

# **UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



## **RECUPERACION DEL ORO EN MINERALES CON ALTO CONTENIDO DE COBRE**

### **INFORME DE SUFICIENCIA**

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

ELABORADO POR:

**SAMANTA JULISSA MORENO AZAÑA**

ASESOR:

Ing. MARIA FLOR SUAREZ SANCHEZ

**LIMA – PERU**

**2011**

A mis padres, en reconocimiento a  
su amor y su invaluable esfuerzo  
por educarme

A mi querido esposo e hijos por  
enseñarme que la paciencia es un  
ejercicio de amor, fe y humildad que  
hace crecer a las personas.

A Amalia por su ayuda incondicional  
y por ayudarme a entender sobre  
la tolerancia.

## INDICE

|  | <u>PAGINA</u> |
|--|---------------|
| <b>INTRODUCCION</b>                                    | 5             |
| <b>CAPITULO I: LIXIVIACION EN MONTON</b>               | 7             |
| 1.1 Factores a considerar en la lixiviación en montón  | 7             |
| 1.1.1 Mineral  | 7             |
| 1.1.2 Construcción de la Pila                          | 8             |
| 1.1.3 Altura de la Pila                                | 9             |
| 1.1.4 Aplicación y recirculación de las soluciones     | 9             |
| 1.1.5 Reactivos a usar                                 | 10            |
| 1.1.6 Filtrado de la solución rica                     | 11            |
| 1.1.7 Lixiviación en montón                            | 12            |
| 1.1.8 Aspectos a considerar                            | 13            |
| 1.2 Factores que afectan la Eficiencia de la Adsorción | 14            |
| 1.2.1 Efecto de la concentración de Cianuro            | 14            |
| 1.2.2 Efecto de la concentración de cobre              | 15            |
| 1.2.3 Efecto del tamaño de partícula del carbón        | 16            |
| <b>CAPITULO II: ASPECTOS GENERALES DE LA MINA</b>      | 17            |
| 2.1 Descripción de la empresa                          | 17            |
| 2.2 Geología   | 18            |
| 2.3 Planta   | 21            |
| 2.3.1 Carguío del mineral al PAD                       | 22            |
| 2.3.2 Lixiviación                                      | 23            |
| 2.3.3 Adsorción  | 24            |
| 2.3.4 Desorción y Electrodeposición                    | 26            |
| 2.3.5 Reactivación Química del carbón                  | 28            |

|  |           |
|--|-----------|
|  | 2         |
| 2.3.6 Reactivación térmica del carbón  | 29        |
| 2.3.7 Fundición  | 30        |
| 2.3.8 Flow Sheet   | 32        |
| 2.3.9 Consumo de Reactivos   | 33        |
| 2.3.10 Balance Metalúrgico   | 34        |
| 2.3.11 Costos  | 35        |
| 2.3.12 Mineral con alto contenido de cobre   | 36        |
| <b>CAPITULO III: EVALUACION DE LA LIXIVIACION Y ADSORCION DEL ORO</b>                | <b>37</b> |
| 3.1 Evaluación del mineral   | 37        |
| 3.2 Evaluación de reactivos  | 41        |
| 3.2.1 Cianuro  | 41        |
| 3.2.2 Cal  | 42        |
| 3.2.3 Carbón activado  | 46        |
| 3.3 Evaluación de la regeneración del carbón   | 53        |
| 3.3.1 Reactivación Química   | 53        |
| 3.3.2 Reactivación Térmica   | 59        |
| <b>CAPITULO IV: INVESTIGACION METALURGICA</b>  | <b>64</b> |
| 4.1 Formación de tetracianuro de cobre con exceso de NaCN<br>en la solución pregnant | 64        |
| 4.1.1 Pruebas a nivel laboratorio  | 66        |
| 4.1.2 Pruebas a nivel industrial   | 82        |
| 4.2 Precipitación de cobre $Cu_2S$ con $Na_2S$ en la solución pregnant               | 85        |
| 4.2.1 Pruebas a nivel laboratorio  | 85        |
| <b>CONCLUSIONES</b>  | <b>89</b> |
| <b>BIBLIOGRAFÍA</b>  | <b>93</b> |
| <b>ANEXOS</b>  |           |

## RESUMEN

Se trata de un Proyecto Aurífero que consiste en la explotación de un yacimiento de oro diseminado. El mineral aurífero es depositado formando pilas en el PAD, para su lixiviación con cianuro a través de métodos convencionales y posterior extracción en Planta ADR obteniendo una solución enriquecida, la cual mediante electrodeposición se convierte en un concentrado catódico que es procesado en fundición, obteniendo como producto final barras doré .

En la Planta de Beneficio se procesa la solución pregnant proveniente de la lixiviación de 23 000 TMD de mineral de los tres tajos (SuroNorte, SuroSur y Alumbre), siendo su capacidad máxima de procesamiento de 28 000 TMD.

De acuerdo al reporte de Leach Pad realizado diariamente se informó que en la zona de explotación del tajo SuroNorte estaba cerca a mineral mixto, obteniendo como consecuencia un producto de lixiviación con mayor cantidad de complejos de cobre  $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$  en la solución pregnant y que al pasar por el circuito de adsorción en columna (CIC) dicho cobre será adsorbido obstruyendo la adsorción de oro.

La adsorción de este complejo de cobre implicó una evaluación de la lixiviación y adsorción del oro en la solución pregnant para saber como influyen estos para la mejor adsorción del oro.

Teniendo como conocimiento base, que un exceso de cianuro libre estimula la presencia de tetracianuro de cobre  $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ , el cual no es adsorbido por el carbón activado .

Con este precedente se realizo una investigación para lograr una mejor adsorción del complejo de oro y una menor interferencia del complejo de cobre, donde no solo se logró disminuir notablemente la adsorción de cobre en el carbón activado, sino que además se empezó a diluir el cobre del carbón activado sin afectar la adsorción de oro y plata.

## INTRODUCCION

El presente informe evalúa los escenarios de operación para la explotación y procesamiento por Heap Leaching de los cuerpos mineralizados auríferos denominados Suro Norte, Suro Sur y Alumbre.

Debido a la explotación y posterior lixiviación de mineral mixto del tajo Suro Norte, se obtuvo gran cantidad de complejos de cobre en la solución pregnant provocando que en el circuito de adsorción en columna (CIC) el complejo  $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$  sea adsorbido en mayor cantidad que el complejo  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ , obstruyendo la adsorción del oro.

En el presente informe se tiene como objetivo demostrar que al formar un complejo de cobre de mayor tamaño como el tetracianuro de cobre, este no será adsorbido por el carbón activado.

La formación de este complejo de  $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$  (tetracianuro de cobre) se produce al tener un exceso de cianuro libre en la solución pregnant que estimule la presencia de este complejo, evitando que se adsorba el cobre en el carbón activado.

Para este proyecto se realizó pruebas a nivel laboratorio en el Área de Investigaciones Metalúrgicas sobre las condiciones necesarias para la formación de este complejo teniendo en cuenta la mineralogía del tajo SuroNorte.

Al termino de las pruebas a nivel laboratorio se logró disminuir notablemente en un 32.2 % la adsorción de cobre en el carbón activado, procediendo inmediatamente a las pruebas a nivel industrial donde se logró impedir la adsorción de cobre en el carbón activado.

## CAPITULO I

### LIXIVIACION EN MONTON

#### 1.1 Aspectos básicos para realizar una lixiviación en montón

El proceso de lixiviación en pilas o heap leaching es un tipo de lixiviación por aspersion o goteo usada desde hace muchos años en la metalurgia del oro de tipo oxidado.

En el Perú existe una serie de pequeños yacimientos auríferos de baja ley que pueden ser susceptibles de utilizar esta técnica con bastante éxito.

Las principales ventajas de este proceso se deben a que requiere de una inversión moderada, unido a costos de operación relativamente bajos frente a cianuración por agitación.

##### 1.1.1 Mineral

El mineral debe ser chancado al 100% de cualquiera de las mallas siguientes:

100 % - 1"

100 % - 3/4"

100 % - 1/2"

100 % - 3/8"

Los tres primeros tamaños se logran con trituración secundaria, mientras que la última sólo se obtiene con chancado terciario.

Las pruebas de laboratorio revelan la cantidad necesaria de cal que debe adicionarse al mineral para neutralizar la acción de los ácidos, siendo habitualmente dosificado en seco durante el chancado.

Algunos minerales con contenido excesivo de arcillas son difíciles de tratar debido a los problemas de porosidad y permeabilidad del lecho. En tales casos se puede aplicar una aglomeración con cal y cemento formando aglomerados que mejoran notablemente la percolación de la solución lixivante con 5 kg de cal o cemento por TM de mineral y 8 a 10% de humedad se puede conseguir muy buenos resultados.

### **1.1.2 Construcción de la Pila**

Constituye la parte fundamental del proceso y sobre el cual debe darse la mayor atención, siendo los factores principales:

#### **Tipo de piso**

**Piso de arcilla,-** Compactada debe ser impermeable y durable para lo cual se protege con una capa de arena o grava para prevenir la destrucción del piso durante la operación de carguío del mineral o en la descarga mediante buldozer o cargador frontal. El piso tiene una leve pendiente aproximadamente, 1.5 % para permitir el escurrido de la solución, alrededor de éste se deja una berma de recolección cuya profundidad no sobrepasa los 30 cm.

**Piso de asfalto.-** Con las mismas exigencias que el anterior, su implementación depende del costo y duración, el espesor de la capa dependerá de la altura del mineral.

**Piso de plástico.-** Una vez compactada el área elegida se coloca tiras de plástico de un espesor mínimo de 0.8 mm las que sueldan en el terreno, esta fibra de polietileno <Hypalon >debe protegerse con una capa de arena.

**Piso de hormigón.-** Al igual que los anteriores necesitan una buena base compactada dependiendo de la altura del mineral y del tipo de hormigón su espesor no debe ser mayor a 10 cm.

### **1.1.3 Altura de la Pila**

Es también un factor importante la altura de la pila, ella depende de la permeabilidad del lecho del contenido de oxígeno requerido y de la concentración de solución lixivante, normalmente la altura de la pila varía de 5 a 15 metros.

### **1.1.4 Aplicación y Recirculación de soluciones**

La solución lixivante se puede esparcir sobre la pila mediante goteo o rocío con tuberías plásticas perforadas, por aspersion con cargadores en casos especiales de baja velocidad de percolación.

