media (C_{md}) de diseño. En este momento, se pone simultáneamente, en operación la segunda pila, con dos sistemas posibles:

- a) Lixiviación de las dos pilas con obtención de una única solución rica final.
- b) Lixiviación de la primera pila con producción de solución intermedia (pobre), que se recicla a la segunda pila nueva en donde se obtiene la solución rica (Fig. 4). Este segundo sistema se generalizó, ya que permite alargar el tiempo de lixiviación de las pilas y/o disminuir el caudal de solución rica y entonces el tamaño de la planta de SX.

Cuando la primera pila alcanza el valor mínimo económico, se procede al lavado con agua fresca y drenaje hasta el agotamiento, yendo esta solución al depósito o piscina de solución estéril para recirculación al sistema. Al mismo tiempo, se pone en operación una nueva pila.

Según las disponibilidades de área, la pila agotada se puede cargar y transportar a un vertedero cercano (Pila dinámica o removible) o puede servir de base para la formación de una nueva pila (Pila permanente).

La tendencia se desplaza al uso de pilas permanentes, para evitar los costos asociados a los movimientos de materiales residuales y aminorar las pérdidas de solución por filtración a través de la lámina de plástico. Por ejemplo, en Mantos Verde, se planea subir hasta 6 pisos de 3 m cada uno.

Si el tiempo de lixiviación no es suficiente, la recuperación baja. Es un problema, porque no es posible aumentar el tiempo sin aumentar el área de la cancha de lixiviación.

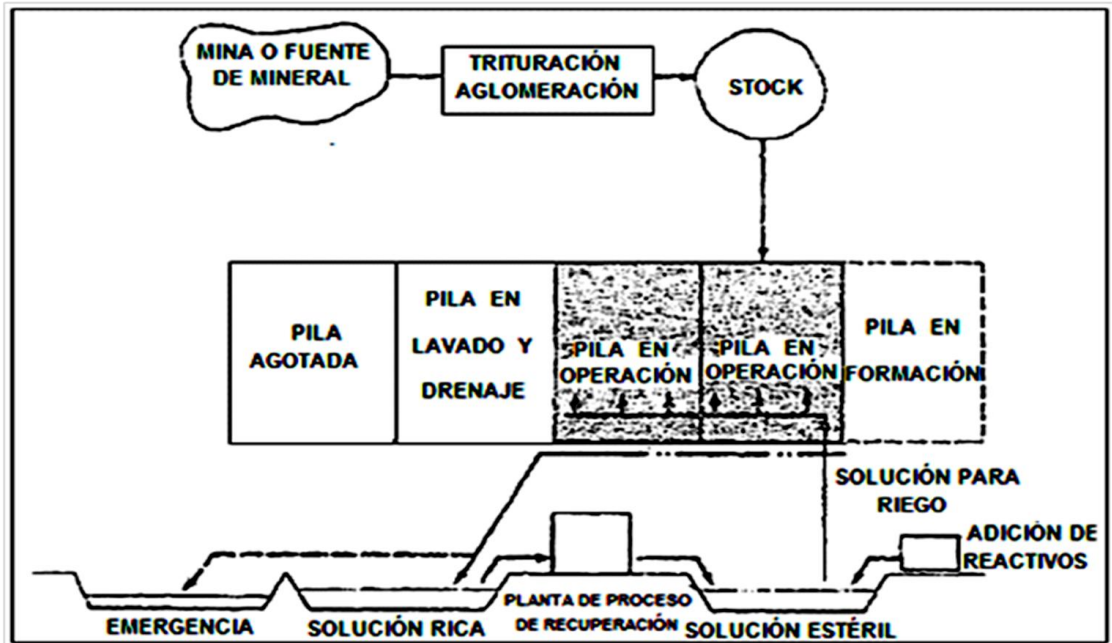


Figura 4. Esquema de un sistema de lixiviación en pilas.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile

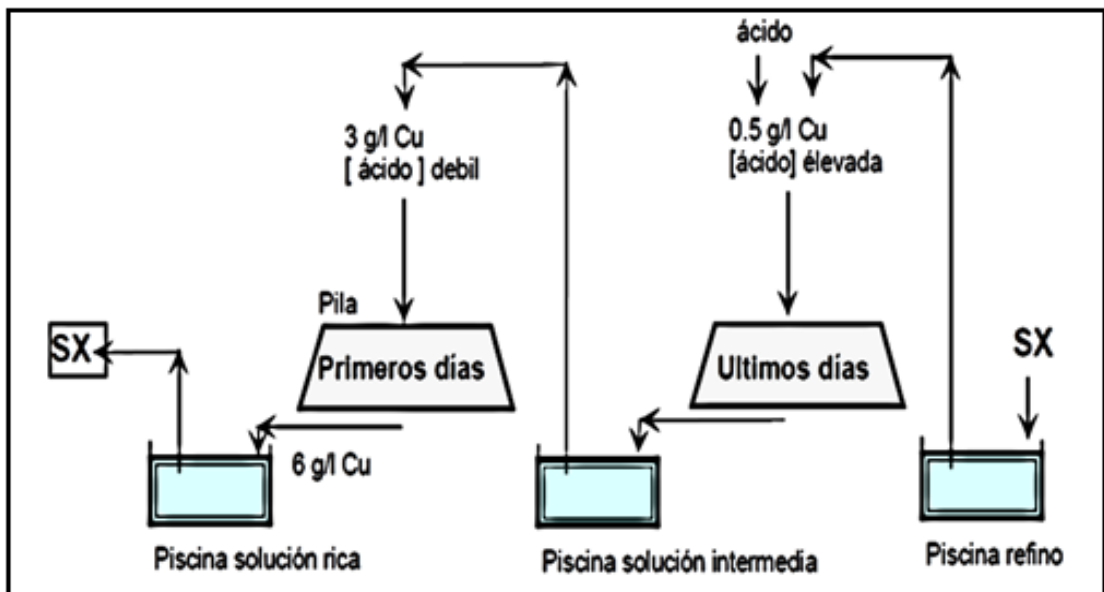


Figura5. Reciclaje de la solución lixivante en contra-corriente.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile

2.2.2 Chancado del mineral.

El chancado del mineral debe cumplir con tres objetivos:

- 1) Ser lo suficiente fino, para que la mayoría de la especie metálica valiosa esté expuesta a la acción de la solución lixivante.

Por ejemplo: 100% bajo 1,9 cm (3/4")

- 2) No puede producir demasiadas partículas finas, para no alterar la permeabilidad de la pila. (Por convención, se llama fina toda partícula bajo 100 mallas) o "material arcilloso"

Por ejemplo: partículas finas < 10%

- 3) El mineral chancado debe ser lo más homogéneo posible, debido a que las partículas serán comprendidas en un estrecho rango de tamaño (Fig. 6).

Tabla I. Escala de tamaños de partículas, en pulgadas, mallas Tyler mm

16/16"	8/8"	4/4"	2/2"		1"	25 A mm	FRACCIÓN GRUESA
		3/4"				19,0 mm	
8/16"	4/8"	2/4"		1/2"		12,7 mm	
	3/8"					9,5 mm	
4/16"	2/8"	1/4"				6,4 mm	
3/16"						4,8 mm	FRACCIÓN MEDIA
2/16"	1/8"					3,2 mm	
4mallas						4,75 mm	FRACCIÓN FINA
100mallas						150 mm	

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. (Chile).

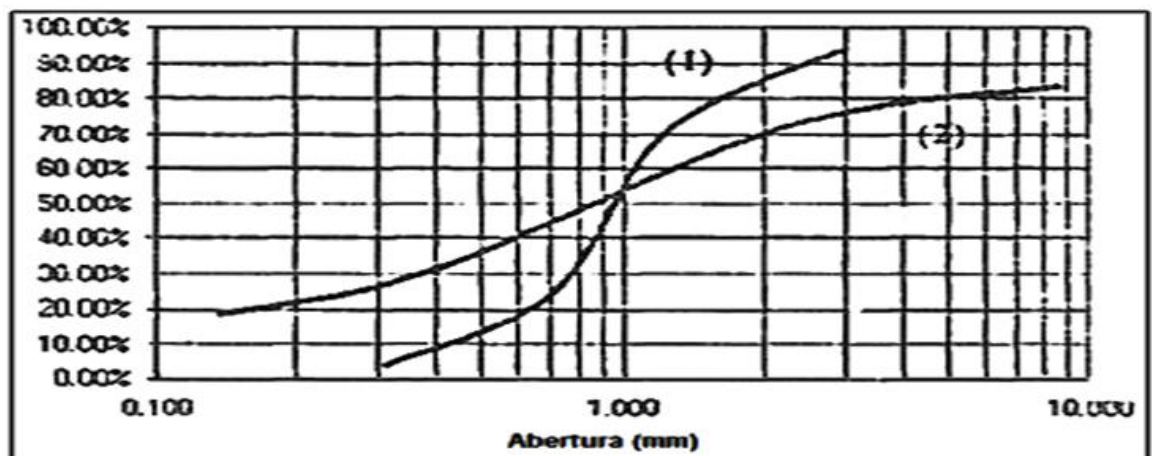


Figura 6. Curvas de distribución granulométrica de un producto de la etapa de chancado. La curva (1) es más homogénea que la curva (2).

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

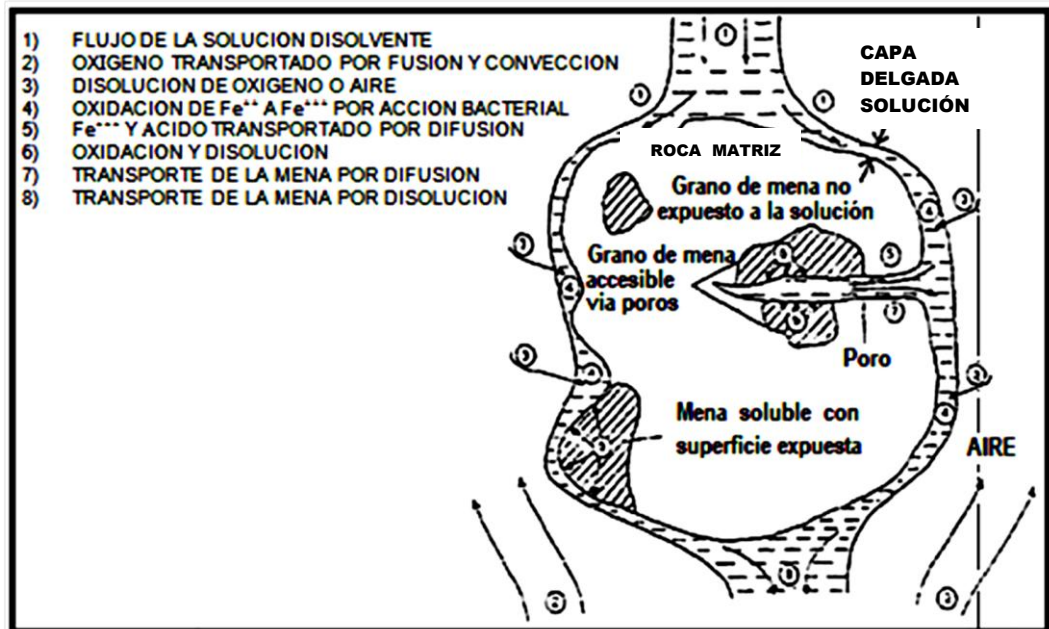


Figura 7. Concepto de la lixiviación TL (capa delgada).

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

2.2.3 Aglomeración.

2.2.3.1 Lixiviación TL (*ThinLayer*).

Este concepto revolucionó la industria de lixiviación del cobre (Pudahuel 1980). Consiste en impedir la acumulación de solución en la pila. Al contrario de la lixiviación en bateas, la pila no se inunda. La solución escurre sobre las partículas de minerales, formando una capa delgada de líquido (Fig. 7).

2.2.3.2 Permeabilidad del lecho.

Se necesita que el lecho de partículas que conforman la pila sea bien permeable, para asegurar una buena percolación y dispersión de la solución lixiviante en la pila, sin escurrimiento preferencial. También, las pilas podrían derrumbarse, si hay acumulación de agua en la pila.

La permeabilidad del lecho de mineral es mayor si:

- Las partículas son de tamaño suficientemente grande
- No hay acumulación de partículas finas.
- El tamaño de las partículas es homogéneo en la pila.
- No hay compactación de la pila por maquinaria pesada.

2.2.3.3 Proceso de aglomeración.

De lo anterior, se deduce que se tiene que reducir la cantidad de partículas finas en la pila para aumentar su permeabilidad. Hoy en día, el proceso más empleado para solucionar el problema de los finos es la aglomeración.

El proceso de aglomeración, consiste en esencia en la adhesión de partículas finas a las gruesas, que actúan como núcleos o la aglomeración de los finos con los finos, a partir de la distribución de tamaños en la

alimentación (Fig. 8).

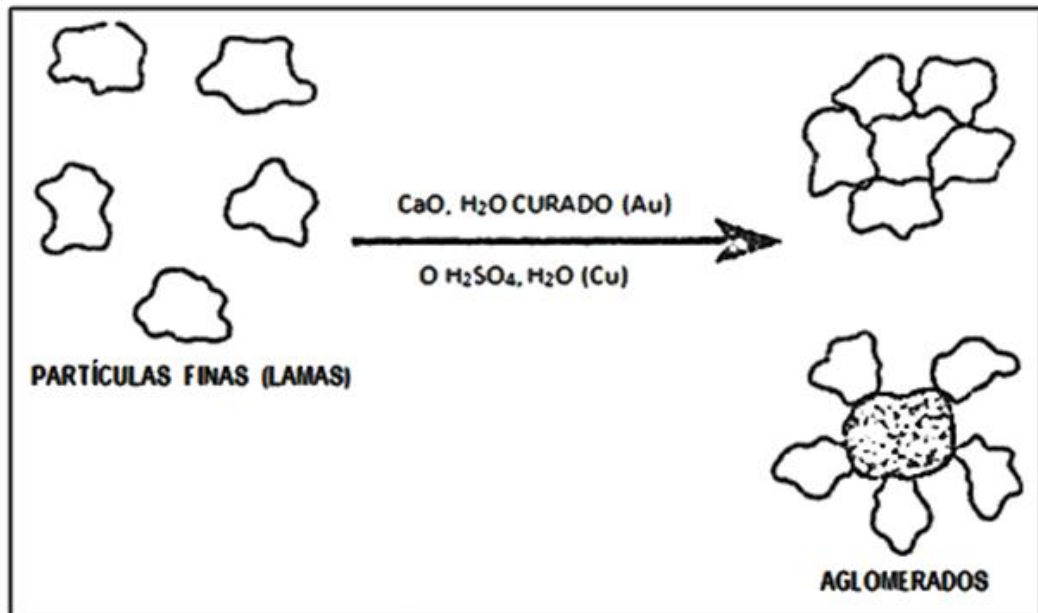


Figura 8. Concepto de aglomeración.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

2.2.3.4 Aglomeración por humedad.

El proceso más simple de aglomeración, es humedecer el mineral con líquido, hasta alcanzar un contenido de agua que origine una tensión superficial suficiente, para que al colisionar las partículas entre sí, los finos se adhieran a los tamaños gruesos. Se forma un puente líquido entre las partículas.

El cálculo teórico de la humedad óptima es casi imposible y depende de muchos factores como la mineralogía del mineral, contenido de finos, arcillas. Puede ser de 6% - 8 % para minerales muy limpios, hasta un 10% -15% H₂O para materiales normales.

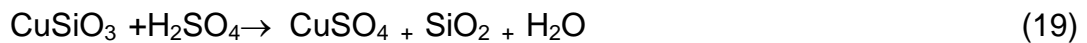
2.2.3.5 Aglomeración por adherentes

Existen ciertos materiales que pueden mejorar la adherencia de las partículas finas a las gruesas, prolongando esta unión tanto en la manipulación como en la operación de lixiviación.

En el caso de la lixiviación del cobre, la aglomeración (o curado) se realiza con el mismo lixiviante ácido en un tambor rotatorio (Fig. 9). Primero, se humecta el mineral (+/- 4%) con agua o solución pobre (refino). Después, se agrega ácido sulfúrico concentrado (+/- 30 kg/t o 3%), este ácido ataca el mineral y genera compuestos cementantes entre las partículas.

Además de la aglomeración, ocurren reacciones químicas conduciendo a la formación de sulfatos de cobre y hierro (curado propiamente). Estas reacciones son exotérmicas y generan mucho calor.

Por ejemplo:



Después de la aglomeración en el tambor rotatorio, se deja reposar el mineral durante 24 h en la pila, para que se completen las reacciones químicas y que se adhieren entre sí las partículas en la misma pila.

En el caso de la aglomeración de minerales de oro y plata, los aglomerantes son normalmente el cemento y la cal. Estos reactivos mejoran la adhesión de las partículas entre sí, y también aumentan el pH del mineral para su posterior cianuración.

2.2.3.6 Equipos.

El equipo más común es el tambor aglomerador. Consiste en un cilindro inclinado girando a baja velocidad, ocasionando el deslice (cascada) y la aglomeración del mineral previamente mojado con agua y/o adherentes (Fig. 9). Se practica también la aglomeración en depósitos (stock), en cintas transportadoras y en platos.

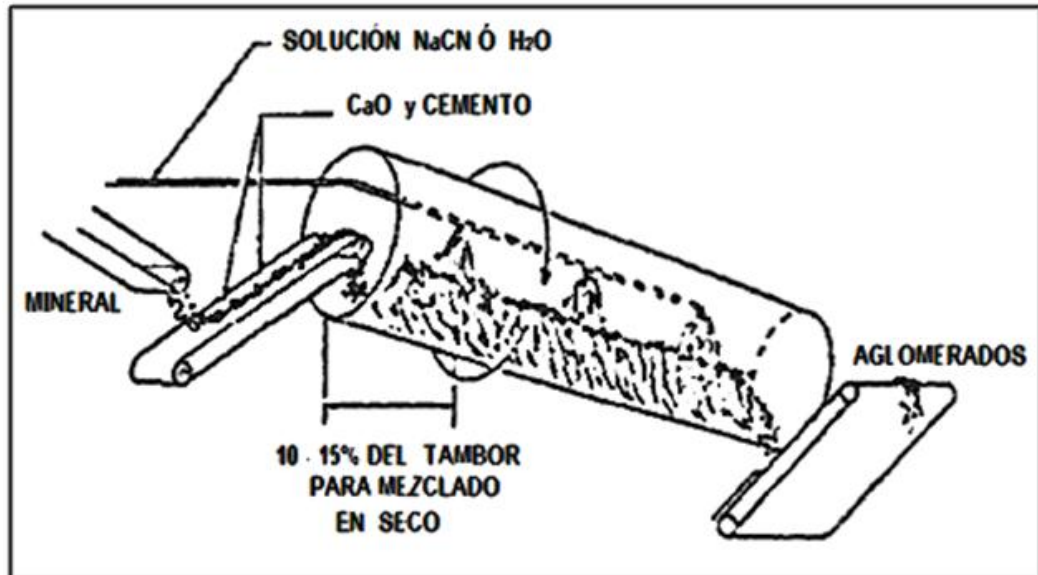


Figura9. Aglomeración en tambor rotatorio.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

2.2.4 Variables del proceso.

Se pueden estudiar el efecto de varias variables operacionales sobre la recuperación del metal valioso y la cinética realizando pruebas de laboratorio en columnas.

Las principales variables son:

La granulometría.

- La altura de la pila

- La tasa de riego [l/hm²] o [l/ht]

- La concentración en ácido de la solución de riego.
- El tiempo de lixiviación:

↔Depende de la cinética (lix. química: 1 a 2 meses; lix. bacterial: 3 a 12 meses).

Todos estos factores están relacionados entre sí. Por ejemplo, si se aumenta la altura de la pila, la concentración en ácido del primer metro es buena, pero baja a medida que la solución percola en la pila y el cobre de los estratos inferiores no se lixivia bien. Se puede aumentar la concentración en ácido de la solución de lixiviación, para salir de la pila con +/- 3 g/l [H⁺], pero más ácido se da a la ganga y más se consume, así que se va a incrementar el consumo de ácido. Otra posibilidad es aumentar la tasa de riego, pero existe un riesgo de inundar la pila.

2.2.5 Diseño de las pilas.

En este párrafo, se considera el diseño de una operación mediana de lixiviación de óxidos de cobre, por ejemplo:

2.2.5.1 Datos.

- Capacidad de la planta: 48 000 t.Cu/año = 4 000 t.Cu/mes = 133 t.Cu/día
- Ley del mineral: 0,95 %Cu.t

- (0,80%Cu soluble + 0,15 % Cu insoluble)

Hierro: 5%

- Consumo de ácido: 3,5 kg ácido/kg Cu producido
- Recuperación en la pila: 0% Cu.t en 2 meses (le da las pruebas piloto)

Granulometría: 100% <0,95 cm (3/8")

- Altura de lapila:5 m (parámetro de diseño).
- Densidad aparente del mineral en la pila: 1,45 t/m³ (material chancado).

2.2.5.2. Capacidad de la planta de chancado

Se recupera 80% x 9,5 kg Cu.t = 7,6 kg Cu/t (t = Tonelada métrica seca).

Entonces, se tiene que procesar:

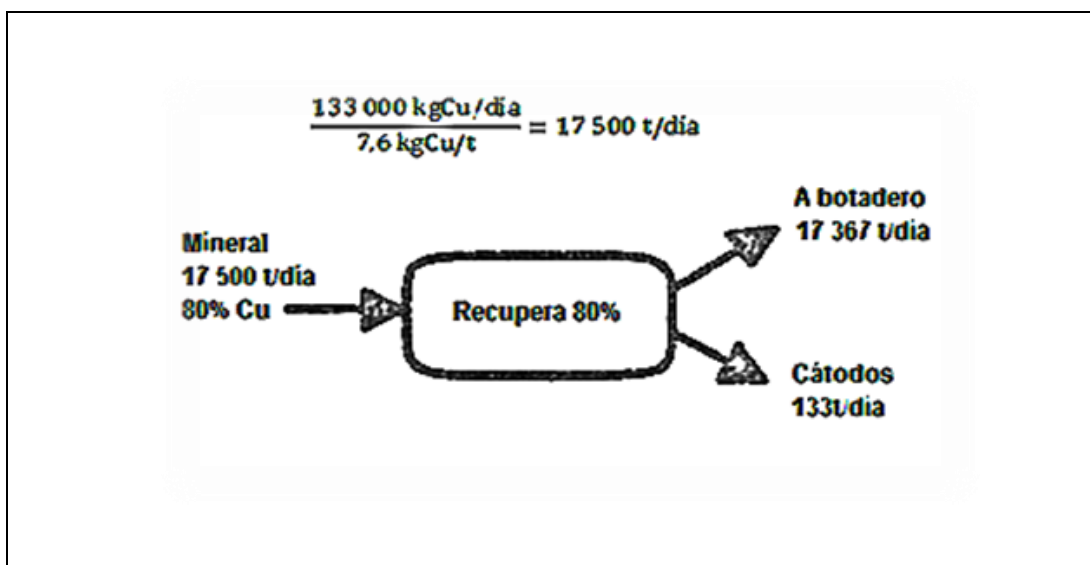


Figura10. Diagrama de flujo simplificado de una Planta de lixiviación de cobre.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

2.2.5.3 Superficie de terreno.

El ciclo de lixiviación de una pila de mineral es de 2 meses. Entonces, el depósito de mineral en la planta es de $17\,500\text{ t/día} \times 60\text{ días} = 1\,050\,000$ toneladas.

Si se consideran pilas rectangulares (aproximación) de 5 metros de altura, se puede almacenar $1,5\text{ t/m}^3 \times 5\text{ m} = 7,25\text{ t/m}^2$.

La superficie de las pilas en funcionamiento es de $1\,050\,000\text{ t}/7,25\text{ t/m}^2 = 144\,827\text{ m}^2$.

Pero todos los días, hay por lo menos, una pila en carga, otra en descarga y se necesita espacio para el movimiento de las máquinas. La práctica indica que esos espacios ocupan un 10% de la superficie de las pilas en funcionamiento. Se necesita entonces una superficie total de terreno de $144\,827\text{ m}^2 \times 110\% = 159\,310\text{ m}^2$.

Eso corresponde a un área de $400\text{ m} \times 400\text{ m}$ ó $200\text{ m} \times 800\text{ m}$ ó $100\text{ m} \times 1\,600\text{ m}$.

2.3 CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN DE MINERALES.

La cinética de lixiviación de minerales, es la determinación de la velocidad y mecanismos de disolución de los metales de interés económico, con el objeto de obtener información para proveer datos de ingeniería para el diseño y evaluación de proyectos mineros, así como, para determinar condiciones de operación, mecanismos y etapas controladas involucradas (difusión, velocidad de reacción), y predicción de la velocidad de extracción de cobre bajo diversas condiciones de temperatura, concentración, etc.