El flujo de alimentación varía dentro de un rango muy amplio entre 0.1 a 1.0 l/m<sup>2</sup>/min (0.001 a 0.01 gpm/ft<sup>2</sup>).

La recirculación de las soluciones se puede hacer directamente con bomba al sistema de distribución de la solución pero para mayor flexibilidad en la operación es conveniente bombear a un tanque elevado, ubicado a una altura que permita lograr una presión de trabajo de 20 ó 60 PSI en rociadores.

En relación a las tuberías deben evitarse las cañerías de fierro galvanizado y lo más recomendable es usar cañerías plásticas de polietileno.

### **1.1.5 Reactivos a usar**

**Cianuro.-** El solvente más comúnmente utilizado es el cianuro de sodio.

El cianuro se prepara con agua no ácida a un pH neutro cuya concentración es 10% en peso.

La concentración mínima en la solución lixivante está entre 0.05 - 0.10 % de NaCN como máximo.

**Cal.-** La cal se agrega directamente con el mineral en el chancado o cuyo tamaño de partícula sea menor a  $\frac{3}{4}$  ", la función es mantener una alcalinidad de 10 a 11, su consumo variará de acuerdo a cada mineral y está entre 0.5 a 5 kg/TM.

La ley como CaO libre debe estar entre 60 y 70% para evitar transporte de carga inútil.

**Zinc.-** El polvo de zinc se agrega en una proporción que varía de 0.6 a 1.5 partes por parte de oro y plata, para obtener estos consumos debe utilizarse un zinc de la más alta calidad.

**Carbón activado.**- Es utilizado para precipitar oro y plata de las soluciones ricas, se recomienda generalmente cuando el mineral tiene solo o mayores proporciones de oro con respecto a la plata, el carbón usado en estos casos está entre mallas -6+16, -8 + 18 y -10 +20, a veces acompañado de una precipitación opcional de plata con  $\text{Na}_2\text{S}$  cuando la relación plata/oro en la solución es muy alta. Los carbones más usados son los obtenidos de la corteza de coco debido a su dureza y mayor poder adsorbente.

### 1.1.6 Filtrado de la solución rica

El objeto de la filtración es lograr una solución rica cristalina con un contenido de sólidos en suspensión menor a 2 ppm.

De todos estos filtros el de más bajo costo es el filtro de arena. Así su lecho de 0.20 m de espesor requiere  $0.25 \text{ m}^2$  de área de filtro por  $\text{m}^3$  solución rica.

La concentración de la solución rica varía de 0.5 a 15 gr de  $\text{Au}/\text{m}^3$  de solución. La concentración que se puede alcanzar en la solución define los requerimientos de agua. Agregando agua al sistema para saturar el lecho ( $0.05$  a  $0.08 \text{ m}^3/\text{ton}$ ) el agua de lavado y las pérdidas por evaporación, el consumo de agua no sobrepasaría  $1.5 \text{ m}^3/\text{ton}$ , en este caso no consideramos la posible recirculación de solución estéril proveniente de la precipitación.

Dependiendo de la altura de la pila hay una demora de 3 a 5 días antes que aparezca la solución rica en la base.

### 1.1.7 Lixiviación en montón

No todos los minerales de oro y plata son aptos para un tratamiento por cianuración. Además de la ausencia o presencia de cantidades limitadas de agentes cianicidas (sulfuros parcialmente oxidados de As, Sb, Zn, Fe y Cu que consumen cianuro), material carbónaceo o pizarroso que adsorbe los metales preciosos puestos en solución y sustancias orgánicas que quitan oxígeno de las soluciones, elemento vital para que ocurra la reacción, el oro y la plata deben estar en tamaños finos para una rápida disolución.

En cianuración en pila la roca huésped debe ser además porosa y permeable a la solución, a veces requiere aglomeración.

Aún cuando un examen mineralógico pudiera indicar que un determinado mineral oro-plata es adecuado para ser cianurado en pila es necesario estudiar su comportamiento metalúrgico a través de un programa de pruebas de Laboratorio y Piloto.

Inicialmente se llevan a efecto pruebas de cianuración en botella con el objeto de determinar el grado de extracción y consumo de reactivos (NaCN y CaO), si los metales preciosos son lixiviables a un tamaño de chancado y con consumo económico de reactivos se prosigue con prueba de percolación en columnas con el mineral chancado a varias granulometrías hasta -3/8 el 100%, pudiendo usarse un sistema simultáneo de adsorción con carbón activado.

En algunos casos es necesario hacer pruebas piloto. Estas pruebas se realizan a diversos tamaños de pila, partiendo de una pocas toneladas, Potter recomienda 500 TM como mínimo de lo contrario el área incluida será excesiva con la horizontal falseando el ingreso de oxígeno al lecho del mineral.

#### **1.1.8 Aspectos a considerar**

- La lixiviación en pila es una operación simple que no requiere molienda fina del mineral, menores consumos energéticos y agua, tiene ventajas económicas con respecto a métodos de agitación, por este motivo es posible procesar minerales marginales.
- La extracción en 30 - 60 días puede llegar a 60 - 80% del oro total, lográndose extraer el 50% en la segunda semana de tratamiento.
- El consumo de agua es pequeño fluctúa alrededor de 1.5 m<sup>3</sup>/tonelada.
- La cinética de disolución por cianuro tiene el siguiente orden: mercurio, oro, cobre, plata, etc.
- La cinética de adsorción de iones metálicos sobre carbón activado tiene el siguiente orden: mercurio, oro, plata.
- El método encuentra su aplicación para explotar numerosos recursos mineros donde la inversión es un factor determinante y los recursos económicos son

escasos; lixiviando los minerales con metales preciosos es factible tener liquidez inmediata.

– El método de lixiviación en pila, adsorción en carbón activado desorción y electro obtención es más apropiado para minerales que sólo tienen oro o mayor proporción de oro respecto a plata.

– Cuando los minerales tienen mayor contenido de plata y poco oro se recomienda precipitar la Ag con  $\text{Na}_2\text{S}$  enseguida adsorber el oro con carbón o precipitar ambos elementos con polvo de zinc con el equipo para un proceso Merrill-Crowe, obteniendo en este último caso un precipitado rico en oro y plata.

– Los costos de operación de Heap Leaching fluctúan entre 2 y 10 US\$/TMS y se pueden beneficiar minerales hasta con un gramo de oro por tonelada de mineral.

## **1.2 Factores que afectan la Eficiencia de la Adsorción**

### **1.2.1 Efecto de la concentración de Cianuro**

La cinética de adsorción y la capacidad de carga de los carbones se ven afectados negativamente con el aumento de la concentración de cianuro libre.

Esto se atribuye a la creciente competencia que provoca el cianuro libre al tratar de ubicarse en los sitios activos aún vacantes del carbón. Sin embargo la selectividad del carbón activado por el oro, por encima de otras especies metálicas cianuradas, aumenta al aumentar la concentración de cianuro libre en la solución.

En estas condiciones se opera por ejemplo cuando existe cobre abundante en los minerales.

La concentración de cianuro usada durante la adsorción es el remanente de la cianuración y por lo tanto es el resultado de optimización de dicho proceso y de las degradaciones que pudiera haber sufrido el reactivo residual durante su trayecto a través del circuito de lixiviación.

Normalmente se presenta un valores bastante aceptable y del orden de 0.1 a 0.3 /l de NaCN.

### 1.2.2 Efecto de la concentración de Cobre

La adsorción de cobre está fuertemente relacionada con un control de pH y de la concentración de cianuro residual. El complejo de cobre doble cianurado  $\text{Cu}(\text{CN})_2^{2-}$  cuya formación se ve favorecida a pH bajo y a bajas concentraciones de cianuro libre, es el más prontamente adsorbido en el carbón, en tanto que el complejo de tetracianuro de cobre  $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$  cuya formación predomina a elevado pH y altas concentraciones de cianuro libre  $(\text{CN})^{1-}$ , tiene una adsorción muy inferior.

La adsorción de las especies cianuradas de cobre ocurre en el siguiente orden:

$\text{Cu}(\text{CN})_2^{2-}$  (pH menor a 6 y muy baja concentración de cianuro) <  $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$  (pH mayor a 7 y a mayor concentración de cianuro) <  $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$  (pH mayor que 10 y a concentración más alta de cianuro)

El efecto deteriorante del cobre sobre la adsorción del oro ha sido extensamente estudiado, ya que se reportan concentraciones tan bajas como 100 mg/l, causando una fuerte interferencia en el proceso de adsorción. Cualquier proceso de lixiviación que entregue concentraciones altas de cobre en soluciones superiores a los 200 mg/l (ppm), requerirá un cuidadoso control del pH y de las concentraciones de cianuro libre para poder operar efectivamente. En caso extremo, estos minerales debieran ser considerados como inapropiados con carbón activado.

### 1.2.3 Efecto del tamaño de partícula del carbón

Para lograr una mejor adsorción de oro, es necesario que el carbón activado cumpla con los siguientes requisitos:

- El carbón debe tener una alta actividad para el oro
- El carbón debe ser resistente a la abrasión, ya que el carbón fino será cargado con el oro, el cual se pierde.

Para cumplir estos requisitos, el carbón activado elegido, debe tener las siguientes características físicas:

- Tamaño de partícula , el más pequeño,
- Área superficial, la mayor.
- Resistencia a la abrasión, la mejor.

## **CAPITULO II**

### **ASPECTOS GENERALES DE LA MINA**

#### **2.1 Descripción de la Empresa**

El proyecto Aurífero se encuentra ubicado en el distrito de Cachicadán, provincia de Santiago de Chuco, departamento y región de La Libertad, a una altitud de 3,600 m.s.n.m. Este yacimiento se encuentra en medio de una franja aurífera orientada en dirección NE entre la mina Santa Rosa y Alto Chicama de Barrick. Sus operaciones se iniciaron en Junio del 2003 y se realizan como un minado a tajo abierto utilizando métodos convencionales de perforación y voladura, carguío con Palas O&K y Excavadoras CAT 345 siendo el acarreo realizado por camiones CAT 777 para la extracción del mineral aurífero. El material estéril es transportado en camiones de 15 m<sup>3</sup> hasta una zona de almacenamiento de desmontes, que está dividida en dos, en una de ellas se deposita los desmontes que son generadores de drenaje ácido (DAR) y, en la otra, los que no lo son.

El ritmo de operación de los procesos metalúrgicos se evalúan en tres etapas: Pad de Lixiviación, Planta ADR y Manejo de Solución de exceso por efecto de lluvias

## 2.2 Geología

El Yacimiento “La Virgen”, se encuentra ubicado en la zona del río El Suro, dentro y adyacente a la Falla El Alumbre. Las características geológicas más importantes de este yacimiento son:

- En la zona Norte del área de estudio se tiene vetas y una fuerte alteración argílica con brechas ricas en óxidos de fierro, mientras que al Sur las rocas están ampliamente inalteradas. El área de alteración corresponde aproximadamente a la distribución de las rocas volcánicas y a las intrusiones asociadas, reflejando en ambas la reacción de la roca encajonante y la probable asociación genética entre la secuencia volcánica y el sistema hidrotermal.
- El Yacimiento básicamente consta de brechas auríferas de origen hidrotermal y tectónico que ocurren en las cuarcitas de la Formación Chimú.
- Las rocas volcánicas, las intrusiones asociadas y las rocas sedimentarias clásticas del Mesozoico de la parte Norte del área de estudio y al Este de la Falla El Alumbre han sufrido una fuerte alteración argílica y argílica avanzada. Esta fuerte alteración generalmente termina en forma abrupta en la base de la brecha discordante, donde las rocas volcánicas se encuentran inalteradas.
- Las principales alteraciones y ensambles que se han encontrado en la zona de estudio son las siguientes:
  - A lo largo de la Falla El Alumbre se tiene el ensamble Alunita – cuarzo, pirofilita y arcilla, que va gradando al Este presentando el ensamble Alunita – cuarzo, diquita/caolinita e illita/esmectita, clorita. Estas características nos

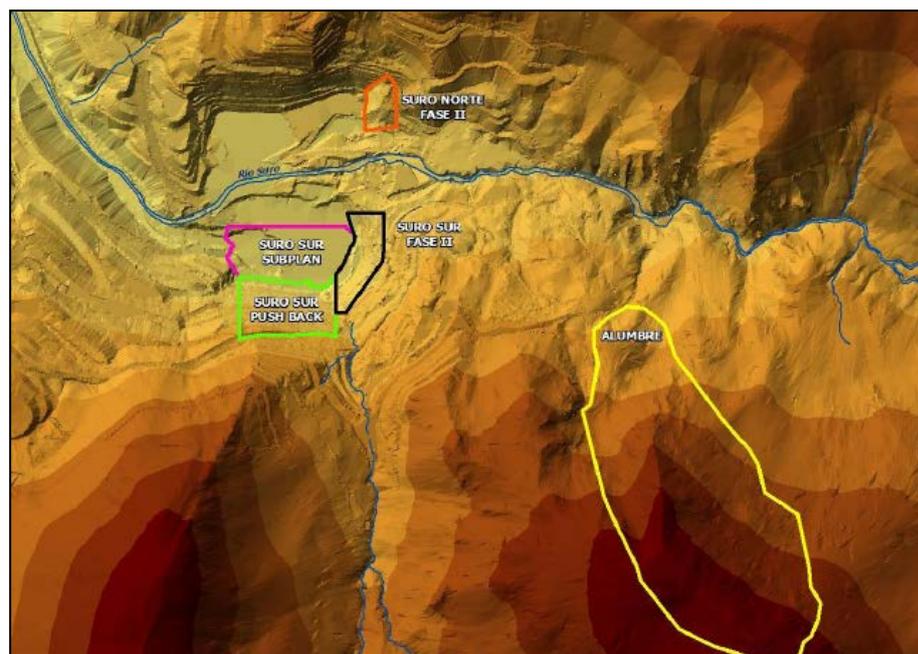
sugieren que la Falla El Alumbre fue el principal conducto de los fluidos hidrotermales.

- El ensamble de la alteración argílica avanzada es Alunita – cuarzo y arcillas, presentando una coloración rosa pálido a gris y la roca presenta una textura fina y porosa. Tiene un espesor de 500 m en las rocas volcánicas al Sur del río El Suro y al Este del río El Alumbre, a lo largo de la traza de la Falla El Alumbre y al Noreste del Mirador.

- Localmente en el flanco Norte del Cerro Piedras Gordas se tiene una alteración con un ensamble Alunita – cuarzo y vuggy silica junto con caolinita/dickita.
- La alteración dickita/caolinita e illita/esmectita tiene una coloración blanca, gris pálido y verde pálido y también ocurre en el ensamble Alunita–cuarzo, alterando las rocas adyacentes a la Falla El Alumbre.
- Diseminación de pirita, localmente sulfuros nativos, ocurren en algunos de estos afloramientos. Al Este, Norte y Sur de las laderas del Cerro Piedras Gordas, se tiene una fuerte alteración de illita y/o esmectita con o sin diseminación de pirita, afectando a intrusiones y tufos. Una delgada veta de ceniza y tufo lítico aflora dentro de una gran área de la brecha discordante en el flanco Norte del Cerro Escorgón, al Sur de la Quebrada Escalerilla, presentando una alteración de esmectita/illita de color verde pálido.
- Al Este y Noreste de las rocas volcánicas, las rocas sedimentarias clásticas de grano fino de las formaciones Santa – Carhuaz están fuertemente alteradas a esmectita / illita. Además, es común encontrar filones y vetillas de óxido de hierro y cuarzo, con una gradación de brechas cementadas con óxido de hierro.

- En una pequeña galería en el lado Norte del río El Suro, se tiene vetas y vetillas de pirita – esfalerita, con una alteración de las rocas sedimentarias calcáreas de illita/clorita. También se presentan pequeños cuerpos alterados argílicamente con pirita y plagioclasa porfirítica.

En la Formación Chimú al menos se ha determinado tres tipos de brechas con un contenido significativo de oro dentro de los 150 m al Este de la falla El Alumbre y al Norte y Sur del río El Suro. Estas son: las brechas hidrotermales polilíticas, las brechas con una matriz de óxido de hierro y las brechas tectónicas de una matriz amarillenta con vetillas. Por las características de la mineralización y alteración, el ensamble mineralógico, el espacio cerrado de la asociación entre la mineralización/alteración y el magmatismo, el control estructural de la mineralización, el yacimiento “La Virgen” nos representa un típico “Sistema epitermal de alta sulfuración”.



**Figura N° 2.1** Ubicación de los Yacimientos

### 2.3 Planta

El procesamiento metalúrgico comprende el tratamiento del mineral oxidado por el método de lixiviación en pilas y recuperación de valores lixiviados empleando la tecnología del carbón activado en columna (Proceso CIC). Para ello se utiliza operaciones y procesos complementarios como la Adsorción, Desorción con Presión, Reactivación Química y la Reactivación Térmica del carbón, la fundición, la dosificación de cianuro de sodio, y todas las actividades relacionadas al procesamiento.

Los efluentes ácidos serán neutralizados con la solución barren y los efluentes cianurados que normalmente requieren ser eliminados del sistema en temporada de lluvias, serán tratados en una planta para tal fin.

Para la recuperación del elemento valioso se tiene la secuencia de los siguientes procesos que se dan en el Área de Planta.



**Figura N° 2.2** Área de PLANTA

### 2.3.1 Carguío del Mineral al Pad de Lixiviación

El mineral RUN OF MINE a ser lixiviado es transportado desde el tajo abierto hacia las pilas de lixiviación, utilizando camiones de 90 Ton., de capacidad.

El mineral es descargado en el PAD de manera ordenada. Se inicia con la preparación de una Rampa de acceso y se apila el mineral hasta que el nivel de este respecto del inmediato inferior sea de 8 m. A cada camión de descarga de mineral se le dosifica cal viva molida con un porcentaje mayor al 80% de CaO disponible, la mezcla permite mantener al mineral un pH entre 10.5 a 11.0. El mezclado se produce en el momento en que la carga es empujada al borde de la pila mediante el uso de un cargador frontal 966 G ó similar.



**Figura N° 2.3** Dosificación de cal

El apilamiento de mineral es continuo, se preparan futuros módulos o celdas mientras que el ya listo es preparado para ser regado.

### 2.3.2 Lixiviación

El Término Lixiviación se describe como la disolución preferente de uno o más componentes de una mezcla sólida por contacto con un disolvente líquido, en nuestro caso utilizamos una solución de cianuro que tiene una concentración entre 90 a 120 ppm.

Concluido el carguío de una celda o modulo con un área aproximada entre 3,000 a 3,500 m<sup>2</sup>, se procede a efectuar la remoción con un tractor D8R o similar, posteriormente se procede a la instalación del sistema de riego, el mismo que consta de tuberías Yellomine matriz de 3", líneas tendidas de 2" con acoplamientos y aspersores Woobler N° 7, válvulas tipo bola de pvc de 2", tapones yellomine de 2" y 3", etc., instalados de manera que el riego permita cubrir toda la superficie del modulo a lixiviar.



**Figura N° 2.4** Lixiviación del mineral

La percolación de la solución a través del mineral acumulado en el PAD, lixiviará principalmente los valores de oro y plata; los complejos  $\text{Au}(\text{CN})_2$  y  $\text{Ag}(\text{CN})_2$  formados productos de la disolución son colectados por las tuberías de drenaje del Pad, en donde las soluciones con leyes mayores a  $0.35 \text{ g/m}^3$  son conducidos al **Tanque pregnant** de  $25 \text{ m}^3$  de capacidad y las soluciones menores de  $0.35 \text{ g/m}^3$  son conducidos a la **poza de solución pregnant** de  $12,000 \text{ m}^3$  de capacidad.

Para bombear solución de lixiviación (barren) a las pilas, se utilizan 02 Electrobombas sumergibles, una de 150 HP marca Flygt y la otra de 140HP marca Surumi, 02 Electrobombas horizontales de 250 HP marca Hero y 01 electrobomba horizontal marca Ernest Vogel de 400 HP de potencia. En la actualidad, el caudal de solución de lixiviación que se bombea a las pilas de lixiviación esta en un promedio de  $28,000 \text{ m}^3/\text{día}$ .