Las reacciones de lixiviación de minerales que contienen compuestos oxidados de cobre son rápidas y están limitadas por la disponibilidad de ácido sulfúrico en la solución lixivante. Mientras que las reacciones de los sulfuros de cobre son más lentas y están lejos de alcanzar el equilibrio en ambientes oxidantes. Por su parte, las reacciones de los agentes que conforman la ganga con ácido sulfúrico, liberan impurezas a la solución en forma lenta y pueden considerarse que están cerca del equilibrio. Los silicatos se disuelven más lentamente, y usualmente no son una característica cinética importante en la lixiviación de óxidos de cobre.

Los principales factores que afectan la velocidad de lixiviación del cobre de un mineral son: temperatura, concentración de reactivos, ocurrencia de precipitación, etc. Por otra parte, la velocidad de lixiviación, depende de las propiedades del mineral tales como: tamaño de partícula, porosidad, asociaciones mineralógicas, composición, etc.

2.4 MODELOS CINÉTICOS DE LIXIVIACIÓN.

2.4.1 Introducción.

Para describir la velocidad de una reacción heterogénea se utiliza varios modelos mecánicos. Entre ellos, se tiene los modelos de núcleo recesivo con y sin formación de cenizas, que son los más estudiados en el análisis de experiencias cinéticas.

Las reacciones heterogéneas, en las que un sólido se pone en contacto con un líquido o gas, reaccionan con él, pueden representarse por:



Como se muestra en la Fig. 11, Las partículas sólidas no cambian de tamaño durante la reacción cuando contiene gran cantidad de impurezas que quedan como cenizas (material completamente convertido y sólido inerte), o si estas impurezas forman un producto material consolidado, de acuerdo con las reacciones correspondientes a las ecuaciones (1.b) y (1.c). Las partículas disminuyen de tamaño durante la reacción cuando se forma ceniza no adherente o un producto material no consolidado bien cuando se emplea la sustancia B pura en la reacción de la ecuación (1.a). Las reacciones sólido-fluido son numerosas y de gran importancia industrial

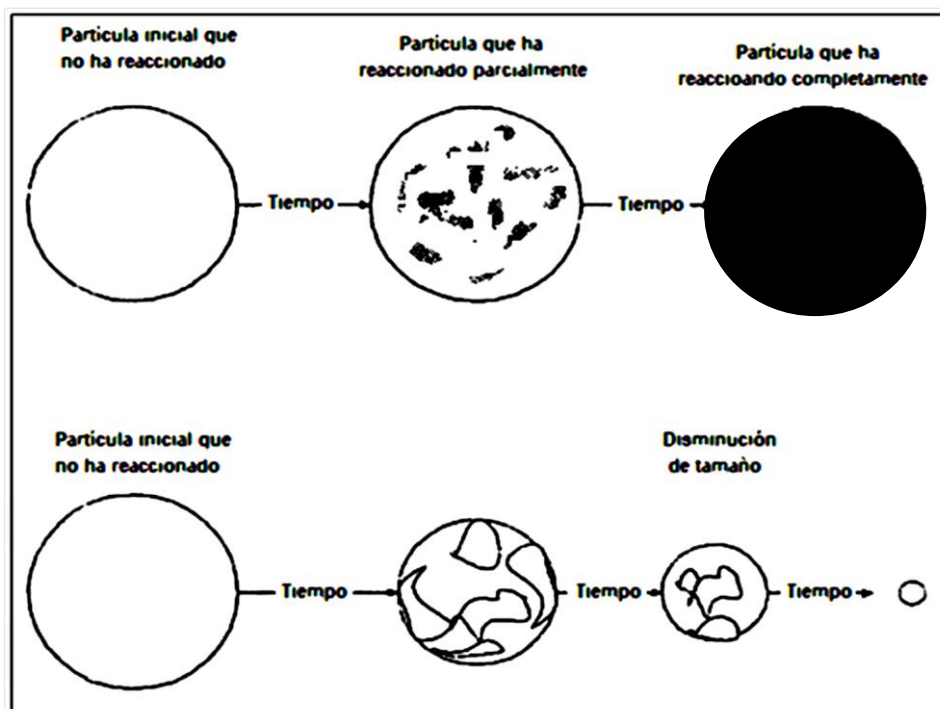


Figura 11. Diferentes tipos de comportamiento de partículas sólidas.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

2.5 MODELO DE NÚCLEO RECESIVO SIN CENIZA.

Modelo de núcleo sin reaccionar o de núcleo recesivo:

Este modelo, se aplica a partículas que durante el proceso de lixiviación disminuyen de tamaño, de acuerdo con el esquema que se muestra en la figura 12.

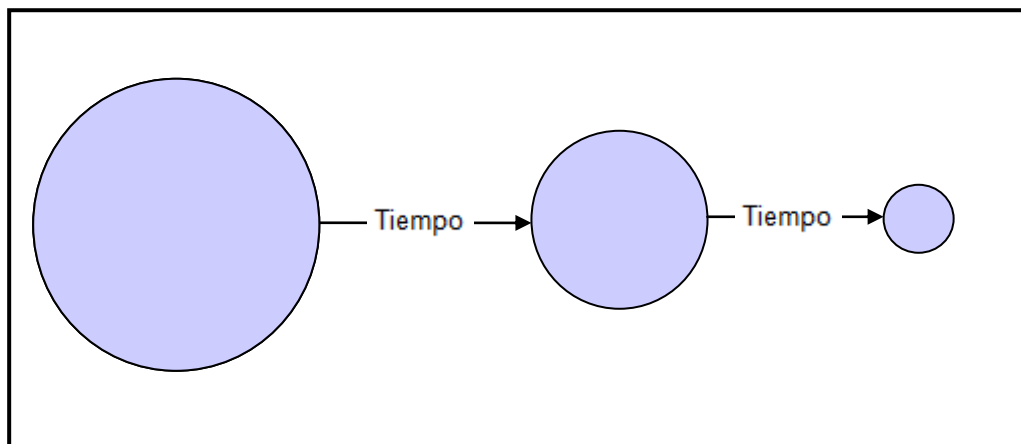


Figura12. Esquema de partícula reaccionando según núcleo recesivo.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

Modelo de núcleo sin reaccionar para partículas esféricas de tamaño constante.

Como se puede ver en esta figura 12, la reacción tiene lugar primero en la superficie exterior de la partícula sólida, después la zona de reacción

se desplaza hacia el interior del sólido, dejando atrás el material completamente convertido y sólido (denominada históricamente ceniza). Así, durante la reacción existirá un núcleo de material sin reaccionar, cuyo tamaño irá disminuyendo a medida que transcurre el tiempo.

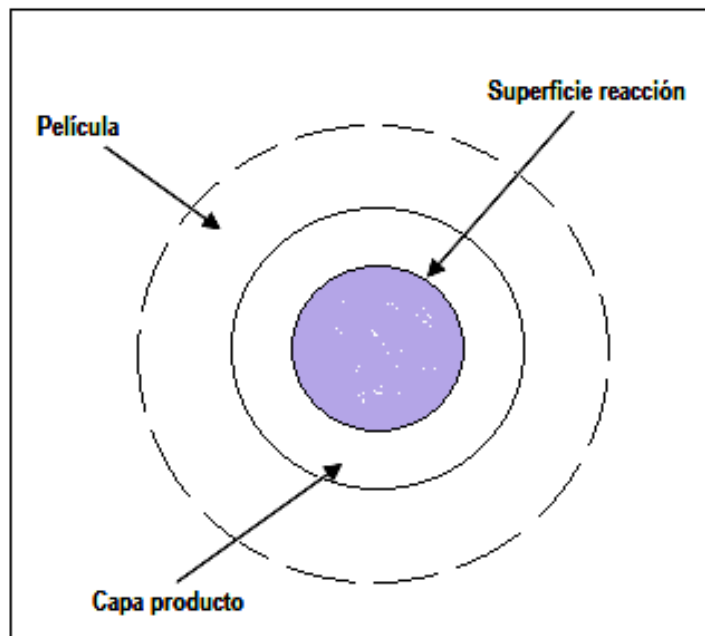
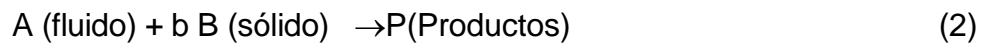


Figura 13. Esquema de núcleo de material sin reaccionar.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

Se debe tener presente, que aquella etapa que presente mayor resistencia, es decir, aquella más lenta, constituye la etapa controlante de la velocidad de transformación.

Para desarrollar este modelo, se considera la siguiente reacción heterogénea:



Dónde:

$$b = \left[\frac{\text{Moles de } A}{\text{Moles de } B} \right] \quad (3)$$

$$A = \left[\frac{\text{Moles de } A}{\text{Moles de } B} \right] \quad (4)$$

De acuerdo a la reacción se obtiene lo siguiente:

$$b dN_A = dN \quad (5)$$

Para un correcto desarrollo del módulo consideramos partículas esféricas

$$\text{Velocidad de transformación} = V = \frac{1}{S} \frac{dN}{dt} = K [A] \quad (6)$$

Según esto se tiene que:

$$\frac{1}{S} \frac{dN_A}{dt} = k_m [A] \quad (7)$$

Dónde:

S: Superficie de las partículas

$$\frac{1}{S} \frac{dN_A}{dt} = k_m [A]: \text{Variación de concentración de reactante en el tiempo} \quad (8)$$

k_m : Constante de velocidad o coeficiente de transferencia de masa

De la ecuación de "Velocidad" y de la ecuación (7)

Estequiometrias tenemos:

$$\frac{1}{S} \frac{dN_A}{dt} = - \frac{1}{bS_{ext}} \frac{dN_B}{dt} = k_m [A] \quad (9)$$

Por lo tanto:

$$- \frac{1}{S_{ext}} \frac{dN_B}{dt} = bk_m [A] \quad (10)$$

Además:

$$S_{ext} = 4 \pi r^2$$

$$N_B = \delta_B \frac{4\pi r^3}{3} \quad (11)$$

Dónde:

δ_B : densidad molar

Derivando [10] respecto al radio se tiene:

$$\frac{dN_B}{dt} = \delta_B * 4\pi r^2 \frac{dr}{dt} \quad (12)$$

Reemplazando en [12] las ecuaciones [10]y[11] tenemos:

$$-\frac{1}{4\pi r^2} \delta_B * 4\pi r^2 \frac{dr}{dt} = bk_m[A] \quad (13)$$

Partículas pequeñas:

$$k_m = \frac{D}{r} \quad (14)$$

Dónde:

D: difusividad

r: radio

Reemplazando en la ecuación [13], queda la siguiente expresión:

$$-\frac{r}{D} dr = \frac{b[A]}{\delta_B} dt \quad (15)$$

Aplicando integrales a cada lado de la ecuación [15] con límites de $r=r_0$ a $r=r$ para el radio, y para el tiempo desde $t=0$ hasta $t=t$, se obtiene el siguiente resultado, donde:

$$r_0^2 - r^2 = \frac{2bD[A]}{\delta_B} * t \quad (16)$$

a : Fracción convertida

F : Fracción no convertida

$$F + a = 1$$

Por lo tanto:

$$\alpha = 1 - F$$

Como:

$$F = \frac{\text{Volúmen núcleo}}{\text{Volúmen inicial}} = \frac{\frac{4\pi r^3}{3}}{\frac{4\pi r_0^3}{3}} = \frac{r^3}{r_0^3} \quad (17)$$

Por lo tanto:

$$\alpha = 1 - \frac{r}{r_0} \quad (18)$$

Además:

$$r = r_0(1 - \alpha)^{1/3} \quad (19)$$

$$r^2 = r_0^2(1 - \alpha)^{2/3} \quad (20)$$

Luego, reemplazando [19 y 20] en [16], se tiene:

$$r_0^2 - r_0^2(1 - \alpha)^{2/3} = \frac{2bD[A]}{\delta_B} * t \quad (21)$$

Factorizando se tiene finalmente:

$$1 - (1 - \alpha)^{2/3} = \frac{2bD[A]}{\delta_B r_0^2} * t \quad (22)$$

Donde:

$$f(\alpha) = 1 - (1 - \alpha)^{2/3} \quad (23)$$

$$K_{exp} = \frac{2bD[A]}{\delta_B r_0^2} \quad (24)$$

Que es la expresión final para partículas que disminuyen de tamaño cuya etapa de control es la difusión en la película.

Para el caso, en que el control cinético sea en la reacción química, se hace el mismo desarrollo que el anterior, pero considerando la constante independiente de la difusividad, con lo que se tiene la siguiente expresión para comenzar con el desarrollo:

$$-\delta_B \frac{dr}{dt} = bk_m[A] \quad (25)$$

Al realizar las integraciones dentro de los límites indicados ($r = r_0$; $r = r$; $t = 0$; $t = t$), se tiene el siguiente modelo:

$$1 - (1 - \alpha)^{\frac{1}{3}} = \frac{2bD[A]}{\delta_B r_0} * t \quad (26)$$

Como:

$$K_{exp} = \frac{bk_m[A]}{\delta_B r_0} \quad (27)$$

Que es modelo para esferas decrecientes con control cinético en la reacción química.

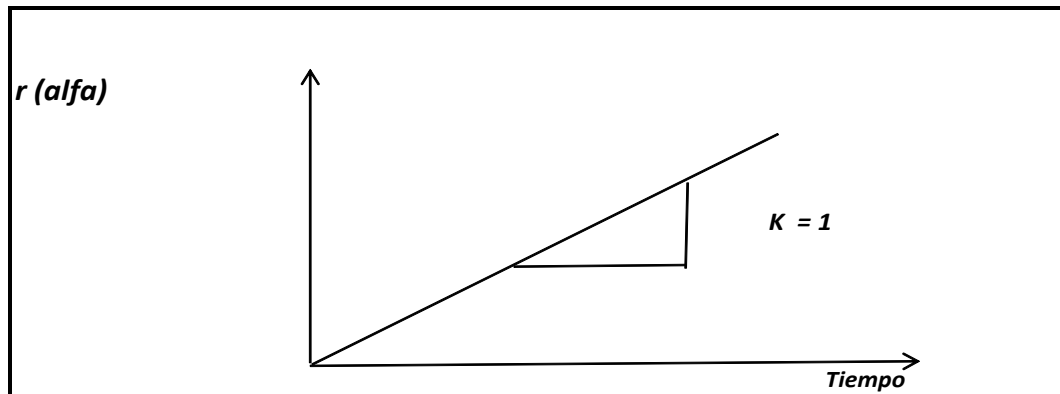


Figura 14. Representación del modelo decreciente con control cinético
Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

2.6 MODELO DE NÚCLEO RECESIVO CON FORMACIÓN DE CENIZAS.

En este caso, la especie útil se va disolviendo hasta que al final se obtiene una partícula sólida sin especie útil.

Gráficamente el proceso es el siguiente:

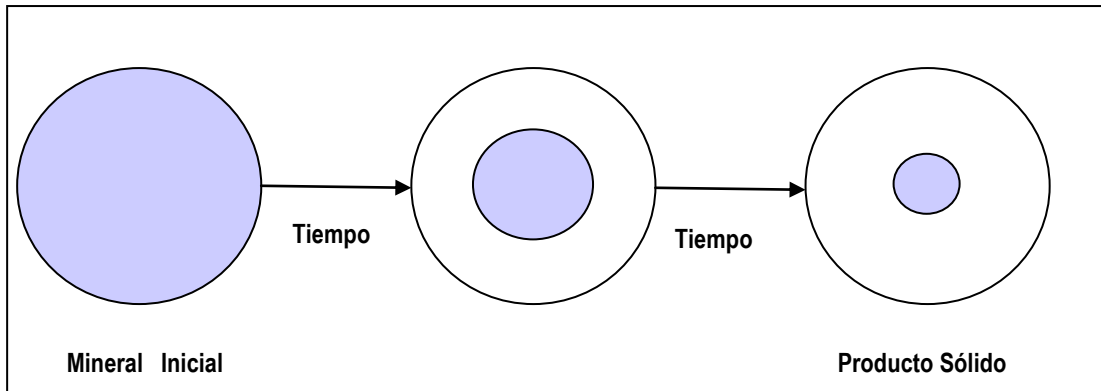


Figura 15. Proceso de transformación conformación de capa de cenizas.

Fuente: Hidrometalurgia. Universidad de Antofagasta-Copiapó. Chile.

A medida que pasa el tiempo, el sólido se reduce y aumenta el producto (ceniza), tal como se muestra en la figura 15.

Las etapas de transformación o de control cinético son las siguientes:

Etapa 1: Difusión o transporte de lixivante A, hasta la superficie del sólido a través de la película que le rodea.

Etapa 2: Difusión o transporte de lixivante A, a través de la capa de ceniza o producto hasta la superficie del núcleo que no ha reaccionado.

Etapa 3: Reacción química propiamente tal entre lixivante A y especie útil B.

Etapa 4: Difusión de los productos solubles formados a través de la capa de producto, hacia la superficie exterior del sólido.

Etapa 5: Difusión de los productos solubles formados a través de la película hacia el seno del fluido.

CAPÍTULO III

MINERALOGÍA DEL YACIMIENTO

3.1 INTRODUCCIÓN.

3.1.1 Ubicación y extensión.

La zona de afloramiento de cobre, oro, plata y otros, se encuentra ubicada a 73 kilómetros de la ciudad de Tacna, geológicamente en el flanco andino occidental, es la entidad topográfica que se extiende al norte y noreste de las pampas costaneras, es un territorio escabroso y muy disectada que se desarrolla entre 2 000 y 5 000 m.s.n.m.

El petitorio abarca una superficie de 100 hectáreas, el yacimiento “Canaura 1de Palca”, se ubica en la quebrada de Uchusuma y Cerro Chuluncane, cerca del antiguo pueblo de Bellavista en el distrito de Palca y provincia de Tacna, a 3 900 m.s.n.m.

Se ubica en las siguientes coordenadas U.T.M:

8034000	408000
8034000	409000
8033000	409000
8033000	408000

Con una altitud aproximada de 3 900 m.s.n.m.

3.1.2 Accesibilidad.

La vía de acceso desde la ciudad de Tacna, se realiza por la carretera parcialmente asfaltada Tacna (tramo de 45 Km), para continuar por la carretera afirmada a Palca, luego se ingresa por una trocha carrozable hasta un tramo de aproximadamente 3 Km y se arriba al antiguo yacimiento de Canaura, actualmente denominado “Canaura 1 de Palca” .

Es accesible desde Tacna siguiendo esta ruta:

- Tacna – Palca – Cerro Pelado 70 Km
- Desvio – Mina (Trocha) 03 Km



Figura 16. Zona de estudio. Yacimiento Canaura 1 de Palca.

Fuente: Mapa geográfico del Perú.

3.1.3 Método de trabajo geológico.

Después de un reconocimiento preliminar en la zona, se procedió a la ubicación e identificación de las labores antiguas, para iniciar el programa de muestreo, se hizo un relacionamiento lito-estratigráfico del lugar, se ha procedido a realizar un mapeo geológico preliminar tomando

como parte importante las estructuras.

3.1.4 Trabajos anteriores.

El área que encierra el presente estudio forma parte de otra mayor, que han sido antiguamente trabajadas por diversas empresas mineras.

3.2 GEOMORFOLOGÍA.

Las unidades geomorfológicas de la zona denominada cuadrángulo de Palca, en donde el terreno más alto se encuentra en la parte nor-oriental de la zona, consiste en conos volcánicos (antiguos y modernos) que alcanzan una altura máxima de 5 500 m.s.n.m.

Los elementos geomorfológicos son:

- La superficie Huaylillas.
- El Altiplano, con sus pampas extensas de depósitos fluvio-glaciares y sus volcanes del plioceno y cuaternario.
- El flanco disectado de los Andes, con grandes valles y quebradas.
- Las terrazas de los Valles de Caplina, Chero y Palca.

La superficie Huaylillas, está asociada con la formación Huaylillas, que consiste en tres miembros distintos. Al norte y NE de la zona, está la unidad geomorfológica Altiplano, consiste en pampas extensas a una altura media entre 4 200 y 4 300 m.s.n.m. con algunos conos volcánicos que alcanzan entre 1 000 y 1 500 m de altitud, siendo los que forman la Cordillera del Barroso que es una cadena de volcanes con rumbo norte-sur, observándose que todos los volcanes tienen flancos cortados por quebradas hondas en forma de "U". El flanco oriental de la Cordillera del Barroso tiene una cubierta de fluvio-glaciares y de pampa, los flancos occidentales bajan gradualmente hasta los 4 000 m, sin mayor desarrollo de estos depósitos.

El flanco disectado de los Andes, esta unidad geomorfológica varía entre las alturas de 1 000 m.s.n.m. y 4 000 m.s.n.m. aproximadamente y se caracteriza por ser un terreno muy accidentado y de fuerte pendiente.

La característica destacable de esta unidad es el proceso erosivo desarrollado, hecho por los ríos principales, los que han labrado valles profundos y encañonados. Se tiene que en las partes altas de los valles Sama, Caplina, Palca y Uchusuma, alcanzan profundidades máximas de 1200 – 1500 m. Los factores principales son: El levantamiento epirogenético

del bloque andino durante el plio-pleistoceno y el aumento en el caudal de los ríos durante el cuaternario. El resultado es una erosión muy rápida y el desarrollo de grandes valles y cañones que actualmente caracterizan el flanco-andino.

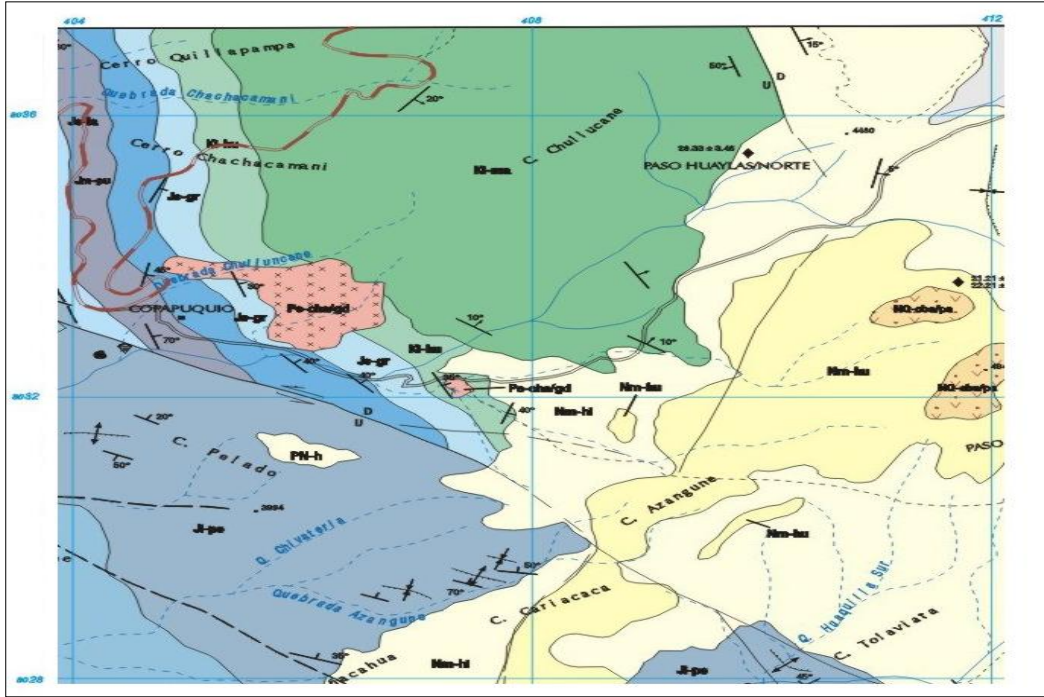
La zona geomorfológica de terrazas, se presenta especialmente alrededor de los pueblos Caplina, Ataspaca y otras más extensas en los valles de Caplina, Chero y Palca.

3.2.1 Hidrología.

Este depósito, tiene una diferencia respecto a las otras de la zona cerca del campamento y las labores, pasa un riachuelo que posee agua todo el año 10-20 litros por segundo.

3.2.2 Clima y vegetación.

El clima es templado a frío por su altitud, el periodo de lluvias se extiende de diciembre a marzo.