### 2.3.3 Adsorción

La solución enriquecida producto de la lixiviación en pilas, será bombeada desde la poza pregnant a los 6 circuitos de adsorción; cada circuito consta de 6 columnas, a excepción del circuito N°6 que consta de 5 columnas. La solución ingresara a las columnas que contienen carbón activado con la finalidad de que los valores de oro y plata sean retenidos. El carbón se enriquece hasta alcanzar valores entre 1.5 a 2.0 Kg., de oro/TM de carbón, el cual está en función principalmente de la ley de solución enriquecida. Este circuito de adsorción debe trabajar en condiciones óptimas.



**Figura N° 2.5** Circuito de Adsorción N°4

**Tabla N° 2.1** Dimensiones de los Circuito de Adsorción

| Medidas (DxH)<br>(m) | Circuito<br>(N°) | Columnas<br>(#) | Carbon Activado<br>(ton) | Flujo<br>(m3/h) |
|----------------------|------------------|-----------------|--------------------------|-----------------|
| 1.90 x 3             | 1                | 6               | 2                        | 140             |
| 1.90 x 3             | 2                | 6               | 2                        | 140             |
| 1.90 x 3             | 3                | 6               | 2                        | 140             |
| 1.90 x 3             | 4                | 6               | 2                        | 140             |
| 2.80 x 3.80          | 5                | 6               | 4                        | 350             |
| 1.90 x 3             | 6                | 5               | 2                        | 140             |

Las soluciones residuales o “barren” que salen de los circuitos de adsorción serán conducidas al **tanque barren**, de donde por medio de bombas y líneas de solución compuestos por tuberías de HDPE de 14” de diámetro, serán conducidas hacia la pila de lixiviación; previamente se dosifica cianuro del tanque de preparación; de esta manera se genera el circuito cerrado.

De manera eventual la solución barren podrá ser dirigida a la **Poza Barren** o la **Poza de Grandes Eventos**, de acuerdo como van las precipitaciones de la zona.

### **2.3.4 Desorción y Electrodeposición**

El carbón cargado procedente de los circuitos de adsorción con contenido de metales valiosos es trasladado al reactor de desorción por medio de mangueras provistas de conectores dixon de acople rápido o pasando primero a una tolva metálica o poza de concreto y luego por medio de un sistema de bombeo con eductor al reactor de desorción.

La desorción del carbón cargado y la electrodeposición seleccionada corresponden a 2 métodos de recuperación, las cuales se diferencian en las concentraciones de la solución strip y condiciones de operación. Los métodos de desorción son: el método Zadra Modificado con Alcohol y el método Zadra Modificado con presión.

#### **Método ZADRA Modificado con Alcohol**

Se realiza con una solución de 10 g/l de soda cáustica (NaOH al 1%) y de 1 a 2 g/L de cianuro de sodio (NaCN al 0,1 – 0,2%), pero además se agrega 20% de alcohol etílico. La solución strip es calentada a una temperatura de 75°C y trabajando a presión atmosférica (14 psi), se realiza la remoción de los metales valiosos que contiene el carbón cargado.

#### **Método ZADRA Modificado con Presión**

Se realiza con una solución que contiene 3% de soda cáustica (NaOH) y 2% cianuro de sodio (NaCN), pero en este caso la presión es de 50 psi y a una temperatura a 135°C para el calentamiento de la solución strip, para realizar la desorción del carbón cargado.



**Figura N° 2.6** Reactor de Desorción

La solución strip circula a través del reactor que contiene al carbón cargado, removiendo el oro, la plata y otros metales presentes en el carbón, enriqueciéndose de este modo la solución. Esta solución enriquecida va a las celdas electrolíticas donde se deposita el oro, la plata y los otros metales presentes en los cátodos de malla de acero inoxidable.



**Figura N° 2.7** Celdas Electrolíticas



**Figura N°2.8** Celda electrolítica ABB con 17 cátodos y 18 ánodos

La solución, luego de pasar por las **celdas electrolíticas**, retorna al tanque de preparación de reactivos (**tanque strip**), pasa por el caldero y luego por el reactor, cerrando de esta manera el circuito.

Eventualmente se realizará un cambio de solución, en tal caso, la solución gastada (saturada con elementos contaminantes) va a la poza de solución barren evitándose su descarga al medio ambiente.

Terminado el proceso, se lava el carbón con agua fresca preparándolo de esta manera para el siguiente proceso que es la reactivación química. El traslado de este carbón sigue el mismo procedimiento descrito anteriormente.

### **2.3.5 Reactivación química del carbón**

La reactivación química se realiza con el objetivo de limpiar los carbonatos adsorbidos por el carbón activado. Este proceso consiste en recircular una solución de HCl a través del carbón hasta que se estabilice en un pH igual ó menor de 2.

Después de cada proceso, la solución ácida remanente contaminada y saturada de carbonatos, se drenará hacia la **poza Barren** para ser neutralizada con la solución barren que sale del sistema de adsorción. El ácido remanente reaccionará primero con el álcali de la solución barren antes de hacerlo con el cianuro de sodio. El volumen de solución ácida es insignificante para el volumen de solución barren que se maneja.

El carbón reactivado químicamente, es lavado con agua hasta que el pH  $\geq$  a 7, luego es transportado siguiendo un procedimiento similar al descrito anteriormente, hacia la adsorción o la reactivación térmica.

Actualmente este proceso se lleva a cabo en los reactores que se realiza la desorción de los carbonos.

### **2.3.6 Reactivación térmica del carbón**

El carbón activado, aparte de adsorber los valores de oro y plata, también atrapa ciertas cantidades de materias orgánicas y carbonatos que van llenando los poros del carbón hasta saturarlos. Una de las maneras de eliminar estos contaminantes es por el proceso de reactivación química ya descrito. Sin embargo, después de dos o tres ciclos, no es suficiente para remover las materias orgánicas que se quedan en los microporos del carbón, lo que se corrige mediante reactivación térmica.

El carbón es ensacado y subido hacia la tolva de alimentación (en la parte más alta del horno) mediante un tecele eléctrico de 2 TM.

La reactivación térmica es posible mediante un horno eléctrico, en el cual a una temperatura aproximada de 700 grados centígrados se logra eliminar las materias orgánicas y los rezagos de carbonatos del carbón, tanto de su superficie como de

sus macroporos, microporos y mesoporos. El carbón reactivado térmicamente caerá en un recipiente con agua fría cuyo choque térmico destapará los poros para quedar activo y poder retornar al proceso de adsorción.



**Figura N° 2.9** Recepción del carbón reactivado

### **2.3.7 Fundición**

El concentrado catódico cosechado de las celdas electrolíticas de la planta de desorción-electrodeposición, es cargado al horno como sedimentos en forma alternada con fundentes (reactivos especiales para la fundición del oro), para fundirlo en el horno basculante a una temperatura de aproximadamente 1,200 grados centígrados por espacio de 6 horas, de donde se producirá las barras bullion. Se estima que el bullion tendrá una ley de 40 a 60 % de oro.

Las escorias que produce la fundición arrastran pequeñas cantidades de oro. Estas son trituradas por una chancadora de quijadas de 5" x 4" de laboratorio químico (Instalación 2008) para pasar luego al pad para su lixiviación.

Los gases producto de la fundición son conducidos vía una campana y un extractor hacia una torre de lavado (scrubber) donde se recuperará los polvos que han sido arrastrados juntamente con los gases durante la fundición. Pasado cuatro meses este producto se fundirá junto a una colada normal de producción para recuperar el oro y la plata. Los gases completamente fríos y limpios de sólidos van a la atmósfera libre de todo contaminante.

La ampliación en esta área implica la implementación de: una Mesa vibratoria, filtro, sistemas de extracción y lavado de gases, compresoras, chancadora de escorias, etc.

En el área de fundición existe un horno de fundición de tipo crisol basculante, con su respectivo sistema de extracción y lavado de gases a fin de evitar la contaminación ambiental.



**Figura N° 2.10** El Dore contiene aproximadamente el 95% de oro y plata



### 2.3.9 Consumo de Reactivos

Tabla N° 2.2 Consumo de Reactivos Químicos usados por PLANTA

| DESCRIPCIÓN                          | UND. | Enero   | Febrero | Marzo   | Abril   | Mayo    | Junio   | Julio   | Agosto  | Septiembre | Octubre | Noviembre | Diciembre |
|--------------------------------------|------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|------------|---------|-----------|-----------|
| OXIDO DE CALCIO (CAL VIVA) 80 - 85%  | KGS  | 475,610 | 490,000 | 356,000 | 456,325 | 512,000 | 523,000 | 548,000 | 346,130 | 351,780    | 419,000 | 347,030   | 224,060   |
| CLORURO DE SODIO                     | KGS  | 69,000  | 60,000  | 72,000  | 66,000  | 68,000  | 63,000  | 60,000  | 62,000  | 51,000     | 62,000  | 62,000    | 65,000    |
| ALCOHOL ETILICO 92 GRADOS            | LTS  | 49,000  | 64,322  | 45,600  | 72,134  | 53,200  | 21,000  | 19,200  | 13,600  | 13,200     | 27,200  | 20,000    | 29,600    |
| ALCOHOL DE 95.8% PUREZA              | LTS  | 0       | 0       | 4,000   | 666     | 0       | 8,000   | 3,200   | 2,400   | 0          | 0       | 0         | 0         |
| ACIDO CLORHIDRICO TECNICO 33 - 34%   | KGS  | 7,000   | 7,970   | 7,935   | 6,970   | 11,035  | 12,250  | 9,750   | 12,000  | 10,000     | 6,000   | 12,000    | 13,000    |
| HIDROXIDO DE SODIO (Sodas Causticas) | KGS  | 10,925  | 11,575  | 10,000  | 11,500  | 12,000  | 12,000  | 12,925  | 15,150  | 12,725     | 9,000   | 16,000    | 16,900    |
| MALLA MOSQUETERA                     | MTS  | 0       | 0       | 30      | 0       | 0       | 0       | 90      | 0       | 0          | 0       | 0         | 0         |
| LANA DE ACERO                        | KGS  | 0       | 0       | 10      | 0       | 0       | 0       | 0       | 0       | 0          | 0       | 0         | 0         |
| ANTICRUSTANTE HISA 3214              | KGS  | 1,500   | 2,000   | 2,000   | 1,500   | 2,000   | 3,500   | 3,000   | 2,000   | 2,000      | 2,000   | 1,000     | 1,000     |
| ANTICRUSTANTE HISA 3230              | KGS  | 500     | 0       | 0       | 750     | 1,500   | 0       | 0       | 1,000   | 1,000      | 0       | 1,000     | 0         |
| HIPOCLORITO DE SODIO 10%             | KGS  | 0       | 0       | 145     | 0       | 0       | 0       | 0       | 0       | 0          | 0       | 0         | 0         |
| CARBONATO DE SODIO 95 - 99%          | KGS  | 30      | 50      | 80      | 0       | 80      | 30      | 50      | 0       | 30         | 25      | 30        | 0         |
| CARBON ACTIVADO CALGON (6 x 12)      | KGS  | 0       | 0       | 0       | 0       | 10,000  | 0       | 500     | 0       | 0          | 4,000   | 0         | 4,000     |
| CRISOL DE CARBONO A-X-300            | PZA  | 2       | 1       | 1       | 2       | 2       | 2       | 0       | 1       | 1          | 0       | 1         | 0         |
| NITRATO DE SODIO                     | KGS  | 50      | 100     | 50      | 40      | 90      | 40      | 70      | 50      | 50         | 50      | 50        | 50        |