ERA/PERIODO	SECTOR	SECCION	UNIDADES LITOSTRATIGRAFICAS	NOTAS
GEOLÓGICA	CUATERNARIO	DELTA	Depósitos fluviales: Qd-f Depósitos fluviales gruesos y arenos	
		DELTA	Depósitos aluviales: Qd-af Depósitos aluviales, gruesos y arenos pedregalosos	
		DELTA	Depósitos aluviales: Qd-af Depósitos aluviales, gruesos y arenos pedregalosos	
		DELTA	Depósitos aluviales: Qd-af Depósitos aluviales, gruesos y arenos pedregalosos	
		DELTA	Depósitos aluviales: Qd-af Depósitos aluviales, gruesos y arenos pedregalosos	
	PLEISTOCENO	DELTA	Dep. Fluvio glacial: Qd-fg Arenas y arenas	
		DELTA	Grupos Terrestres: T-10-10-10 Andesita porfírica	
		DELTA	Formación Huayllay: H-10-10-10 Mts. de... Ignimbritas volcánicas subglaciales	
		DELTA	Formación Huayllay: H-10-10-10 Mts. de... Tufos e ignimbritas volcánicas de lago, conos volcánicos	
		DELTA	Formación Huayllay: H-10-10-10 Mts. de... Complejamiento paleoaluvial con arenas gruesas y limos	
MESOZOICA	CRETÁCICO	DELTA	Grupos Tumbes: T-10-10-10 Unidad Tumbes: T-10-10 Tufos volcánicos	
		DELTA	Formación Contones: C-10-10-10 Lajas andalíticas y pluriestrías	
		DELTA	Formación Huancabamba: H-10-10-10 Lajas andalíticas con argilomineritas	
		DELTA	Formación Huancabamba: H-10-10-10 Conchas, areniscas, brechas, brechas de gres y gres macizo	
		DELTA	Formación Huancabamba: H-10-10-10 Lajas verdes, arenosas y sacro arenosas	
	JURÁSICO	DELTA	Formación Lajas: L-10-10-10 Lajas de gres y arenosa con conchas	
		DELTA	Formación Pisco: P-10-10-10 Areniscas volcánicas y brechas de gres macizo	
		DELTA	Formación Pisco: P-10-10-10 Lajas de gres, areniscas volcánicas y areniscas volcánicas	
		DELTA	Formación Pisco: P-10-10-10 Lajas de gres y arenosa	
		DELTA	Formación Chocoma: C-10-10-10 Volcánicas andalíticas, ofíticas porfíricas	



Figura 17. Mapa geológico del área de estudio.
Fuente: Mapa Geológico del Perú.

3.2.3 Geología regional.

El área del presente trabajo forma parte de la cuenca andina externa en el sur del Perú, cuyas características de sedimentación marina mesozoica marcan tres etapas fundamentales a lo largo de su formación.

La fuerte actividad tectónica, originaron cambios de faces, traducándose en una secuencia de derrames volcánicos riolíticos, brechas de flujo, tobas sedimentarias y derrames lávicos (Formación Chocolate). El flysh, con típicos sistemas de abanicos submarinos turbidíticos, compuesta de calizas fosilíferas con bancos de areniscas fosfatadas (Formación Pelado) y posteriormente de areniscas y carbonatos pelágicos, grupo Yura.

3.2.4 Rocas sedimentarias-Volcánicas.

3.2.4.1 Formación pelado.

Sobreyace concordantemente sobre el volcanismo de Chocolate, está compuesta de potentes conglomerados basales, calizas fosilíferas y bancos de Calciarenitas fosfatadas. El mejor afloramiento se encuentra al SE de Palquilla. En el cerro Taracollo, en la zona se ubica en el cerro del mismo nombre.

3.2.4.2 Grupo Yura.

El grupo Yura se presenta con secciones incompletas y su grosor se estima en cerca de 1 000m.

3.2.4.2.1 FORMACIÓN LABRA GRAMADAL.

El jurásico superior, está conformado por las formaciones Labra y Gramadal (parte central de grupo Yura).La Formación Labra, está constituida por Limolitas gris oscuras y areniscas cuarzosas. La Formación Gramadal, está conformada por Lutitas oscuras, areniscas y cuarzoarenitas.

La Formación Labra, aflora en el cerro Quillapampa y Chacacomani, cerro Challata, tanto Labra como Gramadal, siguen un alineamiento NE y buzamiento de 35° a 45° SE, abarcan una gran área de la hoja Palca.

3.2.4.2.2 Formación Hualhuani.

Las rocas del cretáceo inferior afloran en los contrafuertes de la cordillera occidental, estando constituidos por cuarcitas gris blanquecinas, que conforman la parte superior de grupo Yura (formación Hualhuani),

aflora en el cerro Quillapampa y Chachacomani.

3.2.5 Rocas volcánicas.

Las rocas del cretáceo superior, constituyen los contrafuertes occidentales, tienen su expresión más representativa en las secuencias volcánico sedimentarias que conforman el grupo Toquepala, con espesores que van de 3 500 a 4 000 m. Este grupo se extiende por las estribaciones de la cordillera occidental formando una faja continua de dirección NO-SE, litológicamente está constituida por aglomerados, piroclásticos, lavas marrón rojizas y gris verdosas de composición andesítica, traquítica y riolítica, con intercalaciones de sedimentos clásticos, como conglomerados, areniscas y calizas.

El grupo Toquepala, se subdivide estratigráficamente en la Formación Matalaque, que está conformada por andesita porfírica. La Formación Paralake, que está constituida por toba soldada lítica y la Formación Quellavecoque a su vez se subdivide en la unidad Samanapé, litológicamente conformada por tobas cristalolíticas, brechadas, silicificada con dacitas porfírica y andesíticas.

El grupo Tacaza, que ocupa una gran extensión, correspondiendo esta unidad al episodio volcánico ocurrido entre el oligoceno y el Mioceno (30 a 17 M.a.), en la zona está representada por la formación Huilacollo, la litología es variable, destacando brechas, lavas andesíticas, tobas.

El volcánico Huaylillas, alcanza un grosor de 600 m y reposa con discordancia angular directamente encima de las rocas del grupo Toquepala; sin embargo, en la localidad típica y otros lugares yace discordantemente sobre clásticos de la formación Moquegua, superiormente, queda cubierto indistintamente y con relación discordante por el volcánico Sencca, la formación Capillune o el volcánico Barroso.

Los volcanes más recientes se alinean sobre un eje NO-SE, a lo largo de 500 Km de longitud.

El grupo Barroso está formado por una alternancia de derrames y piroclásticos. Los mantos de lavas son andesitas a traquiandesitas con espesores que varían de 20 a 30 m. La edad del grupo Barroso, obtenido por dataciones radiométricas está entre 7 a 6 Ma para las secuencias más antiguas, y 2 a 1 Ma para los más jóvenes.

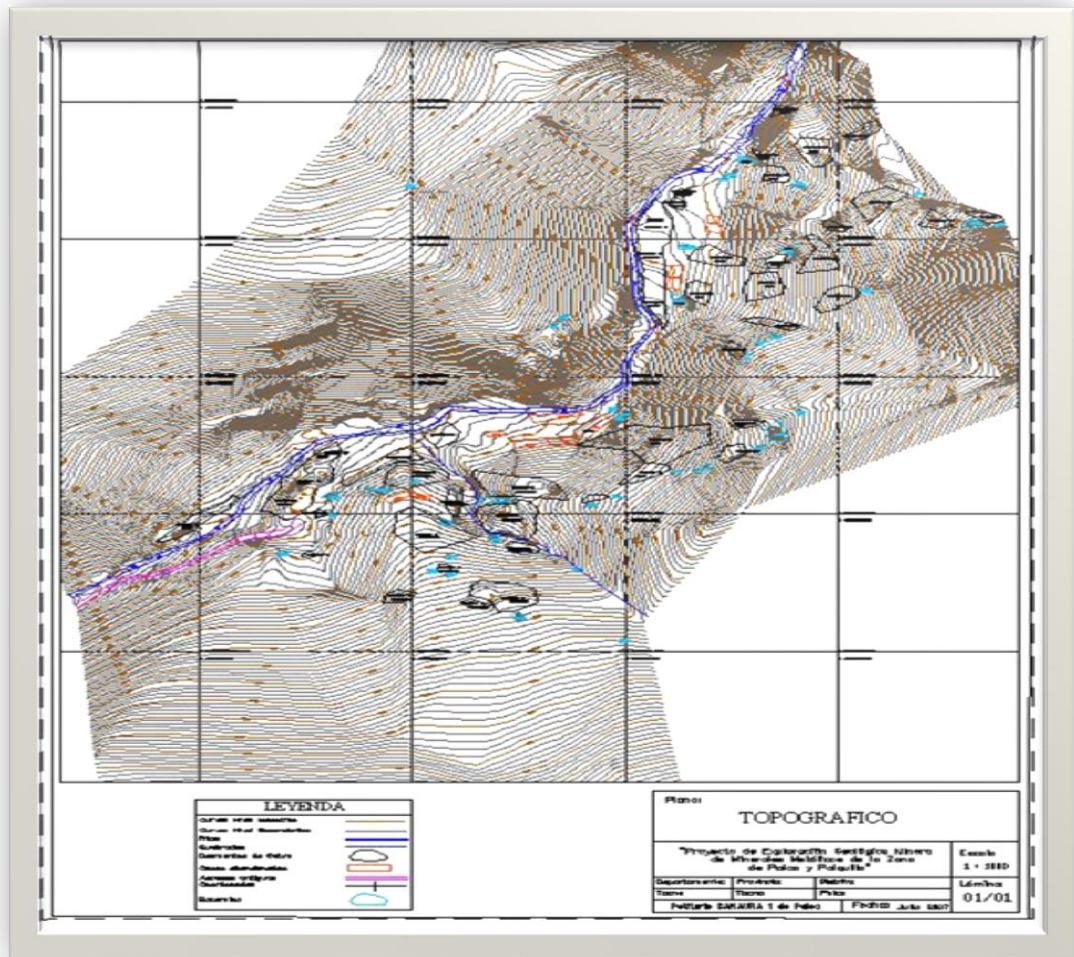


Figura 18. Mina Canaura 1 de Palca.

Fuente: Mapa geológico del área de intervención.

3.3 GEOLOGÍA DEL DEPÓSITO CANAURA 1 DE PALCA.

Presenta afloramientos de aglomerados volcánicos de la formación Matalaque (Ki-ma) en el cerro Chuluncane, de edad Cretáceo Inferior, constituida de lavas andesíticas con aglomerados volcánicos,

tienen un rumbo de norte de 70°- 80° oeste y con buzamientos de 15° – 20° norte.

En los alrededores de la mina, se observa un depósito granodiorítico de la unidad Challaviento del paleógeno-eoceno que corta al volcánico. Las vetas emplazadas en el aglomerado volcánico, tienen N 30° - 60° E, y son las siguientes: Palca 1, 2, 3, 4, 5, se pueden observar algunas fracturas transversales con frecuencia.

La veta Palca, es la de mayor importancia de la zona, tiene un afloramiento de 180 metros con N 60° E de rumbo y con un buzamiento de 75° al sur, tiene una potencia promedio de 70 cm. La veta 01 que se ubica en el lado norte, se orienta al N 70° O con buzamiento de 70° al norte y recorre aproximadamente 100 metros, con una potencia de 60 cm. La veta 02, se ubica entre la veta Palca y la veta 01, extendiéndose por 80 metros con rumbo N 8° E y buzamiento 78° Este, tiene un ancho promedio de 50 cm. La veta 03 es relativamente pequeña 30 metros corre paralela a la veta Palca con 70° de buzamiento sur, tiene una potencia de 45 cm. Las vetas 04 y 05 se ubican en el lado sur de la zona, tienen 50 y 25 de largo, con rumbo variable entre N 45° a 70° E y N 10° a 65° E respectivamente

La mineralización en todas las vetas, está constituida principalmente por minerales secundarios de cobre, que se presentan desde sus afloramientos hasta las labores inferiores ubicadas a nivel del río, constan de malaquita, azurita, crisocola , limonita, en algunas labores inferiores se aprecia calcopirita, bornita y tetrahedrita, presentan minerales de ganga como el cuarzo, pirita y roca de caja. Esta mineralización se distribuía en la veta en lentes pequeños y/o diseminados en los fragmentos de la pila.

Esta mina fue trabajada, extrayéndose minerales argentíferos que se fundían en el mismo lugar.

Las labores mineras importantes que están sobre esta veta están derrumbadas, se han trabajado a lo largo de la veta Palca que tiene 4 labores en distintos niveles, de igual forma la veta 02 que tiene 4 labores.

3.4 RESERVAS MINERALES.

De acuerdo a lo observado, esta mina manifiesta indicio de mena, su situación actual se reduce a algunos “puentes” que existen y con algún nivel de dificultad su recuperación. En las canchas de las labores existen alrededor de 81 531,90 toneladas que podrían recuperarse.

Es importante acotar, que en la mineralización predominante en las diferentes labores, existen indicadores muy interesantes con presencia de minerales de cobre, oro y plata.

3.5 PROYECTOS.

Deben éstos, estar dirigidos a labores en la parte inferior de la mina por debajo del nivel freático (3 950 m) mediante piques, que se profundicen hasta 30 metros para luego realizar labores dirigidas preferentemente al NE.

Se podría ejecutar sondajes diamantinos antes de ejecutar lo propuesto, para corroborar la existencia de mineralización, de acuerdo a los indicios mostrados, éstos serían muy halagadores.

Otra alternativa es que la mina "Canaura 1 de Palca", tiene mineral en cancha que aproximadamente ofrece 81 531,90 toneladas. Que desde el punto de vista ambiental, ofrecen serios problemas a la zona, por lo que se recomienda, recuperar el mineral que todavía es rentable a precios actuales y simultáneamente eliminar los residuos sólidos contaminantes.

3.6 CALCULO DEL DESMONTE

Tabla II. El desmonte del mineral se encuentra en 42 canchas.

CANCHA	ÁREA (m ²)	VOLUMEN (m ³)	TONELAJE (t)
Cancha 1	491,14	1473,42	3683,55
Cancha 2	57,72	173,16	432,90
Cancha 3	94,31	282,93	707,3
Cancha 4	29,94	59,88	149,70
Cancha 5	95,68	287,04	717,60
Cancha 6	603,23	1809,69	4524,23
Cancha 7	587,84	2351,36	5878,40
Cancha 8	146,56	439,68	1099,20
Cancha 9	697,90	2093,70	5234,25
Cancha 10	408,64	1634,56	4086,40
Cancha 11	278,17	834,51	2086,28
Cancha 12	26,84	53,68	134,20
Cancha 13	17,92	35,84	89,60
Cancha 14	890,39	2671,17	6677,93
Cancha 15	225,23	675,69	1689,23
Cancha 16	39,78	159,12	397,80
Cancha 17	182,27	729,08	1822,70
Cancha 18	1030,74	3092,22	7730,55
Cancha 19	123,78	495,12	1237,80
Cancha 20	69,02	276,08	690,20
Cancha 21	67,18	335,90	839,75
Cancha 22	192,21	384,42	961,05
Cancha 23	114,94	229,88	574,70
Cancha 24	959,08	2877,24	7193,10
Cancha 25	151,42	605,68	1514,20
Cancha 26	242,64	727,92	1819,80
Cancha 27	319,54	1597,70	3994,25
Cancha 28	242,02	968,08	2420,20
Cancha 29	65,92	197,76	494,40
Cancha 30	289,83	289,83	724,58
Cancha 31	55,04	275,20	688,00
Cancha 32	342,83	685,66	1714,15
Cancha 33	51,87	103,74	259,35
Cancha 34	36,49	145,96	364,90
Cancha 35	112,62	337,86	844,65
Cancha 36	16,72	50,16	125,40
Cancha 37	267,63	535,26	1338,15
Cancha 38	342,83	1371,32	3428,30
Cancha 39	134,95	404,85	1012,13
Cancha 40	87,03	261,09	652,73
Cancha 41	112,27	449,08	1122,70
Cancha 42	50,08	150,24	375,60
TOTAL	10 35,24	32 612,76	81 531,90

Fuente Elaboración Propia, Luis Orbergoso Rejas



CAPÍTULO IV

TRATAMIENTO DE LOS DESMONTES MINERALIZADOS

4.1 ANTECEDENTES DEL YACIMIENTO.

En la década de los años 60, se registra la producción de más de veinte métodos y de un buen número de yacimientos no-metálicos, logrando que el Perú, sea visto como un país eminentemente minero, ubicándose los principales yacimientos en el centro y en el sur de nuestro país. En la segunda mitad de los años 80, en pleno gobierno del presidente Alan García, nuestra minería sufre una gran crisis, por falta de una adecuada política económica que afecta al país, siendo rentable sólo tres empresas, la mediana y la pequeña minería fueron muy afectadas. En este contexto, es que el yacimiento Canaura 01 de Palca en los años 60 y 70 tiene su auge, lográndose explotar las diferentes vetas descritas en el Capítulo III. El sistema de explotación, fue de pequeña minería o minería artesanal que consiste en atacar, las vetas en lugares más ricos o leyes altas con un proceso rudimentario de perforación a base de golpe y cincel; ayudado de pequeñas cargas explosivas para romper la roca. Esta forma de trabajar ha ocasionado 42 vetas explotadas.

La selección del mineral extraído fue por el método “pallaqueo”, que consiste en escoger los minerales de alta ley para comercializarlos; entonces, quedan aquellos minerales de mediana y baja ley expuestos juntos con los desmontes, éstos fueron almacenándose a través del tiempo en canchas que conforman en la actualidad un total de 81531,90 t (considerados como pasivos ambientales).

4.2 CANCHAS DE DESMONTE (MINERALIZADO).

El adecuado manejo de desmonte de mina, se puede convertir en una alternativa viable y económicamente rentable para una empresa minera, siempre y cuando, estos desmontes tengan algo de contenido de mineral recuperable y los precios de ellos sean altos. El problema del desmonte, se inicia desde la etapa de preparación del área a ser minada, variando su volumen de acuerdo a la forma de minado si es de tajo abierto, hay que mover grandes cantidades de material. En la minería subterránea, el trabajo de preparación, exploración y método de minado determina el volumen de material que hay que mover durante el proceso de obtención de minerales que va ser enviado a la superficie.

Las canchas de desmonte, se convierten en áreas destinadas para depositar los materiales de rocas removidas durante el desarrollo de las

diferentes etapas de la actividad minera, su adecuada disposición sobre el terreno preparado previamente, evita impactos negativos al medio ambiente. En el pasado, en este yacimiento, el desmonte de mina más mineral extraído, fue arrojado de una manera irracional, sin ningún ordenamiento; hoy en día, estos hechos han ocasionado un pasivo ambiental.

Las rocas mineralizadas se encuentran a la intemperie y sufrieron los efectos de la erosión hídrica, intemperismo y fracturación del material, tal como se puede apreciar en las fotos mostradas en los capítulos posteriores.

El drenaje ácido de roca o llamado también, drenaje ácido de mina, se origina cuando los minerales sulfurados son expuestos al agua y al oxígeno de aire. En la zona de estudio, se ha detectado este efecto en las canchas, lo que está contaminando el riachuelo que corre por la quebrada y abastece de agua al pueblo de Palca.

4.3 ESTUDIO Y CARACTERIZACIÓN DE DESMONTES MINERALIZADOS.

A. Caracterización mineralógica.

De acuerdo al punto 3.1, se aprecia que la mineralización en todas las vetas, está constituida principalmente por minerales secundarios de cobre, que se presentan desde sus afloramientos hasta las labores inferiores ubicadas a nivel del río, constan de malaquita, azurita, crisocola, limonita, en algunas labores inferiores se aprecia calcopirita, bornita y tetrahedrita, presentan minerales de ganga como el cuarzo, pirita y roca de caja.

Cuando se habla de la formación de nuevas especies minerales, durante la interacción entre un fluido electrolítico y la roca, también se habla de la estabilidad de los complejos metálicos disueltos en la solución. En términos generales, el comportamiento termodinámico de los complejos electrolíticos es función de la presión, la temperatura y la composición. Sin embargo, a diferencia de los procesos hidrotermales, los procesos supérenos, se caracterizan por tener presiones y temperaturas bastante definidas, por lo que, el problema de la estabilidad consiste en determinar la composición de la solución.

Al respecto, se ha planteado que los valores de pH y Eh tienen una relevancia determinante en el control de la mineralogía de cobre supérgeno, hierro y enriquecimiento secundario de sulfuros. Empíricamente, se han determinado los campos de estabilidad del ión cúprico y se ha concluido que la solubilidad del cobre y del hierro dependen principalmente del pH y la fugacidad del oxígeno o potencial de oxidación (Figura 19 a y b).

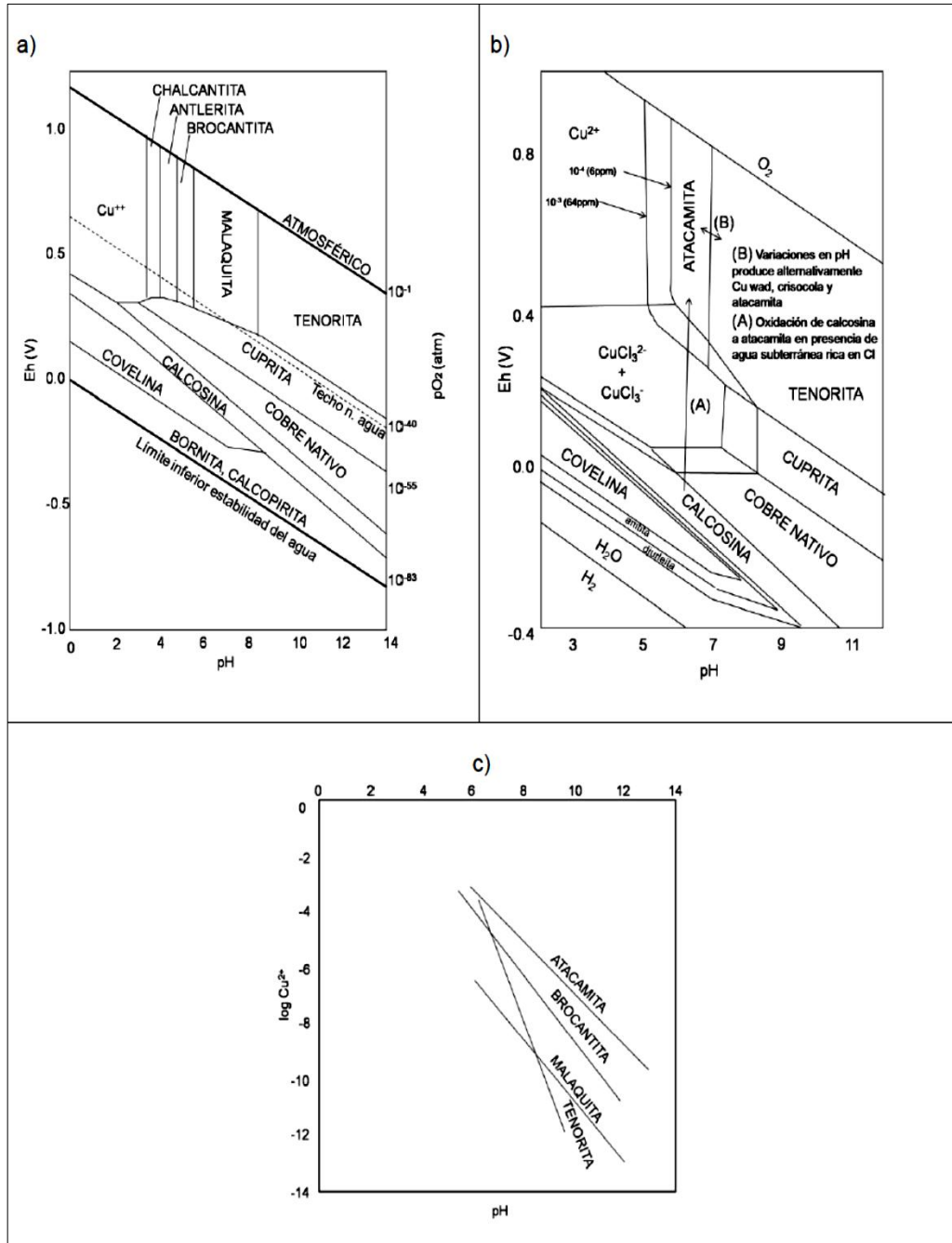


Figura 19. Diagramas de estabilidad de óxidos de cobre. a) Diagrama pH-Eh del sistema Cu-O-H-S-Fe a 25°C y 1 atm. b) Diagrama pH-Eh del sistema Cu-O-H-S-Cl a 25°C con $\Sigma S=10^{-4}$ m y $Cl=0,5$ M (Rose, 1976). c) Diagrama de estabilidad de algunos minerales oxidados de cobre a 25°C y 1 atm (Rodríguez, 1980).

Fuente: Esteban Leiva Bianchi-Universidad De Chile -2010

A continuación, realizaremos la descripción de los principales minerales presentes en el yacimiento:

Crisocola.

Antecedentes bibliográficos

La crisocola, es un filosilicato de cobre hidratado. Químicamente puede contener impurezas como arcillas, sílice u óxidos de hierro. Su composición es (Gaines et al., 1997):

Aluminio	2,05 %	Al ₂ O ₃	3,88 %
Cobre	33,86 %	CuO	42,39 %
Silicio	17,10 %	SiO ₂	36,59 %
Hidrógeno	1,92 %	H ₂ O	17,14 %
Oxígeno	45,06 %		
Total elementos	100 %	Total óxido	100 %

La crisocola se forma a partir de la precipitación de la sílice coloidal o a partir de la reacción a pH ácido de cobre y sílice en solución (Rodríguez, 1980).