Datos correspondientes al año 2008

### 2.3.10 Balance Metalúrgico

**Tabla N° 2.3 Balance Metalúrgico General**

| AÑO      | MINA             |               |                    | PAD                     |               |             | SOLUCION PREGNANT       |               |             | PLANTA                  |               |             |
|----------|------------------|---------------|--------------------|-------------------------|---------------|-------------|-------------------------|---------------|-------------|-------------------------|---------------|-------------|
|          | Producción (TMS) |               | Leyes Au<br>gr /TM | Contenido Metálico (gr) |               | Au<br>onzas | Contenido Metálico (gr) |               | Au<br>onzas | Producto Terminado (gr) |               | Au<br>onzas |
|          | Parcial          | Acumulado     |                    | Parcial                 | Acumulado     |             | Parcial                 | Acumulado     |             | Parcial                 | Acumulado     |             |
| Año 2003 | 533,112.00       | 533,112.00    | 2.367              | 1,261,695.36            | 1,261,695.36  | 40,564.45   | 883,186.75              | 883,186.75    | 28,395.11   | 577,084.75              | 577,084.75    | 18,553.71   |
| Año 2004 | 1,414,065.65     | 1,947,177.65  | 1.842              | 2,324,814.02            | 3,586,509.38  | 74,744.51   | 1,627,369.81            | 2,510,556.57  | 52,321.15   | 1,634,309.20            | 2,211,393.95  | 52,544.26   |
| Año 2005 | 3,783,124.50     | 5,730,302.15  | 1.098              | 2,706,594.07            | 6,293,103.45  | 87,019.02   | 1,894,615.85            | 4,405,172.42  | 60,913.31   | 1,641,785.84            | 3,853,179.79  | 52,784.64   |
| Año 2006 | 6,641,292.85     | 12,371,595.00 | 0.829              | 3,958,510.54            | 10,251,613.99 | 127,269.07  | 2,770,957.38            | 7,176,129.79  | 89,088.35   | 2,199,689.49            | 6,052,869.28  | 70,721.66   |
| Año 2007 | 8,518,939.05     | 20,890,534.05 | 0.736              | 5,125,052.31            | 15,376,666.30 | 164,774.26  | 3,587,536.62            | 10,763,666.41 | 115,341.98  | 2,789,979.05            | 8,842,848.33  | 89,699.91   |
| Año 2008 | 6,266,133.41     | 27,156,667.46 | 0.716              | 4,055,871.83            | 19,432,538.13 | 130,399.31  | 2,839,110.28            | 13,602,776.69 | 91,279.52   | 2,296,414.66            | 11,139,262.99 | 73,831.45   |

Datos correspondientes al año 2008

### 2.3.11 Costos

**Tabla N° 2.4 Costos de PLANTA**

| <b>COSTO PLANTA</b> |   |           |      |
|---------------------|---|-----------|------|
| Costo Variable      | Adsorción                                 | US\$/onza | 1.42 |
|                     | Desorción y Electrodeposición             | US\$/onza | 9.31 |
|                     | Fundición                                 | US\$/onza | 0.67 |
|                     | Lixiviación en Pilas                      | US\$/onza | 33.1 |
|                     | Reactivación Química y Termica del Carbon | US\$/onza | 0.48 |
|                     | Administración Planta                     | US\$/onza | 1.89 |
| Costo fijo          | Adsorción                                 | US\$/onza | 0.09 |
|                     | Desorción y Electrodeposición             | US\$/onza | 0.13 |
|                     | Fundición                                 | US\$/onza | 0.63 |
|                     | Investigaciones Metalurgicas              | US\$/onza | 1.26 |
|                     | Lixiviación en Pilas                      | US\$/onza | 2.41 |
|                     |   |           |      |

Datos correspondientes al año 2008

El costo total de extracción de oro en la Compañía Minera es 480.53 US\$/onza

### 2.3.12 Mineral con alto contenido de cobre

De acuerdo al reporte de Leach Pad realizado diariamente se informo que en la zona de explotación del tajo Sur o Norte estaba cerca de la zona de mineral mixto, por lo que se realizo una prueba de lixiviación en columna con mineral de cada banco para apreciar el comportamiento del oro conforme aumentaba el cobre.

**Tabla N° 2.5** Parámetros de las pruebas de Lixiviación en Columna

| Dimension | Φ columna   | 8"   | pulg.     |
|-----------|-------------|------|-----------|
|           | H columna   | 2.40 | m         |
|           | W mineral   | 100  | kg.       |
|           |             | -1"  | 100%      |
| Parametro | Cianuro     | 120  | ppm       |
|           |             | 10.5 | PH        |
|           | Flujo riego | 10   | lt/hr-m2  |
|           | Cal         | 0.35 | kg/TM CaO |

**Tabla N° 2.6** Aumento del contenido de Cobre

| Año                    | SuroNorte | Ley (gr/TM) |      |        | Extracciones (%) |      |      |
|------------------------|-----------|-------------|------|--------|------------------|------|------|
|                        |           | Au          | Ag   | Cu     | Au               | Ag   | Cu   |
| 2007                   | 3578      | 1.8         | 2.2  | 351.1  | 84.8             | 46.3 | 14.5 |
|                        | 3572      | 1.1         | 1.4  | 256.0  | 78.3             | 44.9 | 3.8  |
|                        | 3566      | 0.5         | 0.7  | 66.4   | 75.8             | 19.1 | 1.3  |
| Debajo de la cota 3566 |           |             |      |        |                  |      |      |
|                        | oxidos    | 0.8         | 7.1  | 226.2  | 68.9             | 78.8 | 44.2 |
|                        | mixtos    | 0.9         | 9.6  | 1113.4 | 45.1             | 54.1 | 14.6 |
|                        | sulfuros  | 1.0         | 11.1 | 4053.3 | 20.2             | 13.4 | 16.5 |

## CAPITULO III

### EVALUACION DE LA LIXIVIACION Y ADSORCION DEL ORO

#### 3.1 Evaluación del Mineral

Para evaluar las características físicas y químicas del mineral del Tajo SuroNorte se realizo lo siguiente :

- ✓ Análisis Granulométrico
- ✓ Calculo del Oro Extraíble

#### **Observación:**

El mineral fue analizado tal y como se encuentra después de voladura, donde es extraído directamente para ser llevado al PAD de lixiviación.

#### **Muestra:**

Solo mineral mixto del tajo **SuroNorte** en explotación, en el tajo SuroSur (banco 3644) no había más mineral y en el tajo Alumbre aun faltaba acceso.

#### **Procedimiento:**

Se tomó una muestra de aprox. 10 Kg, se tamizó en un RoTap por 15 minutos y luego se procedió a pesar el mineral atrapado en las mallas, después se pulverizó a -100m el mineral de cada malla de forma individual.

Finalmente se tomaron 2 muestras de 30 gr de mineral pulverizado para el cálculo de Oro Total y Oro Soluble en el Laboratorio Químico.



**Figura N°3.1** Tajo SuroNorte



**Figura N°3.2** Lixiviación del Mineral del Tajo SuroNorte

## Resultados

Los resultados obtenidos se presentan en el siguiente cuadro

**Tabla N° 3.1** Análisis Granulométrico y Cálculo del Oro Extraíble

| N° | Au Total<br>g/TM | Au Soluble<br>g/TM | Solubilidad<br>% | Mineral<br>Kg | Malla<br># | Tamaño<br>mm | Distribución<br>% | Acumulado<br>% | % Peso        | % Au Extraíble |
|----|------------------|--------------------|------------------|---------------|------------|--------------|-------------------|----------------|---------------|----------------|
| 1  | 3.111            | 1.320              | 42.43            |               |            |              |                   |                |               |                |
| 2  | 0.783            | 0.480              | 61.30            | 0.885         | 2"         | 50.000       | 9.32              | 9.32           |               |                |
| 3  | 0.292            | 0.079              | 27.05            | 1.335         | 1 1/2"     | 37.500       | 14.06             | 23.38          | 37.76         | 16.38          |
| 4  | 0.520            | 0.400              | 76.92            | 1.365         | 1"         | 25.000       | 14.38             | 37.76          |               |                |
| 5  | 0.535            | 0.280              | 52.34            | 0.745         | 3/4"       | 19.000       | 7.85              | 45.60          |               |                |
| 6  | 0.875            | 0.340              | 38.86            | 0.975         | 1/2"       | 12.500       | 10.27             | 55.87          |               |                |
| 7  | 0.681            | 0.260              | 38.18            | 0.505         | 3/8"       | 9.500        | 5.32              | 61.19          | 44.02         | 32.91          |
| 8  | 1.995            | 0.699              | 35.04            | 1.070         | 4          | 4.750        | 11.27             | 72.46          |               |                |
| 9  | 2.188            | 0.840              | 38.39            | 0.885         | 10         | 2.000        | 9.32              | 81.78          |               |                |
| 10 | 3.403            | 1.380              | 40.55            | 0.465         | 20         | 0.850        | 4.90              | 86.68          |               |                |
| 11 | 4.861            | 1.600              | 32.92            | 0.145         | 30         | 0.600        | 1.53              | 88.20          |               |                |
| 12 | 5.591            | 1.820              | 32.55            | 0.155         | 40         | 0.425        | 1.63              | 89.84          |               |                |
| 13 | 5.104            | 1.420              | 27.82            | 0.535         | 100        | 0.150        | 5.63              | 95.47          | 18.22         | 50.71          |
| 14 | 13.220           | 2.940              | 22.24            | 0.240         | 200        | 0.075        | 2.53              | 98.00          |               |                |
| 15 | 21.422           | 3.740              | 17.46            | 0.190         | -200       |              | 2.00              | 100.00         |               |                |
|    |                  |                    |                  | <b>9.495</b>  |            |              | <b>100.000</b>    |                | <b>100.00</b> |                |

**Observaciones**

- El mineral fino -10m ,corresponde al 18.22% en peso y contiene el 50.71% del oro extraíble
- El mineral grueso + 1 pulg., corresponde al 44.02% en peso y contiene el 16.38 % del oro extraíble.
- El oro aumenta a medida que el tamaño de partícula disminuye llegando a tener una ley superior a los 3 gr/TM.

### 3.2 Evaluación de Reactivos

#### 3.2.1 Cianuro de Sodio

Para evaluar las características del cianuro de sodio se calculó lo siguiente:

- ✓ Pureza del cianuro
- ✓ Resistencia a la degradación en el medio ambiente.

En todas las pruebas los ensayos se realizaron por duplicado.

#### Muestra:

Cianuro “Taekwang Industrial Co” de procedencia Coreana y “DuPont” de procedencia Norteamericana.

#### Procedimiento:

Se preparo 1 lt. de solución lix. de 500 ppm cianuro

Para medir la pureza del cianuro se tomó 10 ml de solución lix y se titulo con nitrato de plata. Para medir la degradación del cianuro se midió la concentración de cianuro y el pH cada 1 hora en un intervalo de 4 horas.

$\text{NaCN (concentración)} = \text{AgNO}_3 \text{ (ml)} / \text{Muestra (cm}^3\text{)}$

#### Resultados

Los resultados obtenidos se presentan en los siguientes cuadros.

**Tabla N° 3.2** Calculo de la Pureza del Cianuro

| Muestra                | NaCN (ppm) | AgNO <sub>3</sub> (ml) | Pureza (%) |
|------------------------|------------|------------------------|------------|
| Taekwang Industrial Co | 500        | 10                     | 98         |
| DuPont                 | 500        | 10                     | 98         |

**Tabla N° 3.3** Calculo de la Degradación del Cianuro

| Muestra                | 8:00 a.m  |       | 9:00 a.m  |       | 10:00 a.m |       | 11:00 a.m |       |
|------------------------|-----------|-------|-----------|-------|-----------|-------|-----------|-------|
|                        | NaCN(ppm) | PH    | NaCN(ppm) | PH    | NaCN(ppm) | PH    | NaCN(ppm) | PH    |
| Taekwang Industrial Co | 500       | 10.78 | 500       | 10.73 | 490       | 10.73 | 480       | 10.74 |
| DuPont                 | 500       | 10.81 | 500       | 10.77 | 500       | 10.77 | 500       | 10.79 |

**Observaciones**

- El cianuro “DuPont” tiene una pureza de 98% similar a la del cianuro “Taekwang Industrial Co”, pero su degradación al medio ambiente es menor.
- De acuerdo a la evaluación actual y basada en evaluaciones anteriores se tiene la siguiente preferencia:

**Dupont** > Taekwang Industrial Co > Australian Gold Reagen

**3.2.2 Cal**

Para evaluar las características físicas y químicas de la Cal se realizo lo siguiente :

- ✓ Análisis granulométrico.
- ✓ Consumo de cal para el álcali protector.
- ✓ Cal útil.

**Muestra:**

Cal de Cía. Nueva Esperanza, San José y Molical.

**Procedimiento:****Para el análisis granulométrico.**

- Se peso muestras de 100 gr. de cal aproximadamente.
- Se pasó por mallas N° 40,100 y 200.
- Se hizo uso del equipo "Ro Tap" por espacio de 5 minutos.
- Se procedió a pesar los retenidos y el pasante.

**Para el consumo de cal en el álcali protector.**

- Se peso una muestra de 1 Kg. de mineral malla -100M por duplicado.
- Se puso en agitación en 1 litro de agua por espacio de 24 horas, para la determinación del pH natural.
- Se procedió a agregar la cal a analizar en cantidades de 0.05 gr hasta llegar a un pH de 10.5 aprox. La medida de pH se realiza 15 minutos después de agregada la cal.
- Se calculo el consumo de cal en Kg/TM para el álcali protector, graficar.

**Para el análisis de cal útil y total.**

- Se preparo muestras de cada una de las calidades para análisis de cal útil en el Laboratorio Químico

## Resultados.

Los resultados obtenidos se presentan en los siguientes cuadros y grafica.

**Tabla N° 3.4** Análisis Granulométrico de la Cal

| <b>Nueva Esperanza</b> |           |                        |              |              |
|------------------------|-----------|------------------------|--------------|--------------|
| Malla                  | Peso (gr) | % Distribucion en Peso |              |              |
|                        |           | Parcial                | Acumulado(-) | Acumulado(+) |
| 40                     | 36.49     | 36.48                  | 36.48        | 63.52        |
| 100                    | 20.62     | 20.61                  | 57.09        | 42.91        |
| 200                    | 34.26     | 34.25                  | 91.33        | 8.67         |
| -200                   | 8.67      | 8.67                   | 100.00       | 0.00         |

100

| <b>San Jose</b> |           |                        |              |              |
|-----------------|-----------|------------------------|--------------|--------------|
| Malla           | Peso (gr) | % Distribucion en Peso |              |              |
|                 |           | Parcial                | Acumulado(-) | Acumulado(+) |
| 40              | 54.80     | 54.77                  | 54.77        | 45.23        |
| 100             | 16.90     | 16.89                  | 71.67        | 28.33        |
| 200             | 23.00     | 22.99                  | 94.66        | 5.34         |
| -200            | 5.35      | 5.35                   | 100.00       | 0.00         |

100

| <b>Molical</b> |           |                        |              |              |
|----------------|-----------|------------------------|--------------|--------------|
| Malla          | Peso (gr) | % Distribucion en Peso |              |              |
|                |           | Parcial                | Acumulado(-) | Acumulado(+) |
| 40             | 49.41     | 49.39                  | 49.39        | 50.61        |
| 100            | 17.18     | 17.17                  | 66.56        | 33.44        |
| 200            | 26.66     | 26.65                  | 93.21        | 6.79         |
| -200           | 6.79      | 6.79                   | 100.00       | 0.00         |

100

Con respecto al contenido de finos al 100% -100m, la cal de la Cía. Nueva

Esperanza tiene el 42.91%, la cal de Cía. San José tiene 28.33% y la cal de Molical

tiene 33.44%.

Tabla N° 3.5 Álcali Protector

| Nueva Esperanza |                |       | San Jose |                |       | Molical  |                |       |
|-----------------|----------------|-------|----------|----------------|-------|----------|----------------|-------|
| CaO (gr)        | CaO Acum. (gr) | pH    | CaO (gr) | CaO Acum. (gr) | pH    | CaO (gr) | CaO Acum. (gr) | pH    |
| 0.000           | 0.000          | 5.35  | 0.000    | 0.000          | 5.53  | 0.000    | 0.000          | 5.90  |
| 0.056           | 0.056          | 6.05  | 0.054    | 0.054          | 5.97  | 0.055    | 0.055          | 5.97  |
| 0.052           | 0.107          | 6.45  | 0.053    | 0.107          | 6.41  | 0.054    | 0.109          | 6.56  |
| 0.059           | 0.167          | 7.20  | 0.058    | 0.164          | 7.04  | 0.057    | 0.165          | 7.13  |
| 0.064           | 0.230          | 7.76  | 0.063    | 0.228          | 7.78  | 0.061    | 0.226          | 7.66  |
| 0.081           | 0.311          | 8.22  | 0.087    | 0.315          | 8.26  | 0.083    | 0.310          | 8.25  |
| 0.128           | 0.439          | 8.84  | 0.125    | 0.440          | 8.85  | 0.125    | 0.435          | 8.86  |
| 0.138           | 0.577          | 9.39  | 0.138    | 0.578          | 9.35  | 0.117    | 0.552          | 9.39  |
| 0.302           | 0.878          | 9.97  | 0.304    | 0.882          | 10.18 | 0.310    | 0.862          | 10.06 |
| 0.050           | 0.929          | 10.08 | 0.050    | 0.932          | 10.28 | 0.050    | 0.912          | 10.21 |
| 0.050           | 0.979          | 10.30 | 0.050    | 0.982          | 10.50 | 0.051    | 0.962          | 10.37 |
| 0.050           | 1.029          | 10.66 | 0.005    | 0.987          | 10.63 | 0.051    | 1.013          | 10.63 |

El ratio de consumo de cal para el álcali protector fue de 1.029 Kg/TM para la cal de Cía. Nueva Esperanza, 0.987 Kg/TM para Cía. San José y 1.013 Kg/TM para San José.