La sílice coloidal corresponde a la precipitación y polimerización del ácido monosilícico (Si(OH)_2). El ácido monosilícico, se sobresatura por evaporación de líquido o por adición de sílice, entre otras razones, y forma sílice coloidal, que es capaz de adsorber iones cúpricos, alúmina y otras impurezas. La reacción posterior de los iones cúpricos y la sílice permiten la formación de crisocola.

La precipitación de crisocola a condiciones de presión y temperatura ambiente en un sistema rico en ión cloruro, se realiza mediante aumentos leves de pH neutro a alcalino (Figura 20), ya sea por soluciones, con baja concentración de cobre o por soluciones con una concentración alta de sílice y baja de otros aniones.

Malaquita

Antecedentes bibliográficos

La malaquita, es un mineral de la clase de los carbonatos de cobre, perteneciente al sistema monoclinico prismático. Su composición teórica es (Gaines et al., 1997):

Cobre	57,48 %	CuO	71,95 %
Hidrógeno	0,91 %	H ₂ O	8,15 %
Carbono	5,43 %	CO ₂	19,90 %
Oxígeno	36,18 %		
Total elementos	100,00 %	Total óxido	100,00 %

Condiciones de formación.

La malaquita, es estable bajo condiciones normales de presión y temperatura, de la precipitación de soluciones con pH entre 6 a 7 y potencial de oxidación mayor a 0,6, así como de concentraciones de cobre en solución $\log X_{Cu} > 7$ bajo las condiciones de pH antes mencionadas (Figura 21 a y b).

La malaquita del yacimiento se caracteriza por poseer un color verde claro, hábito bitroidal y brillo.

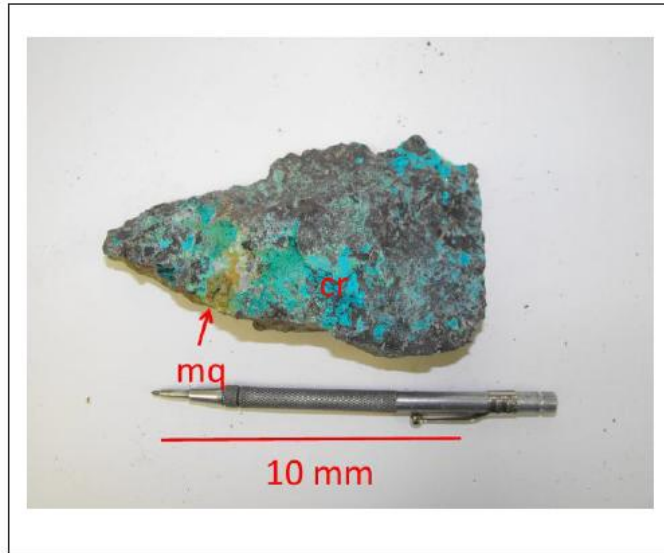


Figura 20. Malaquita en estado natural.

Fuente: Esteban Leiva Bianchi-Universidad de Chile-2010

Bornita.

La bornita, en el yacimiento presenta un hábito granular consistente en cúmulos de cristales subhedrales a anhedrales. También se presenta con un hábito reniforme. Su brillo característico es el metálico y su color es el púrpura a café bronceado.

Las ocurrencias registradas para la bornita consisten principalmente en vetillas, las cuales, pueden estar acompañadas de otros oxidados y sulfurados de cobre. También se aprecia en pátinas sobre fracturas abiertas.

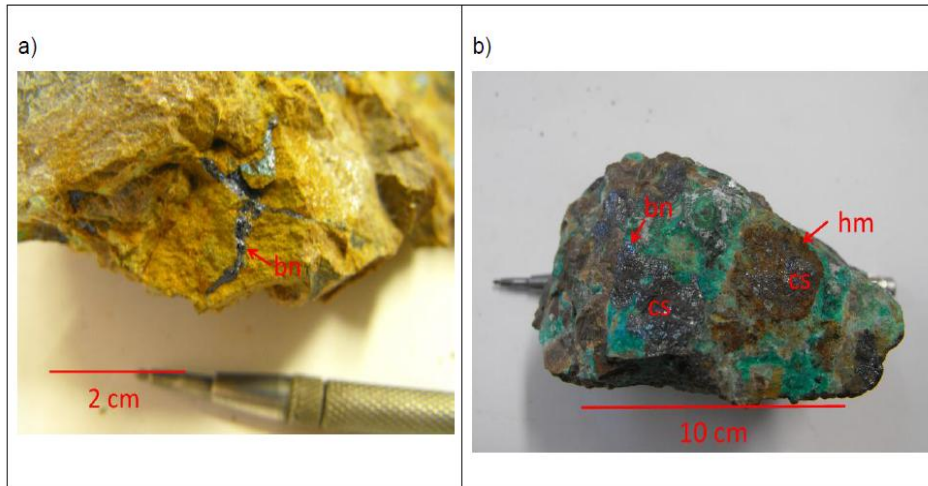


Figura 21. Bornita. a) Vetilla de bornita (bn) y menor calcosina (bordes de la vetilla) b) Pátina de bornita (bn) de hábito reniforme en asociación con calcosina (cs). Calcosina en asociación con hematita (hm). Atacamita junto a calcosina con bordes de reacción.

Fuente: Esteban Leiva Bianchi-Universidad de Chile-2010-Recolección Propia

Pirita y calcopirita.

La pirita y calcopirita del yacimiento, se observa generalmente en asociación como diseminados de cristales euhedrales a subhedrales y en pátinas de mineral. En los bancos observados, la pirita y la calcopirita no superan el 1% del total roca. La pirita exhibe un color plateado y brillo metálico, mientras que la calcopirita tiene un color amarillo bronceado y brillo metálico.

Adyacente, a algunas zonas de mineralización de pirita y calcopirita, se pueden apreciar sub-zonas muy lixiviadas con desarrollo de Boxwork rellenos por limonita.

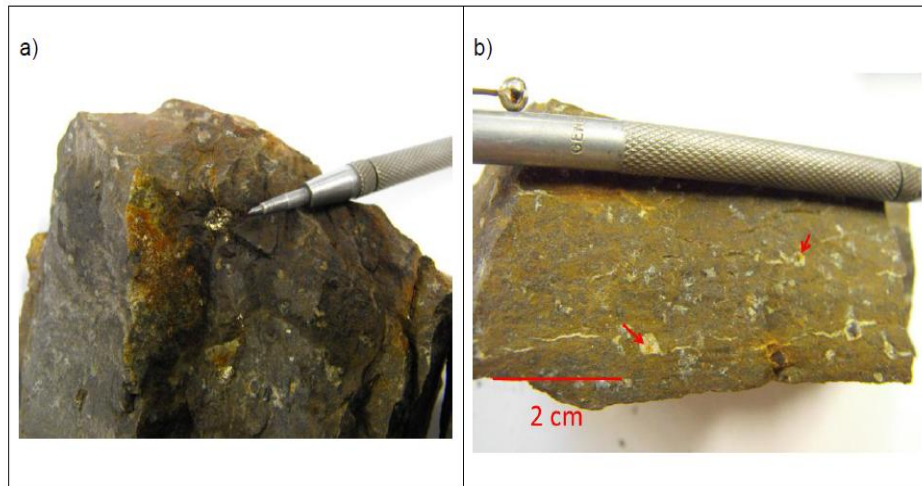


Figura 22. Pirita. a) Cristales de pirita diseminada junto a pirita y calcopirita b) Boxwork rellenos por limonita.

Fuente: Esteban Leiva Bianchi-Universidad de Chile-2010-Recolección propia)

B. Caracterización geoquímica.

Ver anexos correspondientes

C. Caracterización fisicoquímica.

I. Determinación de la densidad del mineral:

Densidad aparente.

Para estos ensayos las muestras de mineral fueron molidas hasta malla 70.

Se tomó 50 gramos de la muestra y se echó en una probeta marcada de hasta 100 ml, luego se aforó a 50 ml, se echó el mineral y luego se midió a 40 ml, se calculó la densidad aparente en 1,25 g/ml.

Densidad real por desplazamiento de volumen.

Se pesó 25,04 g de muestra y se echa la misma a una probeta graduada, posteriormente se vierte 50 ml. de agua a la probeta con el mineral, arrojando la medida de 61 ml, siendo el desplazamiento de 11 ml, calculándose una densidad aparente de 2,28 g/ml

II. Determinación de sales solubles totales.**Procedimiento:**

Se pesa 100 g de mineral seco y se adiciona 500 cm³ de agua destilada, medida en una probeta, se agita durante 5 minutos y se deja reposar hasta el día siguiente.

Del líquido claro que aparece por encima del mineral sedimentado, luego de mantener la solución en reposo, se extrae con una pipeta 100ml y se vierte en una cápsula tarada al 0,001 g secada previamente en estufa a 383 K (110°C) por media hora.

Se coloca la cápsula en la estufa, hasta que se haya evaporado todo el líquido y se deja secar por media hora, luego se pesa y calcula el contenido de sales solubles, siendo el mismo de 0,12796 ppm

III. Determinación del pH natural.

Se preparó una muestra al 30% de sólidos y se agitó manualmente, previamente se tomó 100 ml de agua destilada y se midió el pH siendo el mismo de 7,74, la muestra preparada nos arrojó un pH de 4,6.

IV Análisis granulométrico de los desmontes mineralizados.

Se utilizó un equipo RodTap en el Laboratorio de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería, por espacio de 5 minutos, a continuación mostramos los detalles de la prueba.

Tabla III. ANÁLISIS GRANULOMETRICO DE DESMONTES MINERALIZADOS

Peso de la muestra 0,537 kg

Mallas	Peso (kg)	%
08	0,212	39,48
20	0,153	28,49
30	0,043	08,01
50	0,054	10,06
70	0,24	04,46
-70	0,051	09,50
Total:	0,537	100,00

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

D. Caracterización metalúrgica.**I. Grado de lixiviabilidad.****Diseño del proceso de lixiviación.**

Para diseñar el proceso de lixiviación se requiere lo siguiente:

1) Elección del agente lixivante.

El lixivante a emplear es el ácido sulfúrico (H_2SO_4)

2) Tipo de proceso químico a usar.

El proceso químico es la lixiviación ácida

3) Tipo de operación física a emplear.

Se empleará dos tipos:

- Lixiviación en pilas (*Heap leaching*).

- Lixiviación por agitación.
- 4) Elección del equipo de lixiviación industrial.
- Lixiviación en pilas.
 - Pila (pad) de lixivaciones impermeabilizadas con geomembranas de 1mm
 - Sistemas de riego de solución lixivante.
 - Bombas de recirculación de solución.
 - Reservorio de solución cargada.
 - Reservorio de solución agotada.
 - Reservorios de agua.
 - Embalse de relaves.
 - Lixiviación por agitación.
 - Agitadores de concreto polimérico.
 - Bombas de recirculación.
 - Filtros.
- 5) Recuperación del metal disuelto.
- 5.1 Pruebas metalúrgicas.

Prueba N°1

Metodología.

La caracterización y análisis de las muestras y ensayos de lixiviación fueron realizados en el laboratorio de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica (ESME) de la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.

Muestreo.

Se efectuaron salidas de campo, para recolectar 10 muestras representativas de los desmontes mineralizados en la concesión minera Canaura 1 de Palca, realizándose un pallaqueo, seleccionándose una muestra de 10 kg para su posterior análisis.

Pruebas metalúrgicas.

El propósito básico de este estudio, tiene por finalidad ver el proceso más adecuado para el tratamiento de minerales oxidados de cobre de la concesión minera Canaura 1 de Palca. Asimismo, obtener parámetros para realizar pruebas a nivel piloto en otro momento.

Pruebas de lixiviación ácida.

Para llevar a cabo las pruebas, se trabajó con el mineral en vasos de medidas estándar. El control de proceso, se llevó a cabo de la siguiente forma:

- Muestreo y análisis de mineral de cabeza.
- Muestreo y análisis químico del Cu^{++} , H^+ , durante el proceso.
- Muestreo y análisis químico de ripios.

Características químicas y mineralógicas del desmonte mineralizado

El desmonte mineralizado, presenta la característica del depósito de mineral superficial, principalmente compuesto por oro libre, sulfuro de plata, óxidos de cobre y de hierro, los que generalmente son dóciles a la lixiviación ácida o básica.

Se analizó la composición química del desmonte mineralizado por disolución total, mediante ataque ácido seguido de absorción atómica. En la tabla siguiente se muestra el análisis químico realizado.

El análisis de microscopía identificó las especies oxidadas de cobre malaquita y crisocola.

Tabla IV. Resultado de análisis químico del mineral

Elemento	Porcentaje (%)	Gramos/tonelada
Cobre total	3,01	
Cobre soluble	2,408	
Hierro total	2,29	
Oro		3,1
Plata		170,7
Aluminio	0,82	
Magnesio	0,62	
Manganeso	0,25	

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

Consumo de ácido del desmonte mineralizado.

a) Consumo de ácido del desmonte mineralizado en vaso.

La mayor extracción de cobre con relación a su consumo de ácido, nos indica, la mayor eficiencia en la utilización del ácido. Para determinar, el consumo de ácido en nuestro material utilizaremos la concentración al 5%, para una muestra de 200 g. El método de lixiviación utilizado para la determinación del consumo de ácido es por agitación.

Procedimiento:

- 1) Se toma una muestra de 200 g
- 2) En un vaso de 1000 ml preparar 600 ml de H₂SO₄ diluido al 5%. Separar 450 ml para determinar el ácido libre en gpl (concentración de ácido inicial).
- 3) Agregar la muestra en la solución ácida.
- 4) Agitar 9 horas
- 5) Una vez terminada la agitación se filtra para obtener la solución lixiviada.
- 6) Realizar análisis químico para determinar el cobre soluble y el consumo de ácido de la solución lixiviada.

Tabla V. Resultados del procedimiento.

CONCENTRACIÓN INICIAL DEL LIXIVIANTE (gpl)	CONCENTRACIÓN FINAL DE LIXIVIACIÓN (gpl)	CONSUMO DE ÁCIDO (gpl)	VOLUMEN DE ÁCIDO PARA EL CURADO (ml)
91,7	60,7	31	450

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

Cálculos:

Ácido inicial: 91,7 gpl

Ácido final: 60,7 gpl

Consumo = 91,7 – 60,7 = 31 gpl

El consumo de ácido en gramos es la diferencia $31 \text{ gpl} \times 0,450$ utilizado para la agitación, resultando $13,95 \text{ g H}_2\text{SO}_4$.

A continuación, calculamos los gramos de H_2SO_4 por tonelada de mineral:

$$13,95 \text{ g H}_2\text{SO}_4 \times 1\text{Kg H}_2\text{SO}_4 / 1000 \text{ g H}_2\text{SO}_4 \times 1 \times 10^6 \text{g mineral} / 200 \text{ g de mineral} = 69,75 \text{ kg H}_2\text{SO}_4 / \text{tmineral}$$

B) Consumo de ácido del desmonte mineralizado en columna

Soluciones lixiviantes

Para la preparación de la solución acida lixivante se usa agua de la red pública y ácido sulfúrico concentrado, se preparan 8 litros de una solución de 15 g/l y se usa $7,5$ litros de la solución el resto se usa para compensar lo que se saca en la toma muestra, con el fin de mantener el nivel de la solución constante en la totalidad de duración de los experimentos.

Preparación del mineral

Se obtuvo un lote de mineral procedente de la mina Canaura 1 de Palca de aproximadamente 80 kg , este mineral se extrajo con un tamaño

máximo de 1,27 cm ($\frac{1}{2}$ "), se tamiza todo el mineral entre las mallas 1,59 cm($\frac{5}{8}$ ") y 0,38 cm ($\frac{3}{8}$ "), obteniéndose aproximadamente 8 kg.

Procedimiento experimental

Los reactores donde se realizan los experimentos tienen un volumen aprox. de 10 litros, cuyas dimensiones internas son 32 cm de largo, 18 cm de ancho y 19cm de alto. Dentro de estos reactores se sumergen depósitos perforados sobre los cuales se acomoda el mineral. Las dimensiones de estos depósitos son de 19 cm de diámetro y 12 cm de alto, este depósito perforado permite el flujo de solución a través del mineral.

Para la buena circulación de la solución se dispone de agitadores mecánicos los cuales se introducen en el costado de depósito más grande en la solución acida y la rotación de estos produce una turbulencia dentro de los reactores permitiendo el adecuado contacto entre la solución y el mineral.

En esta sección se mostrara los resultados experimentales para la cinética del consumo de ácido, extracción de cobre, concentración de la solución a 15 g/l.

Tabla VI. Resultados experimentales 15 g/l Cinética consumo de ácido

Tiempo (horas)	Consumo de ácido kg/t mineral
0,0	0
0,1	5
0,5	10
6,0	15
12,0	20
24,0	25
48,0	30
96,0	35
144,0	40
192,0	42
240,0	43

Fuente: Elaboración Propia, Luis Orbegoso

Si el mineral de cobre oxidado se lixivia agregando constantemente ácido fresco de modo que la concentración de ácido se mantenga constante, y si se toman muestras de concentración de Cu^{+2} en la solución durante el tiempo de lixiviación se observa la siguiente tendencia:

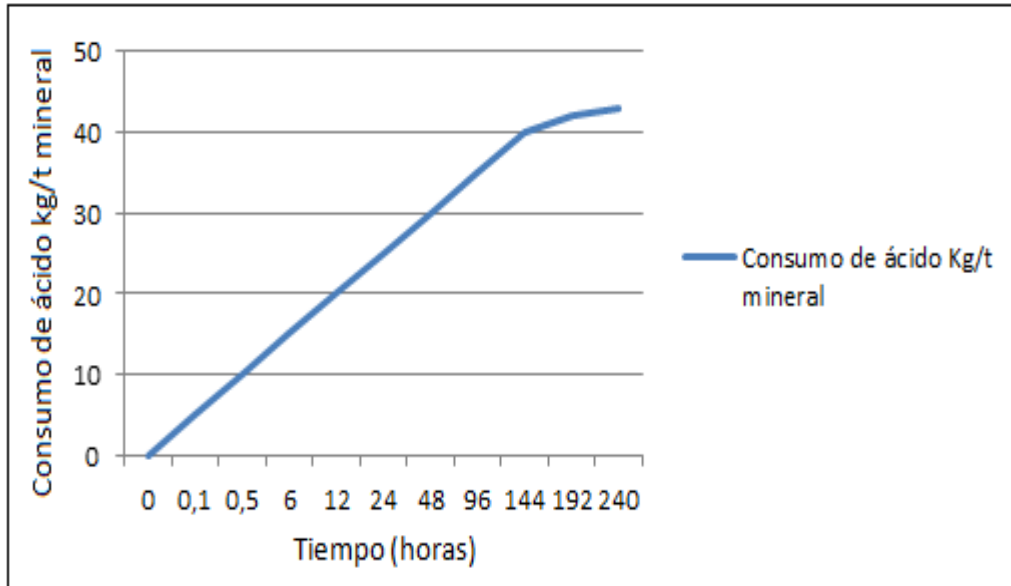


Figura 23. Tiempo vs. consumo de ácido kg/t de mineral.

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

En base al grafico mostrado en la figura 23, se puede decir que cuando la concentración de ácido sulfúrico en la solución lixiviante es mayor el consumo de ácido por parte del mineral aumenta, acelerándose la cinética. Además, se puede notar que nunca se llega al máximo consumo de ácido que para este mineral fue de 69,75 kg de ácido/t de mineral. El consumo máximo logrado para estas pruebas fue de 45 kg/t de mineral, lo que corresponde a 64,5% de conversión respecto al máximo consumo de ácido.

Tabla VII. Resultados experimentales 15 g/l recuperación de cobre

Tiempo (horas)	% Recuperación de cobre
0	0
1	10
8	20
12	30
48	40
60	50
108	60
204	70
300	72
348	73

Fuente: Elaboración Propia, Luis Orbegoso

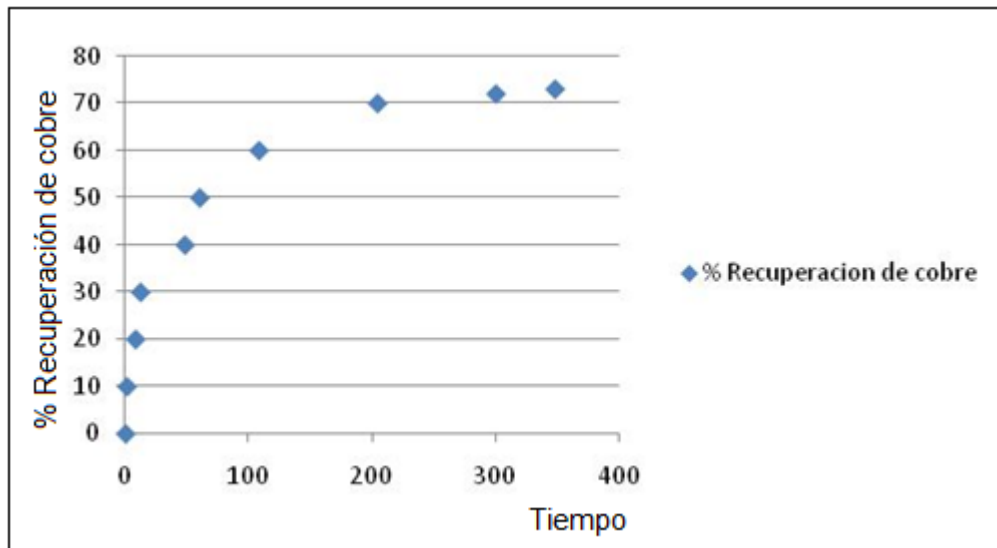


Figura 24. Porcentaje de recuperación de cobre en función del tiempo.

Fuente: Elaboración Propia, Luis Orbegoso

Observando el gráfico anterior en la figura 24, se puede decir como tendencia general, a medida que aumenta la concentración de ácido sulfúrico en la solución, la recuperación de cobre es más rápida, existiendo una tendencia entre la velocidad de disolución de cobre y la concentración de ácido, esto se mantiene aproximadamente hasta las 48 horas, tiempo en el cual las velocidades disminuyen notoriamente, observándose un quiebre en las curvas de las cinéticas

Disolución del hierro

El hierro forma parte de las especies de la ganga del mineral, en este caso particular el mineral de Canaura 1 de Palca, contiene sulfatos de hierro, además del hierro en forma de hematita, limonita este al reaccionar con el ácido forma el Fe^{+3} , que es un excelente oxidante, y la cuprita necesita de un oxidante para su completa disolución, ayudando a la cinética de la disolución del cobre.

Por lo expuesto la concentración de cobre crece en forma parabólica, o sea rápidamente al principio y luego cada vez más lentamente. A continuación se explica la cinética de consumo de ácido sulfúrico:

La reacción de lixiviación que ocurre espontáneamente es:



Luego la concentración de cobre en solución, presente como Cu^{+2} , aumenta en el tiempo, mientras la de ácido disminuye. Si la concentración de Cu^{+2} en solución en un tiempo t es $C_{\text{Cu}^{+2}}$, la masa de cobre lixiviada hasta ese tiempo se calcula como:

$$M_{\text{Cu}^{+2}}^t (\text{g Cu}) = C_{\text{Cu}^{+2}} \left(\frac{\text{g}}{\text{l}} \right) V (\text{l}) \quad (28)$$

Como la masa de cobre presente inicialmente en la masa de mineral M_{min} es:

$$M_{\text{Cu}^{+2}}^i (\text{g Cu}) = \frac{M_{\text{min}} (\text{g}) L_i (\%)}{100} \quad (29)$$

La fracción de cobre lixiviada en el tiempo t es cobre en solución/cobre inicial, y se calcula como:

$$M_{\text{Cu}^{+2}}^t = \frac{C_{\text{Cu}^{+2}}^t \left(\frac{\text{g}}{\text{l}} \right) V (\text{l}) \times 100}{M_{\text{min}} (\text{g}) L_i (\%)} \quad (30)$$

Siendo: $0 \leq X_{\text{Cu}^{+2}}^t \leq 1$

En la industria se habla más bien de la recuperación porcentual de cobre, R (%), que se calcula como:

$$R(\%) = \frac{C_{Cu^{+2}}^t \left(\frac{g}{t}\right) V(l) \times 100}{M_{min}(g) Li(\%)} \quad (31)$$

Siendo: $0 \leq R \leq 100$

La velocidad con que se lixivia el cobre está dada por:

$$v \left(\frac{gCu^{+2}}{h} \right) = \frac{dC_{Cu^{+2}}}{dt} \left[\frac{\frac{gCu^{+2}}{l}}{h} \right] V(l) \quad (32)$$

Luego la velocidad de lixiviación, que es proporcional a la pendiente $dC_{Cu^{+2}}/dt$, se ve que disminuye con el tiempo de lixiviación.