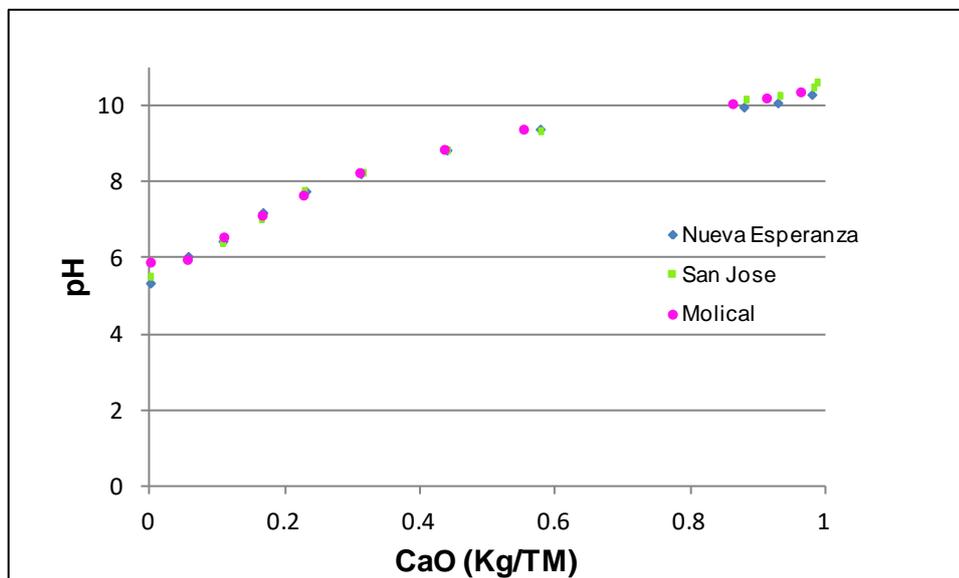


Figura N° 3.3 Ratio de CaO vs pH

**Tabla N° 3.6** Cálculo de la Cal Útil

| Cal        | Nueva Esperanza | San Jose | Molical |
|------------|-----------------|----------|---------|
| % CaO Util | 78.55           | 79.84    | 79.09   |

**Observaciones**

- Se concluye que el menor consumo de CaO en Kg. /TM lo tiene la cal de San José, a pesar de poseer menor cantidad de finos en malla -100M.
- El porcentaje de cal útil es mayor también para la cal de Cía. San José.
- Las variaciones en consumo entre las diferentes calidades no son alejadas.
- De acuerdo a la evaluación actual y basada en evaluaciones anteriores se tiene la siguiente preferencia:

**San José > Molical > Nueva Esperanza**

**3.2.3 Carbón Activado**

Para evaluar las características físicas y químicas del carbón activado se realizó lo siguiente:

- ✓ Resistencia a la atricción
- ✓ Velocidad de adsorción.

En todas las pruebas los ensayos se realizaron por duplicado.

**Muestra:**

Carbón Activado CALGON GRC 20 (Chem Supply S.A.) actualmente utilizado en Planta ADR y CARBÓN PAU I y PAU II (Mercantil S.A.)

**Procedimiento :****Para la prueba de resistencia a la atricción**

- Se lavo el carbón pasándolo por malla N° 10 y se lleva a estufa hasta sequedad.
- Se peso 100 gr. de cada muestra, por duplicado.
- Se agregó a al carbón en 1 litro de agua desionizada y se pone en agitación por 24 horas.
- Se pasó en húmedo por las mallas N° 10 y N° 20 y se analizo el contenido de finos generados.

**Para la prueba de velocidad de adsorción**

- Se sacó una muestra de cada uno de los carbones a diferentes condiciones.
- Se pesó por malla N° 20 lavándolo con agua desionizada y llevando a estufa hasta sequedad, esto con la finalidad de retirar los finos adheridos.
- Se pesó 5 gramos de cada uno de las muestras de carbón.
- Las evaluaciones se realizaron por duplicado evaluando carbón de cada una de las calidades.
- Para la adsorción se utilizó 1 lt de solución pregnant, sacando alícuotas de 5 ml cada 15, 30, 45, 60, 90 minutos.
- Se envió muestras de solución a analizar por oro, plata y cobre.

## Resultados

Los resultados obtenidos se presentan a continuación:

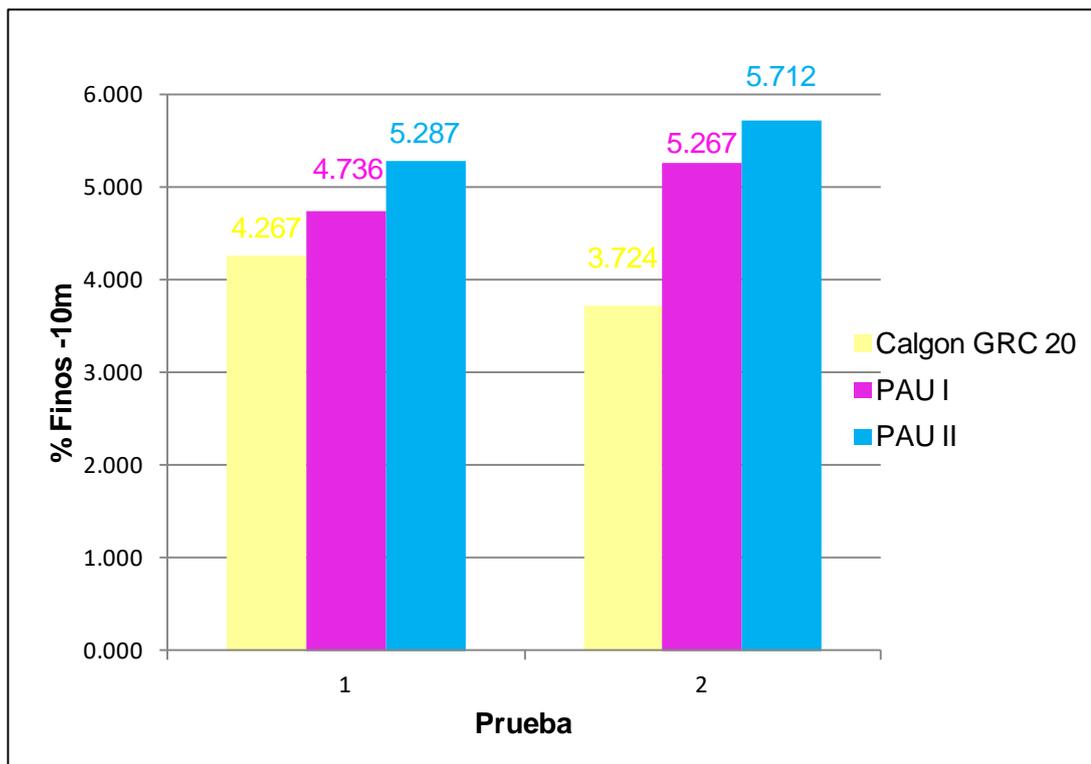
**Tabla N° 3.7** Pruebas de Resistencia a la Atricción

| Carbon Calgon GRC 20 |                        |                          |                          |                          |                       |                          |                  |
|----------------------|------------------------|--------------------------|--------------------------|--------------------------|-----------------------|--------------------------|------------------|
| Prueba               | Peso neto muestra (gr) | Peso neto malla +10 (gr) | Peso neto malla +20 (gr) | Peso neto malla -20 (gr) | %Finos malla +10 (gr) | %Finos malla -10 20 (gr) | %Finos malla -20 |
| 1                    | 95.574                 | 91.496                   | 2.789                    | 1.289                    | 95.733                | 2.918                    | 1.349            |
| 2                    | 96.238                 | 92.654                   | 2.335                    | 1.249                    | 96.276                | 2.426                    | 1.298            |
| Promedio             |                        |                          |                          |                          | 96.005                | <b>2.672</b>             | <b>1.323</b>     |
|                      |                        |                          |                          |                          |                       | 100% -10M                | 3.995            |

| Carbon Pacco PAU I |                        |                          |                          |                          |                       |                          |                  |
|--------------------|------------------------|--------------------------|--------------------------|--------------------------|-----------------------|--------------------------|------------------|
| Prueba             | Peso neto muestra (gr) | Peso neto malla +10 (gr) | Peso neto malla +20 (gr) | Peso neto malla -20 (gr) | %Finos malla +10 (gr) | %Finos malla -10 20 (gr) | %Finos malla -20 |
| 1                  | 94.134                 | 89.676                   | 3.47                     | 0.988                    | 95.264                | 3.686                    | 1.050            |
| 2                  | 92.413                 | 87.546                   | 3.92                     | 0.947                    | 94.733                | 4.242                    | 1.025            |
| Promedio           |                        |                          |                          |                          | 94.999                | <b>3.964</b>             | <b>1.037</b>     |
|                    |                        |                          |                          |                          |                       | 100% -10M                | 5.001            |

| Carbon Pacco PAU II |                        |                          |                          |                          |                       |                          |                  |
|---------------------|------------------------|--------------------------|--------------------------|--------------------------|-----------------------|--------------------------|------------------|
| Prueba              | Peso neto muestra (gr) | Peso neto malla +10 (gr) | Peso neto malla +20 (gr) | Peso neto malla -20 (gr) | %Finos malla +10 (gr) | %Finos malla -10 20 (gr) | %Finos malla -20 |
| 1                   | 98.181                 | 92.99                    | 4.403                    | 0.788                    | 94.713                | 4.485                    | 0.803            |
| 2                   | 98.301                 | 92.686                   | 4.742                    | 0.873                    | 94.288                | 4.824                    | 0.888            |
| Promedio            |                        |                          |                          |                          | 94.500                | <b>4.654</b>             | <b>0.845</b>     |
|                     |                        |                          |                          |                          |                       | 100% -10M                | 5.500            |

El contenido de finos formados al 100% -10m fue 3.995% para el carbón Calgon GRC 20 , 5.001% para el carbón PAU I y 5.500% para el carbón PAU II.



**Figura N°3.4** % Finos -10m vs Resistencia a la Atrición de los diferentes carbones

El menor contenido de finos formados por atrición corresponde al carbón Calgon GRC 20 en un 1.006% con respecto al carbón PAU I, y 1.505% con respecto al carbón PAU II.