Una curva parabólica similar se obtiene cuando se grafica la recuperación de cobre en el tiempo, según se muestra en la figura 23. Esto es porque la recuperación, de acuerdo a la ecuación 31, es proporcional a la concentración de cobre en solución.

$$dC_{Cu^{+2}}/dt \quad (33)$$

4.4 PROCESO DE EXPLOTACIÓN.

Luego de identificar la geología del yacimiento, por medio de la exploración, en nuestro caso, el muestreo por canales, para cubicar la cantidad de mineral disponible en estos botaderos, se procede a seleccionar el método de explotación, forma de procesamiento del mineral y las operaciones de producción.

El método escogido fue el de “transferencia” o sea, el traslado de mineral de los depósitos a las canchas preparadas, ya que el mineral, se encuentra triturado e intemperizado con una granulometría adecuada, para aplicar el sistema de recuperación metalúrgica por lixiviación.

El proceso, consiste que con el equipamiento necesario compuesto por 5 camiones volquetes y 3 cargadores frontales de 3m³ se acopie todo el material de los botaderos hacia las canchas (pad) de la siguiente forma:

- PAD N°1: Los botaderos del 23 a 42 con un total de 30 661,25 t.=37,60%
- PAD N°2: Los botaderos del 01 a 22 con un total de 50 870,65 t.=62,4%

81 582,15 t =100%

a) Equipo a utilizar para minado (*):

- 03 camión volquete de 15m³

- 05 cargador frontal de 3m³
- 01 tractor D7 (alquiler)
- 05 equipos auxiliares (camioneta)
- 01 equipo liviano
- 02 grupo electrógeno
- 02 camiones cisterna 5 000 galones agua

(*)Ver detalle equipamiento

b) Plan de producción:

Tabla VIII. Plan de producción.

	PAD N° 1	PAD N°2
Área	500 m ²	800m ²
Capacidad proceso	30 661,25 t	50 870,65 t
Pila	2 264,7 t	2 264,7 t
Tiempo	3 años	3 años

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

4.5 PLANTA DE PROCESAMIENTO METALÚRGICO.

El beneficio de los minerales oxidados que contiene Malaquita $\text{CuCO}_3\text{Cu}(\text{OH})_2$, brocantita $\text{CuSO}_4 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$, crisocola $\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ y otros como sulfuros de Ag y Au, se realiza mediante un proceso hidrometalúrgico, que consta de las siguientes fases:

4.5.1 Circuito de chancado.

El mineral procedente de los botaderos antes descritos que contengan mineral en roca superiores a 1,27 cm (1/2") (el mineral está intemperizado en su mayoría y presenta granulometría -5,1 cm (- 2"), con un 20% aproximado de lamas menos malla 100) será triturado a base de combos, sobre una parrilla especial (cuya abertura es +5,1 cm (+ 1/2")), preparado con un macho de 20 lb, para el caso de granulometría de mayor tamaño, esto es, en lo referente a mineral de mina, se utilizará un circuito de chancado adicional, propuesto a continuación:

Los camiones cargados con mineral desde el yacimiento, entregan este mineral con tamaños máximos de alrededor de 68,6 cm (27") a la parrilla de clasificación con abertura de 70,1 cm (27,6") x 70,1 cm (27,6") a razón de 20 t/h.

El bajo tamaño alimenta a un alimentador/clasificador (*grizzly feeder*), el cual clasifica el material +/- 10,2 cm (+/- 4,0"). El mineral con tamaño menor a 10,2 cm (4,0") alimenta directamente la correa del producto chancado pasando al harnero primario. El material +10,2 cm (+ 4,0") alimenta al chancador primario de tipo mandíbula, éste recibe como alimentación un perfil granulométrico de 100% pasante 70,1 cm (27,6") a

+10,2 cm (+4,0”), el cual reduce a 10,2 cm (4,0”).

Esta chancadora, con una razón de reducción de 17,8 cm (7”), está constituida por dos placas, una móvil y otra fija, al oscilar la placa móvil, aprisiona a las partículas contra la placa fija. Los esfuerzos aplicados mediante este movimiento fracturan la roca.

Los productos descienden hasta caer por la abertura de descarga.

El producto del chancador primario, alimenta a través de correa al harnero primario de doble cubierta (deck) vibratorio (abertura malla 6,1 cm (2,4”) y 3,0 cm (1,2”)), éste separa las partículas en +/- 3,0 cm (+/- 1,2”). El +3,0 cm (+1,2”) pasa al chancador secundario, que reduce el material al tamaño de 2,5 cm (1”). Esta corriente de mineral retorna al harnero vibratorio cerrando el circuito.

El chancador secundario del tipo cono estándar o hidrocono, con razón de reducción de 3,33 es un chancador de eje vertical similar a uno giratorio, difiere de éste porque el eje no se encuentra suspendido y porque la cámara de trituración es de menor volumen.

El producto del chancador secundario de 2,5 cm (1") alimenta a través de correa el harnero de doble parrilla con aberturas de malla de 6,1 cm (2,4") y 3,0 cm (1,2"). Este harnero, consiste básicamente en una superficie con inclinación variable entre 5° a 10° constituida por una malla de acero (o una placa perforada de poliuretano), que oscila con una frecuencia y largo de carrera, las partículas cuyo tamaño es menor que la abertura de la superficie la atraviesan, mientras que las de tamaño mayor, por el efecto de vibración, son transportadas hacia la descarga.

La descarga del harnero primario alimenta el stock pile de gruesos de – 3,0 cm (– 1,2"). Este stock pile con carga viva necesaria para 12 h de operación independiente de alimentación al chancado terciario, sostiene a través de 4 alimentadores (3 en operación y 1 en espera) a la correa transportadora, la que, mantiene el mineral a razón de 133 t/h al harnero secundario. Éste, es del tipo vibratorio con abertura de malla de 1,3 cm (1/2"). Los sobre tamaños de las parrillas son transportada mediante correa hacia el chancador terciario tipo cono (cabeza corta, hidrocono), el mismo que se encuentra en circuito cerrado con el harnero mencionado. El producto menor 1,3 cm (1/2") alimenta el depósito de finos que alimenta finalmente al tambor aglomerador.

Por ser este proceso, generador de material particulado, se implementará un sistema a base de agua semi pulverizada en los puntos de traspaso, además los harneros se cubren para evitar al máximo la generación de polvos fugitivos.

Los equipos principales e infraestructura que serán utilizados en el área de chancado, son los siguientes:

1. Parrilla de clasificación, alimentación planta de chancado, abertura de 70 x 70 cm
2. Tolva de alimentación primaria que tenga la autonomía operacional determinada por el circuito de camiones mina.
3. Alimentador clasificador chancado primario, abertura de 115 mm
4. Chancadora de mandíbula, boca 81,3 cm x 121,9 cm (32" x 48") y capacidad 100 t/h, para llegar a un producto de 10,2 cm (4,0")
5. Chancadora secundaria de cono o hidrocono, de capacidad de 100 t/h, para llegar a un producto de 2,5 cm (1").
6. Chancadora terciaria de cono o hidrocono, con una capacidad de 80 t/h, para llegar a un producto de 1,3 cm (½")
7. Harnero de doble parrilla de 12,6 m², de abertura de malla de 1° 60 mm y 2° 30 mm, respectivamente.

8. Harnero con una parrilla de 9 m², con una abertura de malla de 12,7 mm y una capacidad de 80 t/h
9. Alimentadores o acopiador de mineral grueso o sobre tamaño (stock pile), 3 en operación y uno en espera (stand by) y con una capacidad 115 t c/u
10. Cintas transportadoras
11. Electroimán, con sistema de control
12. Estación de muestreo

4.5.2 Aglomeración.

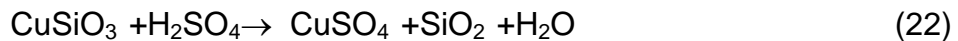
De acuerdo a las características del mineral en cancha que posee 20% de lamas, o sea partículas-malla 100, y debido, a que en la lixiviación en pilas, la cantidad de partículas debe ser reducida para aumentar su permeabilidad, por ello, el proceso más empleado para solucionar el problema de los finos es la aglomeración.

El equipo a usar, es el tambor aglomerador, que es un cilindro inclinado girando a baja velocidad, ocasiona el deslice (cascada) y la aglomeración del mineral previamente mojado con agua y/o adherentes.

En el caso de la lixiviación del cobre, la aglomeración (o curado) se realiza con el mismo lixiviante ácido en un tambor rotatorio. Primero, se

humecta el mineral (+/- 4%) con agua o solución pobre (refino). Después, se agrega ácido sulfúrico concentrado (+/- 30 kg/t o 3%), este ácido ataca el mineral y genera compuestos cementantes entre las partículas.

Además, de la aglomeración, ocurren reacciones químicas conduciendo a la formación de sulfatos de cobre y hierro (curado propiamente). Estas reacciones son exotérmicas y generan mucho calor. Por ejemplo:



Después de la aglomeración *en* el tambor rotatorio, se deja reposar el mineral durante 24 h en la pila, para que se completen las reacciones químicas y que se adhieran entre sí, las partículas en la misma pila de lixiviación.

4.5.3 Lixiviación en cancha.

Las canchas de lixiviación o "Pads", son áreas especiales preparadas en las quebradas o depresiones del terreno, cuya superficie será imprimado e impermeabilizado con geomembranas resistentes a la

erosión y ácido como ser el HDPE de 1 mm. Se construirá dos canchas con un área total de 1300 m².

En las canchas de lixiviación, se formará una terraza de mineral de 4 m de altura formando un módulo de 852 t en el PAD N° 1 y 1413 t en el PAD N° 2. El ciclo de lixiviación será de 30 días y la solución ácida preparada previamente en un tanque con una concentración variable de 50 a 100 g/litro, según la clase de mena, será distribuido en la superficie del mineral mediante un sistema de riego por aspersión, que al percolar disuelve el cobre contenido en el mineral originando una solución agotada de cobre a la que se denomina "cosecha".

La solución de cosecha proveniente de la lixiviación, se colecta en presa que se encuentra en la parte baja de las canchas y será bombeada a los respectivos compartimientos en la caja de mezclas y de allí al estanque de almacenamiento de soluciones, ubicado en el área de la planta. El flujo aproximadamente será de 150 galones por minuto.

4.5.4 Planta de extracción por solvente.

La solución diluida de sulfato de cobre, con alto contenido de impurezas, será tratada en la planta de extracción por solventes para producir una solución concentrada de sulfato suficientemente libre de impurezas como para poder ser tratadas en la planta electrolítica.

En la etapa de extracción, la cosecha entra en contacto con una solución orgánica de lix-64N disuelto en kerosene. Este reactivo extrae selectivamente el cobre de la cosecha y lo reemplaza con hidrógeno en la proporción que requiere el ácido nítrico para reconstituirse. La solución resultante llamado “refinado” pobre en ácido y agotada en cobre, regresará a las canchas de lixiviación incluyendo las impurezas que no fueron extraídas. Ver el ciclo en el diagrama de flujo (*FlowSheet*).

Después de la separación del refinado, la solución orgánica cargada de cobre, entrará en contacto con una solución acuosa con alto contenido de ácido, producida en la planta de electrodeposición. En esta etapa de extracción, el ácido reemplaza al cobre en la solución orgánica y el cobre liberado, pasa a su vez, a la solución acuosa constituyendo una solución cuprífera purificada que alimentará al proceso de electrodeposición.

4.5.5 Planta de electrodeposición.

La planta electrolítica, será de dos secciones de celdas de deposición, construido de concreto forrado por policloruro de vinilo preformado.

En una de ellas se instalará los ánodos de aleación plomo-calcio y en las otras se instalaran placas catódicas de acero inoxidable. Sobre estas que se denominan planchas madres se depositara una lámina de cobre de aproximadamente 0,8mm de espesor. El proceso dura 24 horas con una densidad de corriente de $217,5 \text{ amp/m}^2$

La etapa final de la producción de cobre, es el proceso de electrodeposición. El paso de corriente eléctrica a través de las celdas que contienen la solución concentrada de cobre procedente de la planta de extracción por solventes, causa la deposición de cobre metálico sobre planchas de arranque, que actúan como cátodos, los cuales, son periódicamente removidos para conformar el cátodo comercial de una pureza de 99,99 %. Parte del electrolito gastado de las celdas retornará a la planta de extracción por solventes, para ser extraído más cobre de la fase orgánica.

4.5.6 Infraestructura, instalaciones auxiliares.

a) Abastecimiento de energía.

Para cubrir los requerimientos del proyecto, se adquirirá un grupo electrógeno propio que será de 1 grupo general motor diesel de 2,5MN.

b) Abastecimiento de agua.

El suministro de agua al proyecto, será del río que corre por la quebrada con un flujo aproximado de 0,5 litros/min. Éste será almacenado en un pozo aguas arriba, de ahí será bombeado hasta el pozo preparatorio del ácido y a la planta por medio de tuberías de 5,1 cm (2") de diámetro.

c) Abastecimiento de ácido sulfúrico.

Para asegurar el abastecimiento de ácido sulfúrico importado se adquirirá en Chile o Bolivia, asimismo, se construirá un tanque de almacenamiento de 10 000 litros de capacidad.

d) Vías de comunicación.

Se requiere construir dos vías, una que necesita ser rehabilitada para comunicarnos con el exterior del yacimiento, que es una trocha

carrozable de una longitud de 450 metros y la otra, es vía a construir con ayuda de un tractor D7 desde las canchas de lixiviación hacia los botaderos con longitud total aproximada de 300 metros lineales.

e) Instalaciones auxiliares.

Incluye la construcción de viviendas, la planta de electrodeposición, talleres, almacenes, laboratorios, etc. Es importante indicar, que en el presente proyecto, se está adicionando una línea de tratamiento de minerales sulfurados de cobre por el proceso de flotación, para lo cual, se está previendo el equipamiento necesario.

A continuación, se muestra el diagrama de flujo (*FlowSheet*) (lixiviación propiamente dicha), de la segunda línea de chancado.

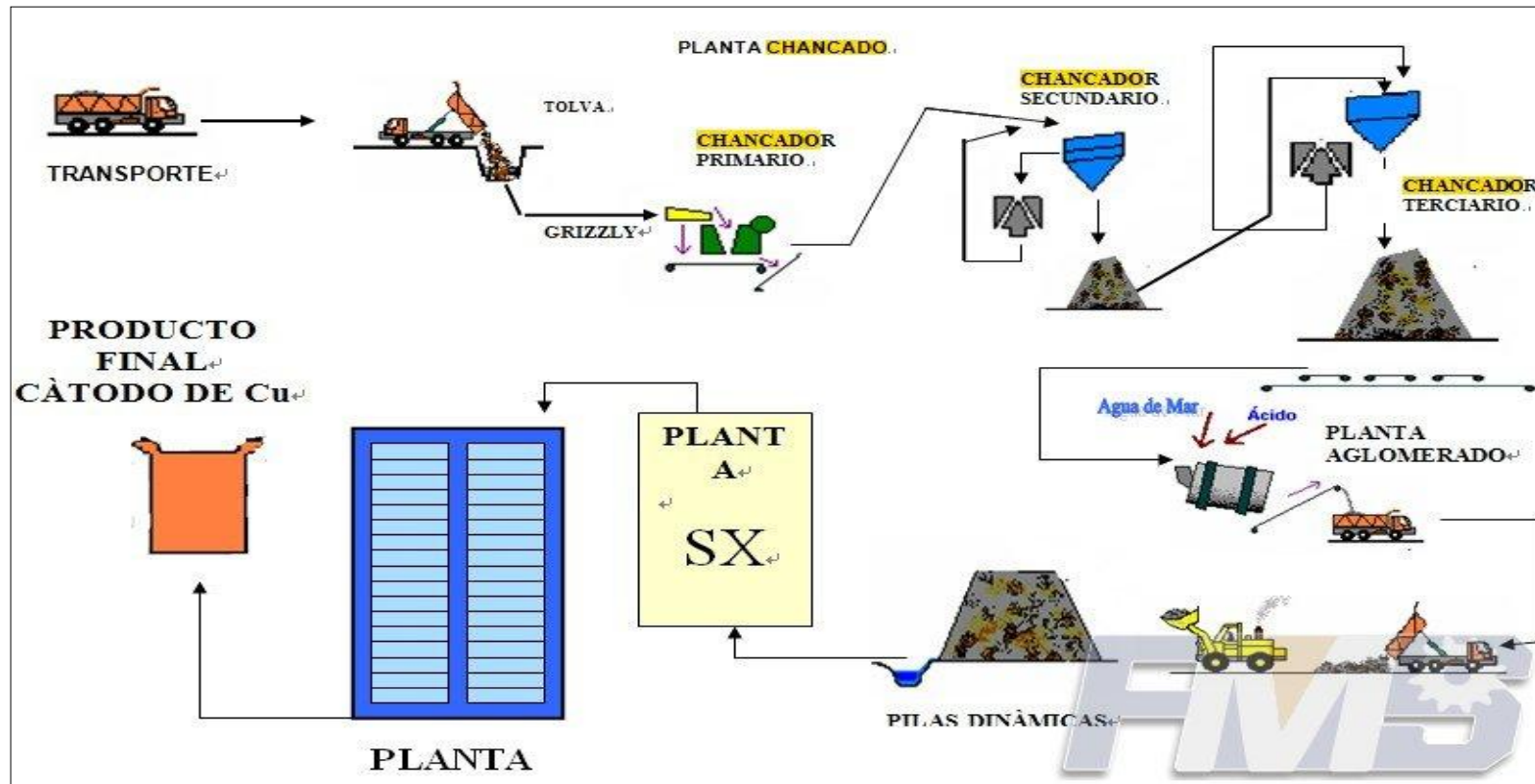


Figura25. Diagrama de flujo del proceso (*FlowSheet*).

Fuente: LIMING, Henan Liming Heavy Industry Science & Technology Co. Ltd Zhengzhou, China. 2013.

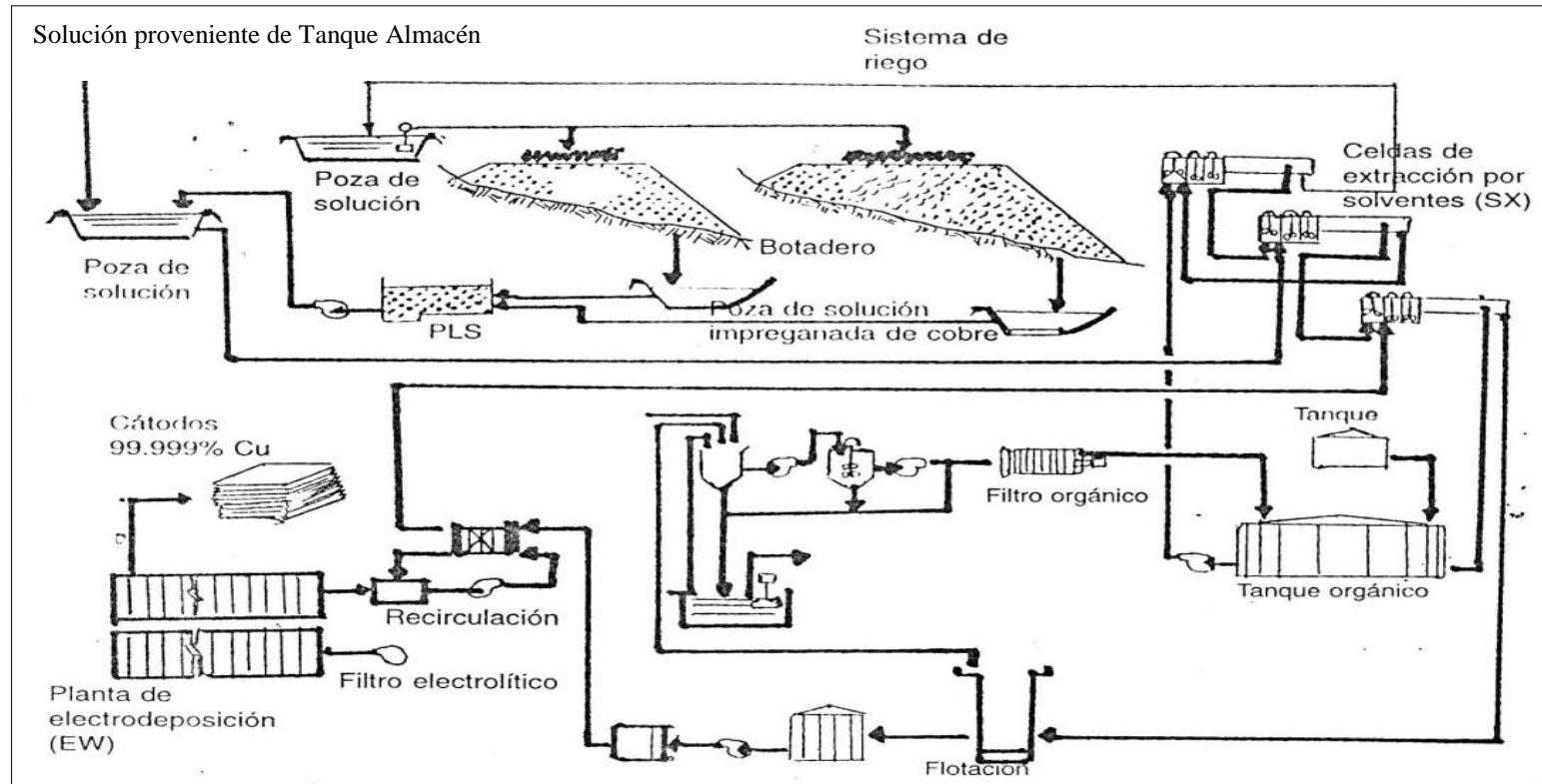


Figura 26. Proceso de lixiviación, extracción por solventes y electrodeposición.

Fuente: LIMING, Henan Liming Heavy Industry Science & Technology Co. Ltd Zhengzhou, China. 2013.

CAPÍTULO V

INVERSIONES Y COSTOS PARA LA RECUPERACIÓN DE LOS DESMONTES MINERALIZADOS

5.1 INVERSIONES.

Las inversiones, son asignaciones de montos totales a un proyecto para su implementación. Estas se realizan antes de la puesta en marcha del proyecto y se agrupan en dos rubros: Inversión fija y capital de trabajo.

- **La inversión fija** está constituida por dos grupos:

Los **bienes tangibles** o bienes físicos y los **bienes intangibles** o llamados también servicios.

Los bienes tangibles o bienes físicos, se caracterizan por su materiabilidad, por ejemplo, tenemos, terrenos, las obras físicas, vías de acceso, equipamiento de la planta, maquinaria y equipos,

muebles, herramientas, vehículos, infraestructura de servicios de apoyo (agua, red eléctrica, etc.), y para efectos contables están afectos a depreciaciones. Los terrenos no se deprecian más bien se revalúan.

- Las inversiones en **activos intangibles**, son todos aquellos que se realizan sobre activos constituidos por los servicios, es decir, se caracteriza por su inmateriabilidad. Generalmente, está constituido por los derechos y servicios recibidos en el periodo pre-operativo. Las inversiones intangibles son susceptibles de amortizar.

5.1.1 Estructura detallada del financiamiento.

Los principales artículos (ítems) a financiar para nuestro caso son:

Estudios definitivos de ingeniería, gastos en servicios técnicos y administrativos, documentos técnicos para la construcción e instalación de la planta, capacitación y entrenamiento, organización empresarial, gastos legales, materiales e impuestos, montaje de maquinaria y equipos, gastos en pruebas y puesta en marcha,

imprevistos y escalamientos.

Tabla IX. Bienes intangibles.

RUBROS	SUB TOTAL US \$
Estudios definitivos de ingeniería	250 000,00
Servicios de asistencia técnica, capacitación y entrenamiento	502 287,38
Organización empresarial, gastos legales, etc.	72 000,00
Estudios de impacto ambiental y acciones complementarias en la comunidad	520 000,00
Trámites, licencias, sueldos del personal, primer año pre-producción	400 000,00
Instalación y equipamiento de campamento minero en mina Canaura 1 de Palca	350 000,00
Montaje de maquinaria y equipos	200 000,00
Gastos en pruebas y puesta en marcha	100 000,00
Imprevistos y escalamientos	323 400,00
SUB-TOTAL	2 717 687,38

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

Tabla X. Bienes Tangibles.

RUBROS	MONTO EN US \$	TASA %	COSTO ANUAL US\$ AÑO
Obras civiles y vías de comunicación(*)	862 000,00	0,50	4 310,00
Maquinarias y equipo(Incluye compra de maquinaria pesada para el proyecto)**)	4 700 000,00	1,00	47 000,00
Mobiliario y equipos de oficina	30 000,00	0,90	270,00
Vehículos, camionetas 4x4(5), movilidad para personal(2) e insumos	300 000,00	3,00	9 000,00
TOTAL	5 892 000,00		60 580,00

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

Tabla XI. Detalles de equipamiento necesario 100 – 200 t/día

MINA	
Cargador frontal 3 M3	3
Camión Volquete 15M3	5
Grupo Electrónico 2.5MW	2
Cisterna de 5000 Galones Agua	2
Equipamiento complementario	Global
Insumos equipamiento	Global
PLANTA CONMINUCION	
Obras civiles complementarias	Global
Tolva Recepción Chancado	1
Sistema de Chancado, Primario, Sec. y terciario	1
Tanque aglomerador	1
Zarandas	3
Fajas transportadoras	Global
Tolvas de finos	Global
Laboratorio Básico	1
Estaciones de Muestreo	2
Equipamiento complementario	Global
PLANTA LIXIVIACION/ELECTRO	
Construcción de PAD's	2
Geomembrana de 1" y accesorios	Global
Equipo de Riego, incluye bombas	Global
Tambor de acondicionamiento	1
Tanques de Adsorción y Desorción	2
Batería Celdas de Electrodeposición	Global
Rectificador de Corriente continua	1
Equipamiento e instalación eléctrica	1
Obras Civiles complementarias	1

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

5.1.2 Capital de trabajo.

Está constituido por el conjunto de recursos necesarios en la forma de activos corrientes, es decir, es el capital necesario para el inicio y normal funcionamiento del proyecto minero, siendo en este caso específico de 12 meses.

Tabla XII. Capital de trabajo.

RUBRO	MESES	COSTO/MES US \$	Totales US \$
Materia Prima	12	45 407,00	544 884,00
Insumos	12	174 693,00	2 096 318,80
Mano de obra directa o indirecta	12	27 750,00	333 000,00
Gastos indirectos	12	35 773,00	429 276,00
Costos generales	12	16 773,00	201 281,16
Disponibilidad mínima en caja y bancos	12	75 000,00	900 000,00
TOTAL		375 397,00	4 504 758,96

Fuente: Elaboración propia. Luis Orbegoso

5.1.3 Inversión total del proyecto.

Es determinado por la sumatoria de la inversión fija y capital de trabajo.

Tabla XIII. Inversión total del proyecto.

INVERSIÓN FIJA US \$	CAPITAL DE TRABAJO US \$	INVERSIÓN TOTAL US \$
8 609 687,38	4 504 758,96	13 114 446,34

TC 2,54

Total financiamiento US \$	13 114 446,34
Total financiamiento S/.	33 572 982,63

Fuente: Elaboración propia. Luis Orbegoso

5.1.4 Precios.

Los precios como ya se mencionó anteriormente, son fijados por el London Metal Exchange (LME), ya que el cobre es un producto llamado *Commodity*, en el punto Anexos, se hace un análisis detallado de la evolución del mismo y de lo que se espera para los próximos años, presentando éste un escenario bastante halagador.

5.2 COSTOS.

Costos para recuperación de los desmontes mineralizados del yacimiento Canaura 1 de Palca

Los costos, son pagos en efectivo o en especies, realizados en tiempos diferentes que se efectúan para la adquisición de bienes y/o servicios utilizados para el procesamiento y comercialización de un producto.

Los costos de producción están compuestos por dos rubros que son:

Costos directos y costos indirectos.

A. Costos directos.

Son los costos, que se identifican directamente con el proceso de producción del bien, a que está orientada la planta procesadora, que consiste básicamente en las aportaciones de materia prima, insumos y mano de obra.

Materia prima.

Se refiere al costo de extracción, de los desmontes mineralizados del yacimiento Canaura 1 de Palca, el carguío y el transporte hacia los PAD1 y PAD2. Se propone utilizar equipos modernos y de última generación, enunciados en el rubro inversiones.

Costo de insumos.

El insumo utilizado será el ácido sulfúrico y otros insumos.

Tabla XIV. Costo de insumos.

Año	Otros insumos	Ácido Sulfúrico \$/	Total \$/año
1	173250,00	1732 500,00	2096325,00
2	173250,00	1732500,00	2096 325,00
3	173250,00	1732500,00	2096325,00

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

NOTA.- Asumir 10% de imprevistos.

Costos de mano de obra directa.

Está en función sólo de los operarios que trabajan en los Pads y planta.

Tabla XV. Costos de mano de obra directa.

	Personal	Mensuales US \$	Total año US \$/año
Pads	2	3 600,00	43 200,00
Planta	2	3 600,00	43 200,00
TOTAL			86 400,00

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

NOTAS:

Incluye beneficios sociales

Transporte cobre electrolítico a Tacna

\$ 40/t x 12 x96,25 = \$ 46 200/año

Total costos directos.

Es la sumatoria de los rubros anteriores.

Tabla XVI. Total de costos directos.

Año	Materia Prima US \$/año	Insumos US \$/año	Mano de Obra US \$/año	Transporte US \$/año	Total US \$/año
1	184885,51	2096325,00	86400,00	46200,00	2413810,51
2	184885,51	2096325,00	86400,00	46200,00	2413810,51
3	184885,51	2096325,00	86400,00	46200,00	2413810,51

Fuente: Elaboración propia. Luis Orbegoso

B. Costos Indirectos.

Son aquellos costos, que se consideran fijos de laproducción. Para este caso, está compuesto por el costo de mano de obra indirecta, costo de mantenimiento, costo de seguro, energía eléctrica y agua.

Costo de mano de obra indirecta.

Son los costos que intervienen indirectamente en el proceso de la obtención del cobre electrolítico y está compuesto por:

Tabla XVII. Costo de mano de obra indirecta.

Rubro	Personas	US \$ Sueldo	US \$ Sub Total
Laboratorio	1	1800,00	1800,00
Dpto. de Seguridad y Medio Ambiente	1	2800,00	2 800,00
Supervisor de mina	2	2800,00	5600,00
Mantenimiento	2	2500,00	5000,00
Almacén	1	1500,00	1500,00
Total mes	7		16700,00
Total Año			US \$ 30 600,00

Fuente: Elaboración propia. Luis Orbegoso

Costo de mantenimiento.

Se considera para el área de producción 65,09% del costo total de mantenimiento:

Tabla XVIII. Costos de Mantenimiento.

RUBROS	MONTO EN US \$	TASA %	COSTO ANUAL US\$ AÑO
Obras civiles y vías de comunicación	862 000,00	0,50%	4 310
Maquinarias y equipo(Incluye compra de Maquinaria pesada para el proyecto)	4 700 000.00	1%	47 000
Mobiliario y equipos de oficina	30 000,00	0,90%	270
Vehículos(4) camionetas 4x4	300 000,00	3%	9 000
TOTAL	5 892 000,00		60 580,00
NOTAS:			
Área de Producción 65,09%	39 431,52		
Área de Administración y Ventas 34,91%	21 148,48		

Fuente. Elaboración propia, Luis Orbegoso

Tabla XIX. Costo anual de Seguros.

Rubro	Monto en US\$
Inversión tangible	5 892 000,00
Seguro	0,90%
Costo anual de Seguros	53 028,00
Área de producción 65,09%	34 515,93
Área de Administración y Ventas 34,91%	18 512,07

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

Otros costos: agua y luz eléctrica.

Considerando ampliación de energía eléctrica de Palca a la Mina Canaura 1, el costo anual se considera en US \$ 1 120/año que abastecería la mina, oficinas administrativas y otros.

Tabla XX. Total de costos indirectos.

Año	Mano de Obra US \$/Año	Mantenimiento US \$/año	Seguros US \$/año	Luz y Agua US \$/año	Total Año US \$/año
1	200 400,00	39 431,52	34 515,93	1 120,00	275 467,45
2	200 400,00	39 431,52	34 515,93	1 120,00	275 467,45
3	200 ,400,00	39 431,52	34 515,93	1 120,0	275 467,45

Fuente: Elaboración propia: Luis Orbegoso

Tabla XXI. Resumen costos de producción.

Año	Costos Directos US \$/año	Costos Indirectos US \$/año	Costo de Produccion US \$/año
1	2 413 810,51	275 467,45	2 689 277,96
2	2 413 810,51	275 467,45	2 689 277,96
3	2 413 810,51	275 467,45	2 689 277,96

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

Costos de administración y ventas.

Costos de personal de administración y ventas incluido los beneficios sociales.

Tabla XXII. Costos de administración y ventas.

Rubro	Cantidad	Sueldo al mes US\$	Año US\$/año
Gerente	1	5000,00	60000,00
Contador	1	2500,00	30000,00
Encargado de Compras y Ventas	1	2500,00	30000,00
Secretaria	1	1800,00	21600,00
Chofer	1	1500,00	18000,00
Conserje y Limpieza	1	1000,00	12000,00
Guardián	2	2000,00	24000,00
TOTAL	8		195 600,00

Fuente: Elaboración propia: Luis Orbegoso

Costo de útiles de escritorio y comunicación.

El costo es de los útiles de escritorio, teléfono y otros gastos imprevistos US\$ 4 800/año-

Tabla XXIII. Gastos de administración v ventas.					
Año	Personal Ad. Ventas US \$ /Año	Mantenimiento	Seguro	Útiles de Escritorio y Comunicación	Total Año
1	195 600,00	21 148,48	18 512,07	4 800,00	235,260,55
2	195 600,00	21 148,48	18 512,07	4 800,00	235 260,55
3	195 600,00	21 148,48	18 512,07	4 800,00	235,260,55

Fuente: Elaboración propia.

Costo de depreciación.

Para obtener este costo se utiliza el método lineal.

Tabla XXIV. Costo de depreciación.

Rubros	Valor Inicial US \$	Valor Residual US \$	Depreciación	
			Vida Útil Años	Costo Anual US \$
Obras civiles y vías de comunicación	862 000,00	86 200,00	3	258 600,00
Maquinarias y equipos	4 700 000,00	470 000,00	3	1 410 000,00
Mobiliario y equipos de oficina	30 000,00	3 000,00	3	9 000,00
Vehículos	300 000,00	30 000,00	5	150 000,00
TOTAL		589 200,00		1 827600,00

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

5.3 INGRESOS POR VENTAS.

Son captaciones de dinero por la venta del producto cobre electrolítico. El precio de venta del cobre en el mercado internacional está en \$ 8 030 /t promedio a setiembre del año 2012. En este caso, se está tomando un precio de US\$ 7 900/t en un escenario conservador.

5.4 EGRESOS POR VENTAS.

Se encuentran expresados en los costos de administración y ventas en el punto 5.2 Costos.

5.5 CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN PROYECTADA.

En la siguiente tabla, se expresa la producción y su proyección a 10 años, incluyendo el precio a que se comercializaría el producto; cobre electrolítico.

Tabla XXV. Ventas de cobre electrolítico.

Año	Produccion t/Año	PrecioPor t. en US\$	Total US\$
1(**)	720,00	7 900,00	5 688.000,00
2(*)	1 800,00	7 900,00	14 220.000,00
3(*)	1 800,00	7 900,00	14 220.000,00
...10	1 800,00	7 900,00	14 220.000,00

Nota.- En el proyecto el cobre electrolítico se producirá en esos niveles a partir del año 2
Se estima una producción de 150 t/mes de Cobre

(**)El año 1 se estima que se producirá al sexto mes

Fuente: Elaboración propia: Luis Orbegoso

5.6 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES.

Tabla XXVI. Cronograma Propuesto.

ITEM	RUBRO/AÑOS	AÑO 1												AÑO 2											
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	Organización Empresarial	■	■																						
2	Compra de Mobiliario y Equipo de Oficina	■	■																						
3	Compra de Vehículos-Camionetas	■	■																						
4	Estudios definitivos de Ingeniería	■	■	■	■	■																			
5	Asistencia técnica y Consultorías	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	
6	Estudios de Impacto ambiental y obras complementarias	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■													
7	Trámites, Licencias DREM	■	■	■	■	■																			
8	Construcción de Obras Civiles y Vías de Comunicación										■	■	■												
9	Instalación y equipamiento de campamento minero en mina Canaura 1 de										■	■	■												
10	Maquinarias y equipo(Incluye compra de maquinaria pesada para el proyecto)										■	■	■												
11	Inicio de operaciones de minado													■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	
12	Montaje de maquinarias, equipos y servicios complementarios, Planta Metalúrgica												■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	
13	Gastos en pruebas y Puestas en marcha															■	■	■	■	■	■	■	■	■	
14	Inicio de operación Planta Metalúrgica																	■	■	■	■	■	■	■	

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

5.7 CUADROS OPERATIVOS Y ESTADÍSTICOS.

5.7.1 Ingresos proyectados.

Tabla XXVII. Ingresos proyectados.

Año	Producción t/Año	PrecioPor t. en US\$	Total US\$
1(**)	720,00	7 900,00	5 688,000,00
2(*)	1 800,00	7 900,00	14 220,000,00
3(*)	1 800,00	7 900,00	14 220,000,00
...6	1 800,00	7 900,00	14 220,000,00

Nota.- En el proyecto el cobre electrolítico se producirá en esos niveles a partir del año 2
Se estima una producción de 150 t/mes de cobre electrolítico
(**)El año 1 se estima que se producirá al sexto mes

INGRESOS

	Año 1 US \$	Año 2 US \$	Año 3 US \$	Año 4 US \$	Año 5 US \$	Año 6 US \$
Ventas	5 688 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00

Fuente. Elaboración propia: Luis Orbegoso

5.7.2 Egresos proyectados.

Tabla XXVIII. Egresos proyectados.

Descripción	Año 1 US\$	Año 2 US\$	Año 3 US\$	Año 4 US\$	Año 5 US\$	Año 6 US\$
Costo de producción	1 344 638,98	2 689 277,96	2 689 277,96	2 689 277,96	2 689 277,96	2 689 277,96
Gastos de administración y ventas	235 260,55	235 260,55	235 260,55	235 260,55	235 260,55	235 260,55
Depreciación	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00
Costos de seguro	53 028,00	53 028,00	53 028,00	53 028,00	53 028,00	53 028,00
TOTALES	3 460 527,53	4 805 166,51	4 805 166,51	4 805 166,51	4 805 166,51	4 805 166,51

Fuente. Elaboración propia, Luis Orbegoso

5.7.3 Estados financieros.

Los estados financieros, proporcionan la información necesaria para formular los flujos económicos y financieros, que sirven para establecer los indicadores de rentabilidad, valor actual neto, tasa interna de retorno, relación beneficio costo-recuperación de la inversión, análisis de sensibilidad.

Estado de ganancias y pérdidas proyectadas.

Es un cuadro contable que muestra los ingresos y egresos, tratando de identificar la utilidad o pérdida en el periodo contable proyectado.

De la mina Canaura 1 de Palca, su estado de ganancias y pérdidas en la recuperación de los desmontes mineralizados es el siguiente.

Tabla XXIX. Estado de ganancias y pérdidas.

	Año 1 US \$	Año 2 US \$	Año 3 US \$	Año 4 US\$	Año 5 US\$	Año 6 US \$
Ventas	5 688 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00
Costos de Producción	1 344 639,00	2 689 278,00	2 689 278,00	2 689 278,00	2 689 278,00	2 689 278,00
Depreciación	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00
Utilidad Bruta	2 515 761,00	9 703 122,00	9 703 122,00	9 703 122,00	9 703 122,00	9 703 122,00
Gastos de Adm.y Ventas	235 261,00	235 261,00	235 261,00	235 261,00	235 261,00	235 261,00
Amortización de Intangibles	5 348,00	5 348,00	5 348,00	5 348,00	5 348,00	5 348,00
Utilidad antes de impuestos	2 275 152,00	9 462 513,00	9 462 513,00	9 462 513,00	9 462 513,00	9 462 513,00
Impuestos	682 546,00	2 838 754,00	2 838 754,00	2 838 754,00	2 838 754,00	2 838 754,00
Utilidad Neta	1 592 606,00	6 623 759,00	6 623 759,00	6 623 759,00	6 623 759,00	6 623 759,00

Fuente. Elaboración propia, Luis Orbegoso

5.7.4 Flujo de caja económico o flujo de caja simple.

Representa el dinero que queda disponible para la empresa o proyecto después de haber cubierto sus necesidades de inversiones en activos fijos, capital de trabajo y sus costos y gastos operativos, suponiendo que no existe deuda.

Tabla XXVIII. Flujo de caja simple.

FLUJO DE CAJA ECONOMICO FINANCIERO							
Ingresos	0	1	2	3	4	5	6
Ventas		5 688 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00
Total de ingresos		5 688 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00
inversiones	13 114 446,00						
Costo Producción		1 344 639,00	2 689 278,00	2 689 278,00	2 689 278,00	2 689 278,00	2 689 278,00
Depreciación		1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00
Gastos Adm. Y ventas		235 261,00	235 261,00	235 261,00	235 261,00	235 261,00	235 261,00
Amortizacion de intangibles		5 348,00	5 348,00	5 348,00	5 348,00	5 348,00	5 348,00
Impuestos		684 150,00	2 840 358,00	2 840 358,00	2 840 358,00	2 840 358,00	2 840 358,00
Total egresos		4 102 346,00	760 3193,00	760 3193,00	760 3193,00	760 3193,00	760 3193,00
Flujo de Caja Económico	-13 114 446,00	1 585 654,00	6 616 807,00	6 616 807,00	6 616 807,00	6 616 807,00	6 616 807,00
VAN	13 286 492,00						
TIR	32%						

Fuente. Elaboración propia, Luis Orbegoso

5.7.5 Flujo de caja económico financiero.

Tabla XXIX. Flujo de caja económico financiero.

FLUJO DE CAJA ECONOMICO FINANCIERO							
Ingresos	0	1	2	3	4	5	6
Ventas		5 688 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00
Total de ingresos		5 688 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00	14 220 000,00
inversiones	13 114 446,00						
Costo Producción		1 344 639,00	2 689 278,00	2 689 278,00	2 689 278,00	2 689 278,00	2 689 278,00
Depreciación		1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00	1 827 600,00
Gastos Adm. Y ventas		235 261,00	235 261,00	235 261,00	235 261,00	235 261,00	235 261,00
Amortizacion de intangibles		5 348,00	5 348,00	5 348,00	5 348,00	5 348,00	5 348,00
Impuestos		684 150,00	2 840 358,00	2 840 358,00	2 840 358,00	2 840 358,00	2 840 358,00
Total egresos		4 102 346,00	760 3193,00	760 3193,00	760 3193,00	760 3193,00	760 3193,00
Flujo de Caja Económico	-13 114 446,00	1 585 654,00	6 616 807,00	6 616 807,00	6 616 807,00	6 616 807,00	6 616 807,00
VAN	13 286 492,00						
TIR	32%						
PROPUESTA DE PAGO ANUAL							
Amortización de Capital			2 622 889,00	2 622 889,00	2 622 889,00	2 622 889,00	2 622 889,00
Intereses		393 433,00	393 433,00	314 747,00	236 060,00	157 373	78 687,00
Total a Pagar		393 433,00	3 016 323,00	2 937 636,00	2 858 949,00	2 780 262,00	2 701 576,00
Flujo de Caja incluido Amortización		1 192 221,00	3 600 484,00	3 679 171,00	3 757 858,00	3 836 544,00	3 915 231,00

Fuente. Elaboración propia, Luis Orbegoso

5.7.6 Cálculo de la tasa de descuento

Tabla XXX. Tasa de descuento.

CÁLCULO DE LA TASA DE DESCUENTO MEDIANTE EL MÉTODO DEL CÁLCULO DE COSTE DE CAPITAL		
Cálculo del % de Coste del Capital		información
Coste de los Recursos Ajenos (en %)	8,00%	◀ Tasa de interés de los recursos ajenos (préstamos)
Tasa Impositiva (en %)	30,00%	◀ % de impuestos aplicables.
Coste de los Recursos Propios (en %)	15,00%	◀ Tasa de interés real o deseada de los recursos propios.
% de Recursos Ajenos	90,00%	◀ % de Recursos Ajenos sobre el total de recursos aplicados
% de Recursos Propios	10,00%	◀ % de Recursos Propios sobre el total de recursos aplicados
Coste del Capital	6,54%	

Fuente. Elaboración propia, Luis Orbegoso

5.7.7 Valor actual neto y tasa de retorno.

El VAN obtenido es de 13 286 492 dólares americanos, con una tasa de descuento de 6,54% anual y la tasa interna de retorno de 32%, nos indica que es viable económicamente la recuperación de los desmontes de la mina Canaura 1 de Palca y al mismo tiempo soluciona el problema de los pasivos ambientales existentes, beneficiando directamente a 100 personas e indirectamente a una población de 20 000 personas, en el área de influencia del proyecto, en los distritos de Palca, VilaVilani, Alto Perú, Pachía, Calana y Pocollay.

5.7.8 Cronograma de desembolsos propuestos.

Tabla XXXI. Desembolsos propuestos.

ITEM	RUBRO/AÑOS	TRIMESTRES AÑO 1				TRIMESTRES AÑO 2				TOTAL
		I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	
1	Organización Empresarial	72 000,00								72 000,00
2	Compra de Mobiliario y Equipo de Oficina	30 000,00								30 000,00
3	Compra de Vehículos-Camioneta y movilidad	300 000,00								300 000,00
4	Estudios definitivos de Ingeniería	250 000,00								250 000,00
5	Asistencia técnica y Consultorías	502 287,38								502 287,38
6	Estudios de Impacto ambiental y obras complementarias	220 000,00	150 000,00	150 000,00						520 000,00
7	Trámites, Licencias DREM, Personal Pre-I	300 000,00	50 000,00	50 000,00						400 000,00
8	Construcción de Obras Civiles y Vías de Comunicación				862 000,00					862 000,00
9	Instalación y equipamiento de campamento minero en mina Canaura 1 de Palca y				350 000,00					350 000,00
10	Maquinarias y equipo (Incluye compra de maquinaria pesada para el proyecto)				4 700 000,00					4 700 000,00
11	Montaje de maquinarias, equipos y servicios complementarios, Planta Metalúrgica				100 000,00	100 000,00				200 000,00
12	Gastos en pruebas y Puestas en marcha					70 000,00	30 000,00			100 000,00
13	Imprevistos y escalamientos						323 400,00			323 400,00
14	Capital de Trabajo				4 504 758,96					4 504 758,96
	TOTALES	1 624 287,38	200 000,00	200 000,00	1 051 675,96	170 000,00	353 400,00	0.00		
					12 591 046,34				523 400,00	13 114 446,34

Fuente: Elaboración propia, Luis Orbegoso

CONCLUSIONES

- 1.-La mineralización en todas las vetas, está constituida principalmente por minerales secundarios de cobre, que se presentan desde sus afloramientos hasta las labores inferiores ubicadas a nivel del río, constan de malaquita, azurita, crisocola, limonita, en algunas labores inferiores se aprecia calcopirita, bornita y tetrahedrita, presentan minerales de ganga como el cuarzo, pirita y roca de Caja.
- 2.-Se calculó los principales parámetros Físico-químicos tales como densidad aparente del mineral siendo de 1,258 g/ml, la densidad real es de 2,28 g/ml, asimismo se calcula las sales solubles en 0,12796 ppm, las mismas que se reflejarán en un mayor consumo de ácido en la etapa de lixiviación, adicionalmente se determinó el pH Natural de 4,6.
- 3.-Con respecto al análisis mineralógico practicado al desmonte mineralizado, se puede advertir que más de 24% de la granulometría del mineral está bajo malla 50.

- 4.- Con respecto al análisis químico del mineral, el mismo presenta un porcentaje de cobre total de 3,01% y cobre soluble de 2,408%, presentando hierro total de 2,29%, asimismo presenta 3,1 g de Oro y 170,7 g de plata.
- 5.-Con respecto al consumo de ácido en las pruebas realizadas en la ESME, arrojan un resultado de 69,5 kg/t de mineral.
- 6.-Con respecto a la cinética de Lixiviación se puede precisar que cuando la concentración de ácido sulfúrico es mayor en la solución lixivante, el consumo de ácido de parte del mineral aumenta, acelerando la cinética, siendo importante mencionar que la mayoría de los minerales de la ganga aumentan su velocidad de difusión al disminuir el pH.
- 7.-Se puede deducir a la luz de las pruebas de laboratorio, que como tendencia general, a medida que aumenta la concentración de ácido sulfúrico en la solución, la recuperación de cobre es más rápida, existiendo una tendencia entre la velocidad de disolución del cobre y la concentración del ácido en la solución, esto se mantiene hasta las 48 horas., tiempo en que las velocidades disminuyen notoriamente.

- 8.- Se logró caracterizar de forma experimental las cinéticas de los procesos involucrados en la lixiviación ácida de un mineral oxidado de cobre. Se obtuvo que las velocidades de consumo de ácido, disolución de cobre y disolución de hierro, aumentarían a medida que la concentración de ácido crecía, específicamente en el rango de 15 g/l.

- 9.- Es muy importante considerar que la presencia de ión férrico, como agente oxidante en la lixiviación reduce el consumo de ácido sulfúrico y aumenta la disolución de cobre sobre todo en sulfuros secundarios y minerales oxidados como la cuprita.

- 10.- De acuerdo a la evidencia física-Inspección, partículas lixiviadas- podemos concluir que el modelo cinético que mejor representa la lixiviación del mineral de la mina Canaura 1 de Palca es el modelo de núcleo recesivo con formación de ceniza.

- 11.- En el caso de minerales oxidados de cobre, específicamente en el caso de la cuprita necesita de un agente oxidante como el ión férrico, que es producto de la lixiviación de las especies de la ganga, provocando un aumento de solubilidad del hierro, el

mismo que a su vez produce un aumento en la velocidad de disolución de cobre.

12.-Se ha tomado en cuenta, para la evaluación económica y los cálculos sustentatorios, sólo el procesamiento del mineral de cobre, recomendándose en una segunda etapa la recuperación de mineral de oro y plata.

13.-Este estudio preliminar de inversiones y costos, nos indica que con una inversión mínima obtenemos beneficios razonables.

14.-Se ha propuesto el diagrama de flujo de acuerdo a los parámetros de la caracterización mineralógica, fisicoquímica y de la determinación de las curvas cinéticas en la lixiviación del mineral.

15.-El VAN de US\$ 13 286 492 obtenido, con una tasa de descuento de 6,54% anual y la tasa interna de retorno de 32%, nos indica que es viable económicamente la recuperación de los desmontes de la mina Canaura 1 de Palca y al mismo tiempo soluciona el problema de los pasivos ambientales existentes,

beneficiando directamente a 100 personas e indirectamente a una población de 20000 personas, en el área de influencia del proyecto, en los distritos de Palca, VilaVilani, Alto Perú, Pachía, Calana y Pocollay.

17.-La mina Canaura 1 de Palca, es un caso emblemático, en cuanto a una mina con explotaciones sucesivas a lo largo del tiempo, que posee mineral en cancha con valor económico susceptible de ser recuperado.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. BATEMAN, Alan M. (1972). ***Yacimientos Minerales de Rendimiento Económico.***
2. BROWNER, C.D. (1972). ***Estability Investigation for Rock Slopes on MininyProyects VII.***
3. BURTA. (1982).***Aspectos Generales de los Yacimientos en SK Horward U.S.A.***
4. BUSTILLO. (1982). ***Manual de evaluación y Diseño de explotación en Minería.*** Madrid España.
5. COL, Martín & AL. (RAHCO). (1997). ***Manejo de Materiales en Proyectos de Lixiviación.*** Minería Chilena N° 191, pp. 109-123.
6. COLLAZOS CERRÓN, Jesús. (2005).***Manual de Evaluación Ambiental de Proyectos.*** Primera Edición, 2da reimpresión 2006. Editorial San Marcos. Lima-Perú.

7. CORRALES, C. (1997). **Estratigrafía**. Editorial Rueda Madrid-España.
8. DEAN, JhonA. LANGE. (2003). **Manual de Química**. Edit. McGraw Hill. Tomo II, 13ª Edición, pp. 5-179.
9. DOMINIC MIHAVILOVIC, Esteban Miguel. (2005). **Hidrometalurgia fundamentos procesos y aplicaciones**. Capítulo IX, p. 39.
10. EMERY, Douglas R. y otros. (2000). **Fundamentos de la administración financiera**. 1ra. Edición. Editorial Prentice Hall. México.
11. GONZALEZ, Marcos. (1994). **Curado-Aglomeración-Lixiviación**. Curso de Capacitación. Universidad de Atacama, Copiapó-Chile.
12. GUIACHETTI TORRES, Diego Ariel. (2011). **Consumo de Ácido Sulfúrico y cinético de Lixiviación de un mineral oxidado de Cobre**. Universidad de Chile. Santiago.

13. HUNT ROMSDELL, Kraus. (2001). **Mineralogía**. McGraw-Hill
14. HURLBUT, Cornelius S. (1974). **Manual de Mineralogía de Dana**. Ed. Reverte.
15. KRUMBEIN Y SLOSS. (1998). **Estratigrafía y sedimentación**. Editorial Uthea.
16. LAHEE, Frederic H. (1970). **Geología Práctica**. Ediciones Omega.
17. LEIVA BIANCHI, Esteban Pablo. (2010). **Memoria para optar el Título de Geólogo**. Universidad de Chile. Santiago.
18. MIRANDA M. José J. (2005). **Gestión de Proyectos**. 5ta. Edición. Editorial MH Editores. Colombia.
19. PRIETO HERRERA, Jorge Eliécer. (2005). **Los Proyectos**. 2da Edición Editorial ECOE Ediciones Colombia.

20. QUENEAU, Paul E. & al. (1998). ***Hydrometallurgy a short course. TMS-AIME Continuing Education Committee.***
21. REGHEZZA, Andrés. (1987). ***Aspectos Tecnológicos de la Lixiviación.*** Universidad de Concepción-Chile.
22. STAINMÜLLER, Klaw. (1999). ***Depósitos metálicos en el Perú.*** INGEMMET.
23. USSEGLIO BUSTAMANTE, Manuel. (1972). ***Química analítica cuantitativa aplicada a minerales.*** Universidad Nacional San Agustín. Departamento de Química. Arequipa-Perú, p. 88.
24. VARELA V. Rodrigo. (1993). ***Evaluación Económica de inclusiones.*** Editorial Norma. Colombia.

ANEXOS

I. ESTUDIO DEL MERCADO DEL COBRE REFINADO.

1. Análisis del entorno.

Se estima que el 2011, la producción acumulada alcanzó 16,2 millones de toneladas, con un déficit de 380000 toneladas y una demanda de 20,0 millones de toneladas. Capacidad de producción mundial de cobre al 2015, sería de 26,2 millones de toneladas producidas principalmente en países como Chile, Perú, China, Estados Unidos, Australia y Canadá.

El cobre, es actualmente uno de los metales de mayor demanda en el mundo. Debido a la variedad de usos y su gran versatilidad. Su consumo, ha ido en aumento vertiginosamente, dado el progreso tecnológico y científico experimentado por la humanidad, es así, que este metal juega un rol clave en las industrias del transporte, electrónica, construcción, agricultura, energía, salud, nuevas tecnologías, entre otras muchas aplicaciones. Asimismo, el uso del cobre en las llamadas tecnologías “verdes”, como celdas solares y vehículos eléctricos, son un claro ejemplo de la importancia que seguirá desempeñando este metal en el futuro sostenible del planeta.

Desde el año 2004, existe a nivel mundial, una escasez del llamado metal rojo, debido a la gran demanda de China y otros países emergentes que han dinamizado sus economías. Por ejemplo, en el 2011, la demanda mundial de cobre superó el crecimiento de la producción en 380 000 toneladas y para el 2012 se proyecta otro déficit similar, a pesar que se estima un avance en la producción del cobre por el orden del 2,8% y hasta de 3,5% en el 2013, según un análisis realizado por el Grupo Internacional de Estudios del Cobre (ICSG) y la Dirección de Estudios y Políticas Públicas de la Comisión Chilena del Cobre (Cochilco), que presentamos a continuación.

2. Demanda mundial.

Dos indicadores, permiten estimar adecuadamente la demanda futura de cobre, el Producto Bruto Interno (PIB) de los principales países consumidores y el Índice de Gerentes de Compras (PMI), ente que anticipa el comportamiento del sector manufacturero.

Respecto al primer indicador, la estimación de crecimiento económico proyectada por el Banco Mundial, para la zona euro, no es nada alentador para este 2013.

En el caso de Estados Unidos, presentaría un mejor desempeño y un cierto grado de desacople de la crisis en Europa. En tanto, China se ha visto afectada en mayor grado en sus indicadores de crecimiento ya que sus exportaciones tienen como principal destino países de la eurozona. Otro indicador, que da cuenta de la evolución futura de la economía, es el índice de actividad manufacturera PMI, el cual ha presentado en los países de la eurozona y en Estados Unidos un declive significativo a partir de mayo del 2011. Sin embargo, en noviembre este indicador tuvo un punto de inflexión respecto de la economía norteamericana anticipando un 2012 positivo.

De igual forma, en China, la actividad industrial anotó una desaceleración hasta noviembre, alcanzando ese mes los 49 puntos, la cifra más baja en 32 meses.

Durante diciembre, los índices PMI de la eurozona y China, registraron un avance respecto de noviembre, alcanzando 46,9 y 50,3 puntos respectivamente, lo que podría significar un cambio de tendencia en la actividad fabril de dichas economías. El índice PMI mide el nivel de actividad de los gerentes de compra en el sector manufacturero. Una lectura por encima de 50 indica expansión, mientras que una por debajo de 50 indica contracción, en Estados Unidos, se denomina ISM. En 2011, se evidenció una desaceleración de la demanda global de cobre refinado en comparación con el 2010, sin embargo, creció más de lo esperado. Por ello, la proyección para este año, se calcula que superará los 2,8%, sobrepasando por primera vez la barrera de 20 millones de t. El incremento de 624 mil t en el 2011 respecto del año 2010, se explica principalmente, por la mayor demanda de China (+407 mil), que superó las expectativas en especial en el último semestre del año.

Asimismo, se registró una mayor demanda de la Federación Rusa (+286 mil t), y en menor medida de India (+36 mil t) así como Estados Unidos (+30 mil t). Ello contrasta con la baja en varios países asiáticos como Japón (-51 mil t), Taipéi Chino (-73

mil t) y Corea del Sur (-28 mil t), y la débil demanda de Brasil (-43%) y los países europeos (-15 mil t). Para este año, se considera que la desaceleración de la economía mundial y una esperada recesión en Europa provocarían una baja en la tasa de crecimiento mundial de la producción de cobre en 2,8%, totalizando 20,6 millones de t. China, seguirá siendo el catalizador principal debido a un crecimiento del consumo de 5,9%. Mientras tanto, se estima que en el 2013, la economía global se recupere y suba la demanda de cobre en 3,5%, impulsada por la recuperación de Europa y un mayor consumo de los principales países asiáticos. El total llegaría a 21,3 millones de t de cobre.

3. Tendencia.

Se estima, que la producción mundial de cobre de mina para el 2011, haya alcanzado los 16,2 millones de t, sólo un 0,1% más que en 2010. El menor crecimiento respecto del año anterior, se explica por la menor producción de Chile (-175 mil t), Indonesia (-331 mil t) y un conjunto de otros productores (-224 mil t).

Por el contrario, los principales aportes al crecimiento de la producción durante el 2011 provinieron de México, China, Canadá

y RD del Congo, que en conjunto, generaron 574 mil t. México registró el mayor aporte debido principalmente a la reapertura de la mina Buena Vista (150 mil t) y la recuperación de producción la Mina Caridad (+30 mil t). En el caso de China, la mayor producción provino de un gran número de pequeños productores mineros y en el RD del Congo se debió a la entrada en producción de cuatro operaciones que aportaron 114 mil toneladas adicionales al mercado.

A nivel mundial, se proyecta para 2012, un aumento de producción de cobre de mina de 4,5% totalizando 16,9 millones de t, vale decir, equivalente a 733 mil toneladas adicionales respecto de 2011. Este aumento, se fundamenta en una mayor producción de Chile (+506 mil t), principalmente por el aporte de expansiones de Los Bronces (+213 mil t), la recuperación de la producción de Escondida (+232 mil t) y Andina (+22 mil t) y del ramp-up de Esperanza (+60 mil t) y de Los Pelambres (+ 25 mil t).

En el resto del mundo la mayor producción estaría asociada a China, Indonesia y RD Congo que aportarían cerca de 327 mil tmás, provenientes principalmente de ampliación de operaciones. Para el 2013, se prevé un aumento de 1,234 mil t de producción

asociada a la entrada de nuevas operaciones y ampliaciones de proyectos que iniciaron en años anteriores, tanto en Chile, Zambia, Estados Unidos y otros países.

4.Perspectivas al 2015.

Por su parte, el Grupo Internacional de Estudios del Cobre (ICSG, por su sigla en inglés) prevé optimistamente que la capacidad anual de producción minera de cobre alcanzaría las 26,2 millones de toneladas en el 2015, con un alza promedio anual del 6,6% desde el 2012.

“Debido a postergaciones en proyectos tras la crisis económica del 2008 y a retrasos técnicos, financieros y en los permisos, un 74% de este crecimiento (4,3 millones de toneladas) sólo ocurriría en el 2014/2015”, dijo el ICSG en una conferencia de prensa. Al 2015, la capacidad de producción de concentrados de cobre crecería en un 6,9% anual, a 20,4 millones de toneladas, y la capacidad de producción por extracción con solventes y electrodeposición (SX/EW) aumentaría en un 5,4% al año, a 5,7 millones de toneladas. En tanto, el crecimiento anual de la capacidad de fundición estaría rezagado frente a la expansión en

el sector de concentrados, con un aumento promedio de apenas un 3,7% anual, a 21,4 millones de toneladas en el 2015, un alza de 2,9 millones de toneladas respecto al 2011.

El ICSG también proyectó que la capacidad mundial de refinación de cobre alcanzará 28,9 millones de toneladas en el 2015, un alza de 17,5% frente al 2011. La mayoría de los nuevos proyectos y expansiones en el sector minero se ubican en Brasil, Chile, China, República Democrática del Congo, Mongolia, Perú, Estados Unidos y Zambia, según el ICSG.

El escenario base para el ejercicio de proyección, considera los casos que se estiman más probables tomando como referencia la última información que se dispone al momento de realizar este pronóstico. Sin embargo, una evolución distinta a la esperada, implica trayectorias diferentes para la evolución del precio del cobre.

Algunas de estas situaciones han sido evaluadas, analizadas y ponderadas. Con esta información, se concluye que existe un sesgo al alza, para la senda que se espera siga el precio

del cobre este año, con una tendencia a la moderación durante el tercer trimestre del año 2012.

5. Indicadores importantes.

Evolución PBI principales países consumidores de cobre.

Periodo 2009 – 2012. Valores en %.

	2009	Proyección Año 2010		Proyección Año 2011			Proyección Año 2012 de:
		Julio	Diciembre	Julio	Diciembre	Enero	Enero
China	9,1	10,1	10,1	9,1	9,1	9,2	8,9
EE.UU	-2,6	3,1	2,8	3,0	2,7	3,2	3,3
Japón	-6,3	3,2	3,5	1,6	1,1	1,2	2,0
Zona Euro	-4,0	1,1	1,7	1,4	1,5	1,5	1,6
Mundo	-1,8	3,5	3,9	3,3	3,2	3,4	-

Fuente: Consensus Forecast, enero de 2011.

Balance proyectado del mercado mundial de cobre refinado.

Periodo 2009-2012. Valores en miles de TM.

Miles TM	2009 (p)	2010 (e)	2011 (e)	2012 (e)
Producción de refinado primario	15.669	15.872	16.212	16.719
Producción de refinado secundario	2.852	3.222	3.518	4.029
OFERTA TOTAL	18.520	19.094	19.730	20.748
Variación Porcentual	1,7	3,1	3,3	5,2
DEMANDA TOTAL	18.117	19.184	20,196	21,045
Variación año a año	0,4	5,9	5,3	4,2
BALANCE	403	-90	-466	-297
Inventarios como semanas de demanda	4,1	3,6	2,6	2,0

Fuente: Elaborado en Cochilco, sobre la base de antecedentes de GIEC, Brook Hunt, CRU y empresas productoras.
Notas: (p) provisorio, (e) estimado.

Evolución de los precios del cobre.

Precios del Cobre (¢/lb. - BML)			
Día	Precio		
17 septiembre	376,164		
18 septiembre	373,034		
19 septiembre	377,525		
20 septiembre	372,037		
21 septiembre	375,665		
	2010	2011	2012
Enero	335,035	433,439	364,845
Febrero	310,628	447,587	382,047
Marzo	338,508	432,303	383,605
Abril	351,311	430,153	374,651
Mayo	310,152	404,924	359,242
Junio	294,803	410,294	336,570
Julio	305,506	436,321	344,249
Agosto	330,395	410,106	339,852
Septiembre	349,688	377,155	364,094 ⁽¹⁾
Promedio anual	341,978	399,656	360,941 ⁽¹⁾

(1) Promedio al 21 de septiembre de 2012.

Fuente: Informe Cochilco-Chile Set.2012

6. Producción minera nacional.

Perú: Un país minero lleno de oportunidades.

Su riqueza geológica, la disponibilidad de información catastral y geológica de calidad, la oferta de proveedores de primer nivel y el marco jurídico promotor de la inversión privada vigente en el país, convierten al Perú en uno de los destinos más atractivos para la inversión minera en el mundo.

Perú: País minero.

El Perú es un país de antigua tradición minera, tradición que mantiene y cultiva gracias a la presencia de empresas líderes a nivel internacional. Contamos con un enorme potencial geológico, la presencia de la Cordillera de los Andes a lo largo del territorio, constituye nuestra principal fuente de recursos minerales.

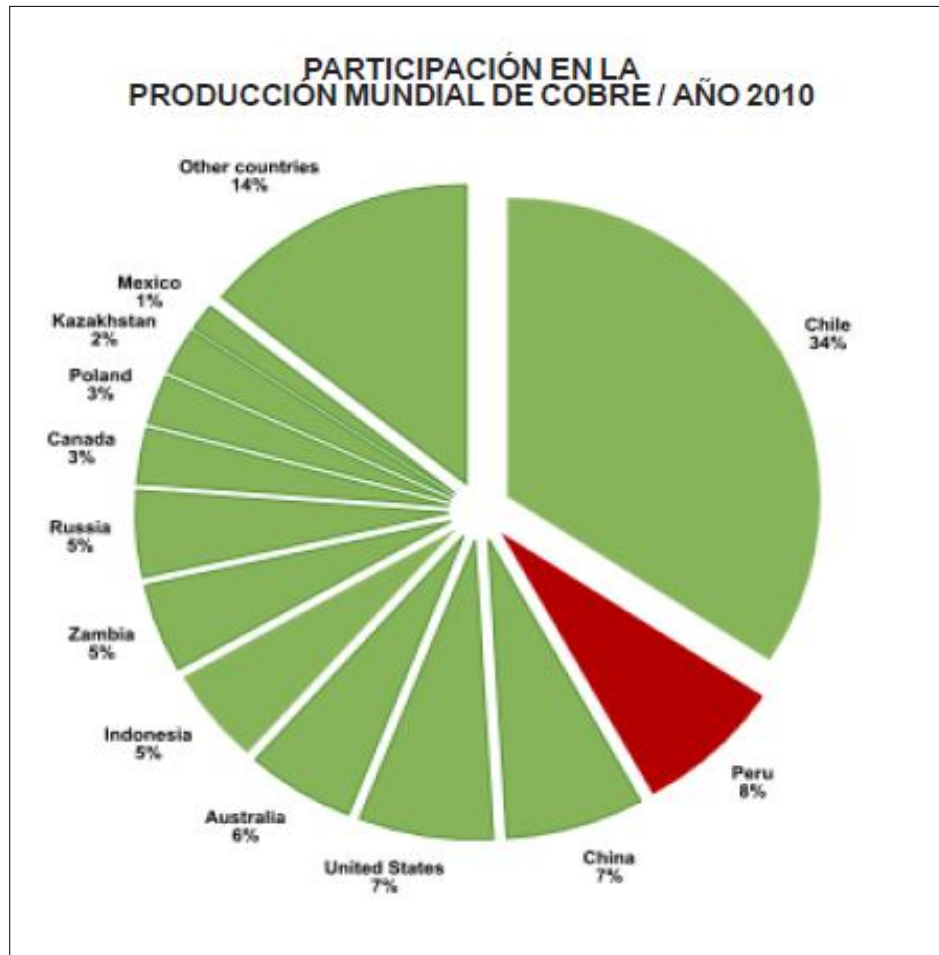
A nivel mundial y latinoamericano, el Perú, se ubica entre los primeros productores de diversos metales, (oro, plata, cobre, plomo, zinc, hierro, estaño, molibdeno, telurio, entre otros), lo cual es reflejo no sólo de la abundancia de recursos y la capacidad de

producción de la actividad minera peruana, sino de la estabilidad de las políticas económicas en nuestro país.

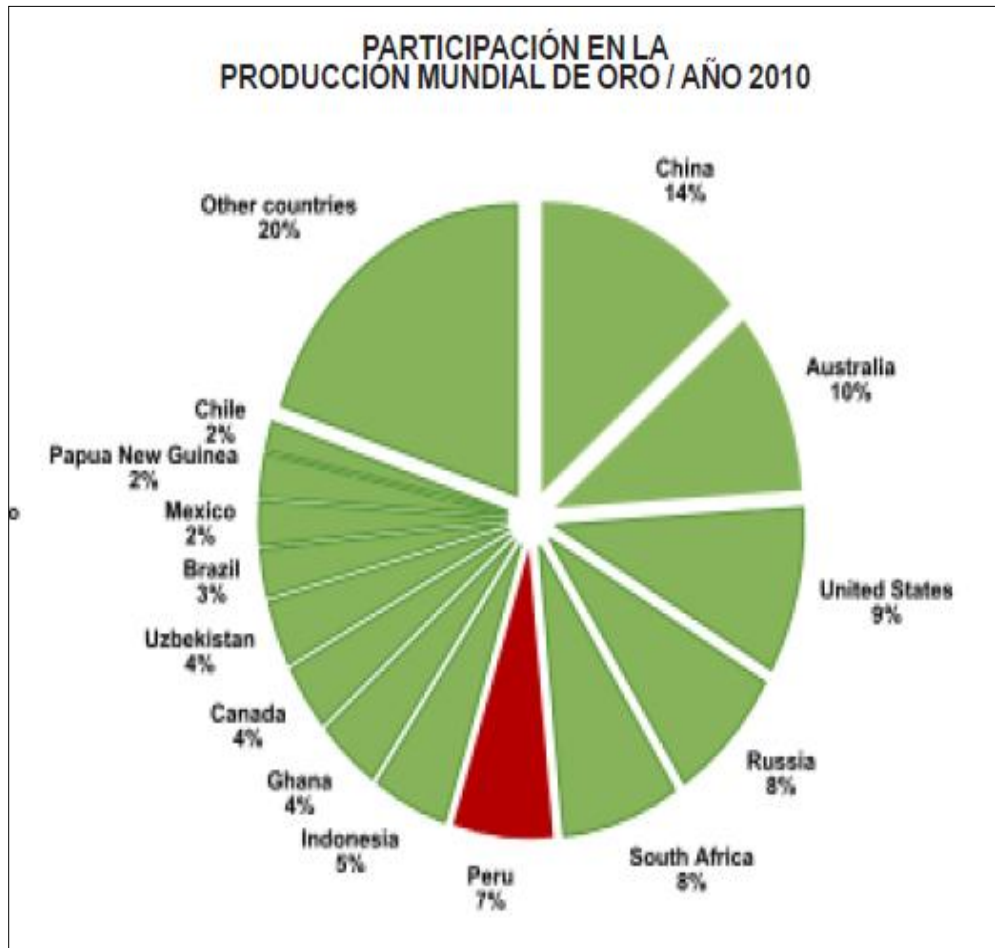
Los minerales producidos en el Perú, son de gran demanda en el mercado mundial actual, cuyo desarrollo se basa en la producción y la industria. Estados Unidos, China, Suiza, Japón, Canadá y la Unión Europea son los principales demandantes.

POSICIÓN DEL PERÚ EN LOS RANKINGS DE PRODUCCIÓN MINERA		
MINERAL	MUNDO	LATINOAMÉRICA
Plata	1	1
Zinc	2	1
Estaño	3	1
Plomo	4	1
Oro	6	1
Mercurio	4	2
Cobre	2	2
Molibdeno	4	2
Selenio	9	2
Cadmio	12	2
Hierro	17	5

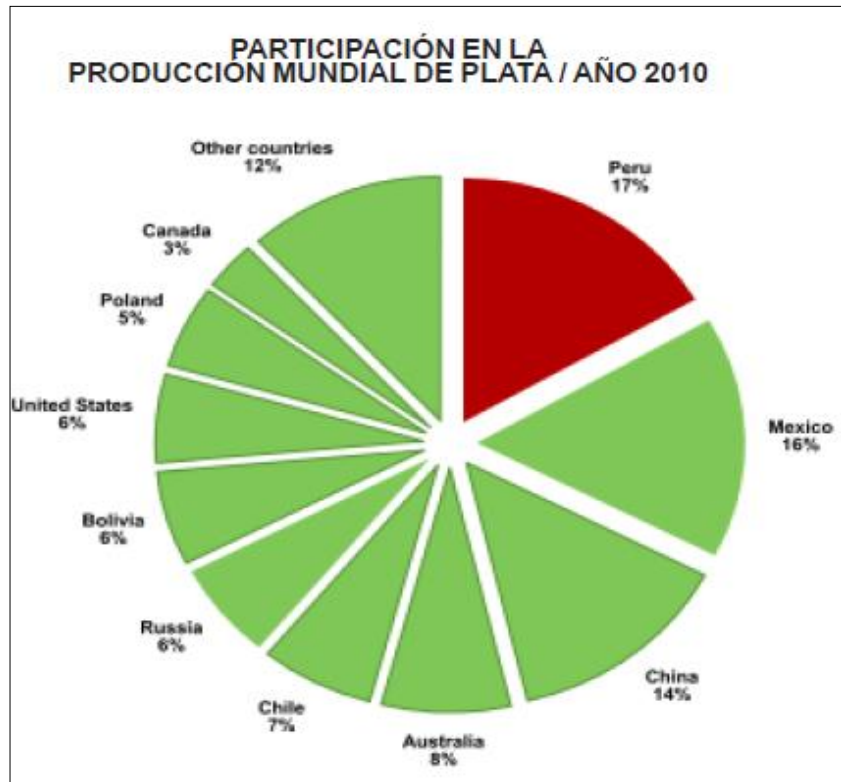
Fuente: U.S.Geological Survey-USGS-, The Silver Institute; Gold Fields Minerals Services-GFMS- International Copper Study Group - ICSG-; International Lead and Zinc Study Group-ILZSG- International Tin Research Institute - ITRI-; International Molybdenum Association-IMO- Instituto Latinoamericano del Hierro y el Acero - ILAFA- Estadísticas del Ministerio de Energía y Minas MEM.
Elaboración: MEM



Fuente: Estadísticas del Ministerio de Energía y Minas MEM



Fuente: Estadísticas del Ministerio de Energía y Minas MEM



Fuente: Estadísticas del Ministerio de Energía y Minas MEM

7. Tendencia nacional.

La producción nacional de cobre va a tener un incremento de 14 por ciento en el 2013, mientras que para los años 2014, 2015 y 2016 crecerían en 17, 23 y 20 por ciento, respectivamente, afirmó hoy el banco Scotiabank.

Ello debido, al inicio de operaciones de varios proyectos que aportarían un volumen significativo a la producción, precisó la analista senior del Departamento de Estudios Económicos del Scotiabank, Erika Manchego, en el Reporte Semanal del banco.

Los proyectos causantes de estos incrementos corresponden tanto a ampliaciones de proyectos ya existentes como a nuevos proyectos. En ambos casos los proyectos se encuentran en un estado avanzado.

Algunos están incluso en la etapa de construcción o con el Estudio de Impacto Ambiental (EIA) aprobado, por lo que existe cierta seguridad de que el proyecto inicie operaciones en el plazo estimado.

“No estamos considerando a todos los proyectos importantes que están en la cartera del Ministerio de Energía y Minas (MEM) con fecha estimada de inicio de operaciones en el período 2013 - 2016 debido a que aún se encuentran en etapas de exploración o estudios”, precisó en el reporte semanal del banco.

Estos proyectos podrían iniciar operaciones en un horizonte más largo, probablemente entre el 2017 y 2021, por lo tanto, la producción nacional de cobre seguiría aumentando a tasas significativas pasado el 2016.

En el 2012, la producción nacional de cobre habría tenido un incremento cercano a diez por ciento debido principalmente al aumento de la producción de Compañía Minera Antamina en 33 por ciento.

En marzo del 2012, Antamina concluyó su proyecto de ampliación de operaciones y desde esa fecha ha registrado mayores volúmenes de producción.

El 2013 será el primer año completo de producción de la ampliación de Antamina por lo que se espera que tenga un aporte importante a la producción.

Asimismo, la producción de Southern Perú tuvo un incremento de cinco por ciento por unos proyectos de mejoras en Cuajone.

“Estas mejoras estarían completadas durante el segundo semestre del 2013, por lo tanto, si bien esperamos una mayor producción de Cuajone para el 2013, el mayor incremento se dará en el 2014 cuando las mejoras estén totalmente completadas”, indicó.

Compañía Minera Milpo también tuvo un incremento importante en su producción de cobre de 26 por ciento debido a la ampliación de su unidad Cerro Lindo, lo cual también tendría un impacto positivo durante el 2013.

Estas tres ampliaciones, seguirán impactando positivamente a la producción de cobre durante el 2013. Sin embargo, el principal incremento de la producción será originado por el proyecto Antapaccay de XstrataTintaya.

Antapaccay empezó a producir en noviembre del 2012 y durante sus dos primeros meses de operaciones el proyecto ha registrado un nivel bajo de producción.

Sin embargo, durante 2013, la producción de Antapaccay se irá incrementando progresivamente, a medida que alcanza su capacidad completa de operaciones.

El proyecto Antapaccay compensará con creces la menor producción de la mina Tintaya, próxima a cerrar operaciones, por lo tanto, estima un incremento de la producción de cobre para el 2013 de 14 por ciento.

Durante este período varios proyectos de cobre, que se encuentran actualmente en construcción, iniciarían operaciones, los cuales son Las Bambas de Xstrata, Toromocho de Chinalco, Constancia de Hudbayy Quellaveco de AngloAmerican.

Este último aún no ha empezado su construcción pero lo haría próximamente.

Asimismo, dos proyectos de grandes ampliaciones se ejecutarían durante este período beneficiando con incrementos a la producción de cobre en el 2015 y 2016.

Estas ampliaciones, son la de Toquepala de Southern Perú y la de Cerro Verde de Sociedad Minera Cerro Verde.

Si bien, la ampliación de Toquepala está enfrentando cierto nivel de oposición de la población de la zona, la formación de una mesa de diálogo ha sido un primer paso para lograr un acercamiento entre las partes y alcanzar acuerdos como los obtenidos con el proyecto Quellaveco de AngloAmerican que tuvo un proceso similar.

Además, la empresa ha venido realizando inversiones relacionadas con esta ampliación que le permitirán ejecutar el proyecto en el plazo estimado una vez que se den las condiciones.

El inicio de operaciones de estos proyectos, generará incrementos en la producción de cobre de 17, 23 y 20 por ciento durante los años 2014, 2015 y 2016, respectivamente.

Otros proyectos, que iniciarían operaciones después del 2016, incluyen Galeno de LuminaCopper, Mina Justa de Minsur,

Cañariaco de Candente Resources, Pukaqaqa y Magistral de Milpo, Haqira de First Quantum, Los Chancas y Tía María de Southern Perú, La Granja de Rio Tinto y Rondoni de Volcan.

Fuente: deperu.com, 06 de febrero del 2013

8. Captación de mercado.

Según el centro de estudios del Cobre-Chile 2012, Perú, tiene planes de inversión minera por más de 51 mil millones al 2016, Perú es el distrito minero con mayor potencial de crecimiento para el cobre en el mundo. Viene con una cantidad de proyectos nuevos y tiene un mayor manejo en lo que es propiedad minera, lo que facilita la llegada de las mineras junior.

Según estimaciones más actualizadas, Chile y Perú van a ser responsables de 130 mil millones de dólares de inversión, ubicándolos como la primera potencia minera en el mundo y productora de casi el 50% de cobre en el mundo, actualmente y de acuerdo a los gráficos mostrados al año 2010, Perú produce el 8% del cobre en el mundo y Chile, el 34%, representan el polo de desarrollo más grande del mundo, no hay otra zona en el mundo, geográficamente, por lejos es la más importante de cobre. Ello tiene múltiples consecuencias, la primera, la demanda por bienes

y servicios para la minería tendrá un mercado gigantesco y a partir de ello, las oportunidades de Chile y Perú para que se desarrollen tecnológicamente asociado a la minería son de primer nivel. Además, la formación de profesionales de primer nivel será una referencia para otras partes del mundo como ocurrió antes con los profesionales de EE.UU. que fueron una referencia para la minería latinoamericana.

9. Análisis estratégicos.

Fortaleza económica y confiable clima de inversión.

El Perú, es una de las economías con mayor crecimiento en América Latina (7,6% en el 2006, 9% en el 2007, 9,84% en el 2008, 1% en 2009, 8,8% en 2010 y 6,8% en 2011), lo cual es complementado con solidez macroeconómica: bajas tasas de inflación, superávit fiscal y comercial, y fuertes reservas internacionales netas.

Reconocimiento Internacional.

En julio de 2008, la agencia de riesgo crediticio Standard and Poor's otorgó el "Grado de Inversión" al Perú. Previamente, esta categorización, fue otorgada por Fitch Rating en abril del mismo año y por la Canadian Agency DBRS Dominion Bond Rating Service a fines del 2007.

El Perú ha suscrito diversos convenios bilaterales, incluyendo Tratados de Libre Comercio (TLC) con Estados Unidos, Canadá, China, Singapur, Corea del Sur y México, y está actualmente negociando TLC's con Japón, Tailandia y la Unión Europea.

Asimismo, el Perú es miembro de la Asia Pacific Economic Cooperation (APEC) y de la Comunidad Andina de Naciones (CAN). El Perú ofrece mejores oportunidades económicas para los inversionistas de esos mercados.

Oportunidades de inversión.

Las oportunidades que ofrece nuestro país, han hecho que seamos uno de los países de la región donde se observa mayor inversión en minería, con resultados destacados y presencia de empresas líderes de la minería mundial. En el 2011, Perú superó el record histórico de inversiones en el sector minero al superar los US\$ 7 000 millones, especialmente en los rubros de exploración e infraestructura minera.

Las inversiones proyectadas para los próximos años, tanto en exploración, explotación y ampliaciones mineras superan los US\$ 53 000 millones. La cartera estimada de estos proyectos mineros destaca inversiones muy importantes en Cuzco, Cajamarca, Moquegua, Tacna, Ica, Lima, Arequipa, Junín, Piura, Ancash, Huancavelica y Lambayeque.

Efectiva protección al inversionista.

El Perú, ha firmado 32 acuerdos internacionales de inversión que apuntalan su política de liberalización, con países del

Pacífico, Europa y América Latina. Con la mira en consolidar un clima de inversión estable y predecible, el Perú ha mejorado sus estándares en la negociación de Acuerdos Internacionales de Inversión. Del mismo modo, el Perú ha suscrito el acuerdo OPIC que facilita operaciones, dando cobertura a las inversiones de Estados Unidos llevadas a cabo en el Perú.

Perú, también es miembro de MIGA y un signatario de la Convención Constitutiva de la ICSID (International Centre for Settlement of Investment Disputes), así como de la New York Convention of the Recognition and Enforcement of Foreign Arbitral Awards.

Destacados de la industria minera.

Perú, es el primer productor de plata a nivel mundial, segundo productor mundial de cobre. Asimismo, es el primer productor de oro, zinc, estaño, plomo y molibdeno en América Latina. La Cordillera de los Andes es la columna vertebral de Perú y la principal fuente de depósitos minerales del mundo.

Nuestro país, tiene un importante potencial geológico. Es el tercer país en el mundo en reservas de oro, plata, cobre y zinc (US Geological Survey - USGS figures).

El número y área de proyectos de prospección minera se incrementa cada año, es por ello que la Bolsa de Valores de Lima (BVL) ha creado un segmento de Riesgo de Capital o de Cartera de Proyectos donde cotizan alrededor de 12 mineras junior y 39 empresas de la gran minería peruana.

Además, los insumos y servicios que la industria minera necesita tienen amplia disponibilidad en el mercado local, haciendo del Perú un lugar privilegiado para la minería en América del Sur.

Potencial no-metálico

Perú también tiene un gran potencial en minerales no-metálicos también conocidos como minerales industriales, tales como el mármol travertinos, diatomita (primer productor de América del Sur), bentonita y boratos. En efecto, nuestro territorio,

está entre los pocos países en el mundo en los que se pueden encontrar depósitos de estos minerales.

10. Comercio nacional e internacional.

10.1 Producción y consumo nacional y mundial.

La producción peruana del metal llegaría a 2,15 millones de toneladas el año 2015, desde las 1,24 millones de toneladas del 2011, según el ministro de Energía y Minas de Perú.

Se estima que el 2011, la producción acumulada alcanzó 16,2 millones de t, con un déficit de 380000 t y una demanda de 20,0 millones de t. Capacidad de producción mundial de cobre al 2015 sería de 26,2 millones de toneladas.

Producido principalmente en países como Chile, Perú, China, Estados Unidos, Australia y Canadá, el cobre es actualmente uno de los metales de mayor demanda en el mundo, debido a la variedad de usos y su gran versatilidad. Su consumo ha ido en aumento vertiginosamente dado el progreso tecnológico y científico experimentado por la humanidad, es así que este

metal, juega un rol clave en las industrias del transporte, electrónica, construcción, agricultura, energía, salud, nuevas tecnologías, entre otras muchas aplicaciones. Asimismo, el uso del cobre en las llamadas tecnologías “verdes”, como celdas solares y vehículos eléctricos, son un claro ejemplo de la importancia que seguirá desempeñando este metal en el futuro sostenible del planeta.

Desde el año 2004, existe a nivel mundial una escasez del llamado metal rojo, debido a la gran demanda de China y otros países emergentes que han dinamizado sus economías. Por ejemplo, en el 2011, la demanda mundial de cobre superó el crecimiento de la producción en 380000 toneladas y para el 2012 se proyecta otro déficit similar, a pesar de que se estima un avance en la producción del cobre por el orden del 2,8% y hasta de 3,5% en el 2013, según un análisis realizado por el Grupo Internacional de Estudios del Cobre (ICSG) y la Dirección de Estudios y Políticas Públicas de la Comisión Chilena del Cobre (Cochilco).

II. FOTOGRAFÍAS.



Figura 1. Muestra del material de desmonte. (Recolección propia, Luis Orbegoso).



Figura 2. Material de desmonte, parte baja de la mina. (Recolección propia, Luis Orbegoso).



Figura 3. Desmonte y material lixiviado por acción de la lluvia. (Recolección propia, Luis Orbegoso).



Figura 4. Desmonte y material lixiviado por acción de la lluvia. (Recolección propia, Luis Orbegoso).

III.- ANALISIS PRACTICADOS

Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.

Parque Industrial Río Seco C-1 - Cerro Colorado
Cooperativa Cristo Rey F-6 - Paucarpata

Teléfono: (054) 443294 - 466266
Fax: (054) 444582 Ap. Postal: 2102

CERTIFICADO DE ANALISIS

Señores: Luis Orbegoso
Dirección:
Atención: Luis Orbegoso
Recepción: 14/01/05

Fecha de Emisión: 15/01/05
Página: 1/1

Análisis AA

Muestra #	Descripción	Cu %	Au g/TM	Au Oz/TC	Au g/Kg	H ₂ O %	S ₂ Fe %
001	Ripio Zona 1	0.90	-----	-----	-----	-----	-----
002	Ripio Zona 2	1.48	-----	-----	-----	-----	-----
003	Ripio Zona 3	1.37	-----	-----	-----	-----	-----
004	Ripio Zona 4	11.98	-----	-----	-----	-----	-----

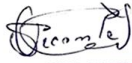

SIXTO VICENTE JUAREZ NEIRA
 INGENIERO QUÍMICO
 Reg. del Colegio de Ingenieros No. 19474

Figura 5. Certificado de análisis de muestras de ripio.

Fuente: Laboratorios Analíticos del Sur.

Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.

Parque Industrial Río Seco C-1 - Cerro Colorado
Cooperativa Cristo Rey F-6 - Paucarpata

Teléfono: (054) 443294 - 466266
Fax: (054) 444582 Ap. Postal: 2102

CERTIFICADO DE ANALISIS

Señores: Jaime Castro / Luis Orbegoso
Dirección: Jaime Castro / Luis Orbegoso
Atención: Jaime Castro / Luis Orbegoso
Recep: 12/12/04

Fecha de Emisión: 13/12/04
Pág: 1/1

Analisis: Ensayo a fuego - AA

Muestra #	Descripción	Au g/TM	Au oz/TC	Cu %	Ag g/TM	Ag oz/TC	Pb %	Mo ppm
001	Palca 1	-----	-----	1.85	-----	-----	-----	-----
002	Palca 2	-----	-----	1.55	-----	-----	-----	-----
003	Palca 3	-----	-----	9.58	-----	-----	-----	-----



OJATO VICENTE JUAREZ NEIRA
 INGENIERO QUIMICO
 exp. del Colegio de Ingenieros No. 10474

Figura 6. Certificado de análisis de muestras de mineral Palca.

Fuente: Laboratorios Analíticos del Sur.



Alex Stewart (Assayers) del Perú S.R.L. Los Negocios 420 Surquillo - Lima 34 Perú TELFS : (51-1) 221-1315 - (51-1) 221-1277 FAX: (51-1) 421-6428 - (51-1) 221-1278 E-MAIL: asagerencia@wayna.rcp.net.pe / asagerencia@alexstewartperu.com www.alexstewartperu.com		
CERTIFICADO DE ANALISIS ANALYSIS CERTIFICATE		
Señor LUIS ORBEGOZO <u>Presente</u> .-	Fecha : 21.03.2005 Tipo : LOTE N/Ref : ASA 1070 S/Ref : PALCA ROJO RIPIO 11.03.05	
Muestra de : Mineral		
PLATA (Ag) Oz/TC : 1.31 ORO (Au) Oz/TC : 0.082		
ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.L		
		
<small> ESTOS ANALISIS HAN SIDO REALIZADOS CON NUESTRA MAYOR HABILIDAD Y CONOCIMIENTO Y POR LO TANTO LA RESPONSABILIDAD DE ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.L. AL EMITIR EL PRESENTE CERTIFICADO QUEDA LIMITADA AL EJERCICIO ETICO DE NUESTROS SERVICIOS. EL PRESENTE CERTIFICADO NO EXIME A LAS PARTES CONTRATANTES DE SUS OBLIGACIONES CONTRACTUALES NI LIMITA EL EJERCICIO DE SUS DERECHOS THESE ANALYSIS HAVE BEEN CARRIED OUT CONCIIOUSLY AND WITH THE BEST OF OUR KNOWLEDGE, THEREFORE THE RESPONSABILITY OF ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.L. BY ISSUING THIS CERTIFICATE IS LIMITED TO THE ETHIC EXERCISE OF OUR SERVICES. THIS CERTIFICATE DOES NOT RELIEVE THE CONTRACTUAL PARTIES OF THEIR OBLIGATIONS NEITHER LIMIT THE EXERCISE OF THEIR RIGTHS. </small>		

Figura 7. Certificado de análisis de muestras de oro y plata.

Fuente: Alex Stewart (Assayers) del Perú S.R.L.



Alex Stewart (Assayers) del Perú S.R.L. Los Negocios 420 Surquillo - Lima 34 Perú TELFS : (51-1) 221-1315 - (51-1) 221-1277 FAX: (51-1) 421-6428 - (51-1) 221-1278 E-MAIL: asagerencia@wayna.rcp.net.pe / asagerencia@alexstewartperu.com www.alexstewartperu.com		
CERTIFICADO DE ANALISIS ANALYSIS CERTIFICATE		
Señor ALBERTO ORBEGOZO REJAS Presente.-	Fecha: 03.02.2005 Tipo : LOTE N/Ref: ASA 0462 S/Ref: SAM -1-2	
Muestra de: Mineral		
COBRE (Cu) % : 4.13		
ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.LTDA.		
		
<small> ESTOS ANALISIS HAN SIDO REALIZADOS CON NUESTRA MAYOR HABILIDAD Y CONOCIMIENTO Y POR LO TANTO LA RESPONSABILIDAD DE ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.L. AL EMITIR EL PRESENTE CERTIFICADO QUEDA LIMITADA AL EJERCICIO ETICO DE NUESTROS SERVICIOS. EL PRESENTE CERTIFICADO NO EXIME A LAS PARTES CONTRATANTES DE SUS OBLIGACIONES CONTRACTUALES NI LIMITA EL EJERCICIO DE SUS DERECHOS THESE ANALYSIS HAVE BEEN CARRIED OUT CONCIUSLY AND WITH THE BEST OF OUR KNOWLEDGE, THEREFORE THE RESPONSABILITY OF ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.L. BY ISSUING THIS CERTIFICATE IS LIMITED TO THE ETHIC EXERCISE OF OUR SERVICES. THIS CERTIFICATE DOES NOT RELIEVE THE CONTRACTUAL PARTIES OF THEIR OBLIGATIONS NEITHER LIMIT THE EXERCISE OF THEIR RIGHTS. </small>		

Figura 8. Certificado de análisis de muestras de mineral cobre.

Fuente: Alex Stewart (Assayers) Del Perú S.R.L.


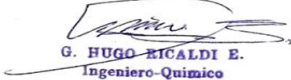
Alex Stewart (Assayers) del Perú S.R.L. Los Negocios 420 Surquillo - Lima 34 Perú TELFS : (51-1) 221-1315 - (51-1) 221-1277 FAX: (51-1) 421-6428 - (51-1) 221-1278 E-MAIL: asagerencia@wayna.rcp.net.pe / asagerencia@alexstewartperu.com www.alexstewartperu.com		
CERTIFICADO DE ANALISIS ANALYSIS CERTIFICATE		
Señores: SIRTESA S.A. <u>Presente.-</u>	Fecha : 17.01.2005 Tipo : Lote N/Ref.: ASA 0139 S/Ref.: RIPIO 2 ONZAS 1-2	
Muestra de: <u>Mineral</u>		
ORO (Au) Oz/TC : 0.092 ó g/TM : 3.15		
ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.L		
 G. HUGO RICALDI E. Ingeniero-Químico CIP. N° 19030		
<p>ESTOS ANALISIS HAN SIDO REALIZADOS CON NUESTRA MAYOR HABILIDAD Y CONOCIMIENTO Y POR LO TANTO LA RESPONSABILIDAD DE ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.L. AL EMITIR EL PRESENTE CERTIFICADO QUEDA LIMITADA AL EJERCICIO ETICO DE NUESTROS SERVICIOS. EL PRESENTE CERTIFICADO NO EXIME A LAS PARTES CONTRATANTES DE SUS OBLIGACIONES CONTRACTUALES NI LIMITA EL EJERCICIO DE SUS DERECHOS</p> <p>THESE ANALYSIS HAVE BEEN CARRIED OUT CONCIOSLY AND WITH THE BEST OF OUR KNOWLEDGE. THEREFORE THE RESPONSABILITY OF ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.L. BY ISSUING THIS CERTIFICATE IS LIMITED TO THE ETHIC EXERCISE OF OUR SERVICES. THIS CERTIFICATE DOES NOT RELIEVE THE CONTRACTUAL PARTIES OF THEIR OBLIGATIONS NEITHER LIMIT THE EXERCISE OF THEIR RIGTHS.</p>		

Figura 9. Certificado de análisis de muestra de mineral oro.

Fuente: Alex Stewart (Assayers) Del Perú S.R.L.



Alex Stewart (Assayers) del Perú S.R.L. Los Negocios 420 Surquillo - Lima 34 Perú TELFS : (51-1) 221-1315 - (51-1) 221-1277 FAX: (51-1) 421-6428 - (51-1) 221-1278 E-MAIL: asogerencia@wayna.rcp.net.pe / asogerencia@alexstewartperu.com www.alexstewartperu.com		
CERTIFICADO DE ANALISIS ANALYSIS CERTIFICATE		
Señor: LUIS ORBEGOZO <u>Presente.-</u>	Fecha : 12.04.2005 Tipo : Lote N/Ref.: ASA 1320 S/Ref.: ZONA 3	
Muestra de: <u>Mineral</u>		
PLATA (Ag) g/TM : 170.7 ORO (Au) g/TM : 0.06		
ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.L		
 GONZALO MANUEL SOTOMAYOR C. INGENIERO QUIMICO Reg. del Colegio de Ingenieros N° 15464		
<small> ESTOS ANALISIS HAN SIDO REALIZADOS CON NUESTRA MAYOR HABILIDAD Y CONOCIMIENTO Y POR LO TANTO LA RESPONSABILIDAD DE ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.L. AL EMITIR EL PRESENTE CERTIFICADO QUEDA LIMITADA AL EJERCICIO ETICO DE NUESTROS SERVICIOS. EL PRESENTE CERTIFICADO NO EXIME A LAS PARTES CONTRATANTES DE SUS OBLIGACIONES CONTRACTUALES NI LIMITA EL EJERCICIO DE SUS DERECHOS. THESE ANALYSIS HAVE BEEN CARRIED OUT CONCIOSLY AND WITH THE BEST OF OUR KNOWLEDGE. THEREFORE THE RESPONSABILITY OF ALEX STEWART (ASSAYERS) DEL PERU S.R.L. BY ISSUING THIS CERTIFICATE IS LIMITED TO THE ETHIC EXERCISE OF OUR SERVICES. THIS CERTIFICATE DOES NOT RELIEVE THE CONTRACTUAL PARTIES OF THEIR OBLIGATIONS NEITHER LIMIT THE EXERCISE OF THEIR RIGHTS. </small>		

Figura 10. Certificado de análisis de muestras de oro y plata.

Fuente: Alex Stewart (Assayers) del Perú S.R.L.