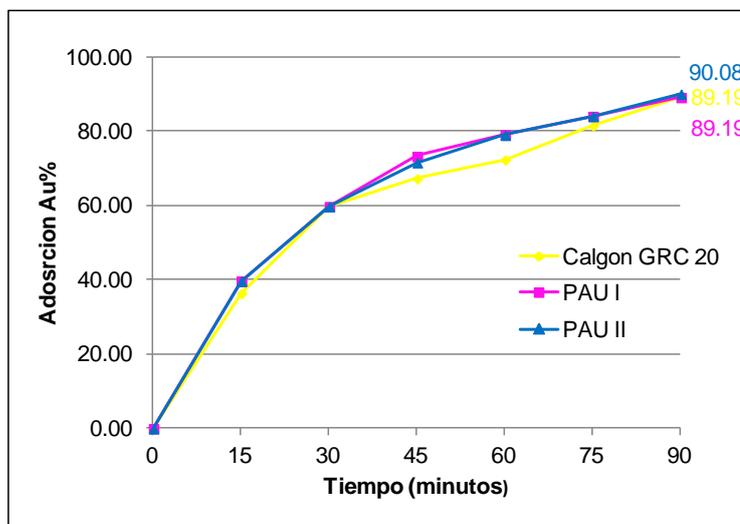
**Tabla N° 3.8 Pruebas de la Velocidad de Adsorción**

| %Adsorción de Oro |                      |          |          |                    |          |          |                     |          |          |
|-------------------|----------------------|----------|----------|--------------------|----------|----------|---------------------|----------|----------|
| Tiempo (minutos)  | Carbon Calgon GRC 20 |          |          | Carbon Pacco PAU I |          |          | Carbon Pacco PAU II |          |          |
|                   | Prueba 1             | Prueba 2 | Promedio | Prueba 1           | Prueba 2 | Promedio | Prueba 1            | Prueba 2 | Promedio |
| 0                 | 0                    | 0        | 0.00     | 0                  | 0        | 0.00     | 0                   | 0        | 0        |
| 15                | 36.39                | 36.39    | 36.39    | 39.69              | 39.69    | 39.69    | 39.69               | 39.69    | 39.69    |
| 30                | 59.80                | 59.80    | 59.80    | 59.80              | 59.80    | 59.80    | 59.80               | 59.80    | 59.80    |
| 45                | 66.41                | 68.19    | 67.30    | 76.59              | 69.97    | 73.28    | 69.97               | 73.28    | 71.63    |
| 60                | 73.28                | 71.50    | 72.39    | 81.68              | 76.59    | 79.14    | 79.90               | 78.12    | 79.01    |
| 75                | 79.90                | 83.21    | 81.56    | 84.99              | 83.21    | 84.10    | 86.51               | 81.68    | 84.10    |
| 90                | 88.30                | 90.08    | 89.19    | 88.30              | 90.08    | 89.19    | 90.08               | 90.08    | 90.08    |

| %Adsorción de Plata |                      |          |          |                    |          |          |                     |          |          |
|---------------------|----------------------|----------|----------|--------------------|----------|----------|---------------------|----------|----------|
| Tiempo (minutos)    | Carbon Calgon GRC 20 |          |          | Carbon Pacco PAU I |          |          | Carbon Pacco PAU II |          |          |
|                     | Prueba 1             | Prueba 2 | Promedio | Prueba 1           | Prueba 2 | Promedio | Prueba 1            | Prueba 2 | Promedio |
| 0                   | 0                    | 0        | 0.00     | 0                  | 0        | 0.00     | 0                   | 0        | 0        |
| 15                  | 38.34                | 40.58    | 39.46    | 38.34              | 41.93    | 40.14    | 42.60               | 45.52    | 44.06    |
| 30                  | 56.95                | 60.99    | 58.97    | 58.97              | 58.97    | 58.97    | 71.30               | 67.26    | 69.28    |
| 45                  | 78.48                | 73.32    | 75.90    | 71.30              | 69.28    | 70.29    | 79.37               | 77.35    | 78.36    |
| 60                  | 83.63                | 77.35    | 80.49    | 85.65              | 79.37    | 82.51    | 83.63               | 85.65    | 84.64    |
| 75                  | 85.65                | 85.65    | 85.65    | 87.67              | 84.53    | 86.10    | 87.67               | 89.69    | 88.68    |
| 90                  | 90.81                | 92.83    | 91.82    | 92.83              | 93.95    | 93.39    | 93.95               | 95.96    | 94.96    |

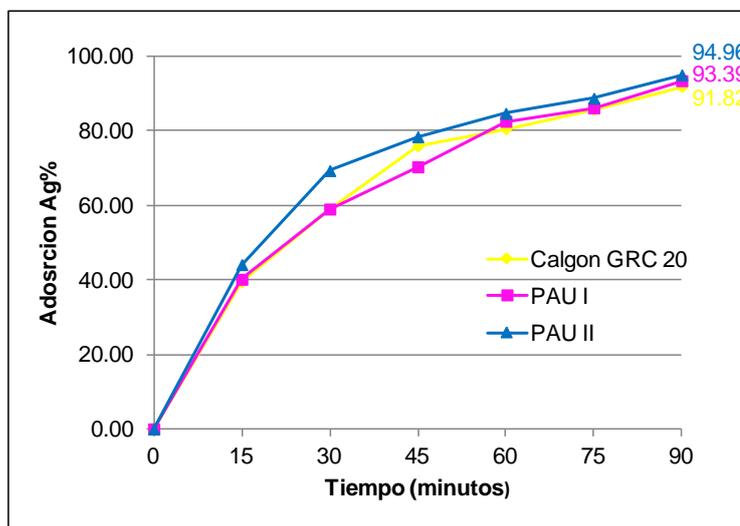
| %Adsorción de Cobre |                      |          |          |                    |          |          |                     |          |          |
|---------------------|----------------------|----------|----------|--------------------|----------|----------|---------------------|----------|----------|
| Tiempo (minutos)    | Carbon Calgon GRC 20 |          |          | Carbon Pacco PAU I |          |          | Carbon Pacco PAU II |          |          |
|                     | Prueba 1             | Prueba 2 | Promedio | Prueba 1           | Prueba 2 | Promedio | Prueba 1            | Prueba 2 | Promedio |
| 0                   | 0                    | 0        | 0.00     | 0                  | 0        | 0.00     | 0                   | 0        | 0        |
| 15                  | 3.07                 | 4.34     | 3.71     | 7.75               | 7.17     | 7.46     | 8.17                | 8.02     | 8.10     |
| 30                  | 4.77                 | 9.02     | 6.90     | 12.70              | 13.28    | 12.99    | 14.98               | 14.82    | 14.90    |
| 45                  | 8.53                 | 12.56    | 10.55    | 17.80              | 17.24    | 17.52    | 20.49               | 20.49    | 20.49    |
| 60                  | 14.40                | 15.11    | 14.76    | 22.06              | 21.70    | 21.88    | 24.90               | 25.46    | 25.18    |
| 75                  | 17.38                | 17.08    | 17.23    | 24.32              | 24.90    | 24.61    | 30.27               | 28.86    | 29.57    |
| 90                  | 20.06                | 19.64    | 19.85    | 28.28              | 27.43    | 27.86    | 31.97               | 33.39    | 32.68    |

A los 90 minutos la adsorción del oro fue del **89.19%** con el carbón Calgon GRC 20, lo mismo alcanzado por el carbón PAU I y ligeramente mayor el PAU II con 90.08%.



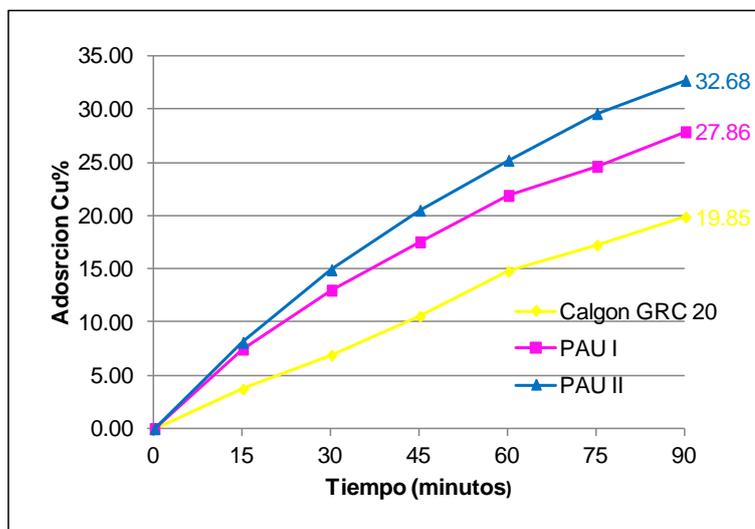
**Figura N°3.5** Velocidad de adsorción del Oro

La cinética de adsorción del oro con el carbón Calgon GRC 20 es similar que con el carbón PAU I.



**Figura N°3.6** Velocidad de adsorción de la Plata

La cinética de adsorción de la plata con el carbón PAU II es ligeramente mayor que el PAU I.



**Figura N° 3.7** Velocidad de adsorción del Cobre

Es resaltante la diferencia entre la cinética de adsorción del cobre con el carbón Calgon GRC 20 con respecto al carbón de PAU I y PAU II.

### Observaciones

- Se observa que el carbón Calgon GRC 20 tiene una adsorción de oro de **89.19%** similar al carbón PAU I y una mayor resistencia a la atrición que los carbones PAU I y PAU II.
- Siendo lo mas resaltante del carbón Calgón GRC 20 su menor cinética de adsorción y capacidad de carga del cobre de solo 19.85%.
- De acuerdo a la evaluación actual se tiene la siguiente preferencia :  
**Calgon GRC 20 > PAU I > PAU II**

### 3.3 Evaluación de la Regeneración del Carbón

#### 3.3.1 Regeneración Química

Para evaluar los parámetros de operación de la reactivación química se realizó lo siguiente:

- ✓ Cálculo del %HCl óptimo,
- ✓ El tiempo óptimo en que debe actuar el ácido clorhídrico.

#### Muestra:

Se realizó la evaluación de la reactivación química con el carbón Calgon GRC 20

#### Datos del reactivo:

El ácido clorhídrico que se utilizó para esta prueba tiene una pureza del 33% v/v. y se diluyó con agua, obteniendo las siguientes concentraciones.

**Tabla N° 3.9** Concentración de HCl utilizado en las pruebas

| HCl al 33%<br>(ml) | H <sub>2</sub> O<br>(ml) | HCl<br>(%) |
|--------------------|--------------------------|------------|
| 3                  | 97                       | 0.99       |
| 4                  | 96                       | 1.32       |
| 5                  | 95                       | 1.65       |
| 6                  | 94                       | 1.98       |
| 8                  | 92                       | 2.64       |
| 12                 | 88                       | 3.96       |

## Procedimiento

La **primera etapa** consiste en reactivar el carbón usado con diferentes concentraciones de HCl de 0.99, 1.32, 1.65, 1.98, 2.64, 3.96 % de solución durante un tiempo de acción de 2 horas simulando el proceso industrial.

Para calcular la eficiencia de adsorción se tomo 1 lt de soluciones pregnant con 5 gr. de carbón regenerado.

La **segunda etapa** consiste en reactivar el carbón usando la concentración óptima de HCl pero variando el tiempo de reactivación 15, 30, 60, 120, 180 minutos de esta manera se obtendrá el tiempo óptimo en que actúa el HCl.

Para calcular la eficiencia de adsorción se tomo 1 lt de soluciones pregnant con 5 gr. de carbón regenerado a diferentes tiempos.

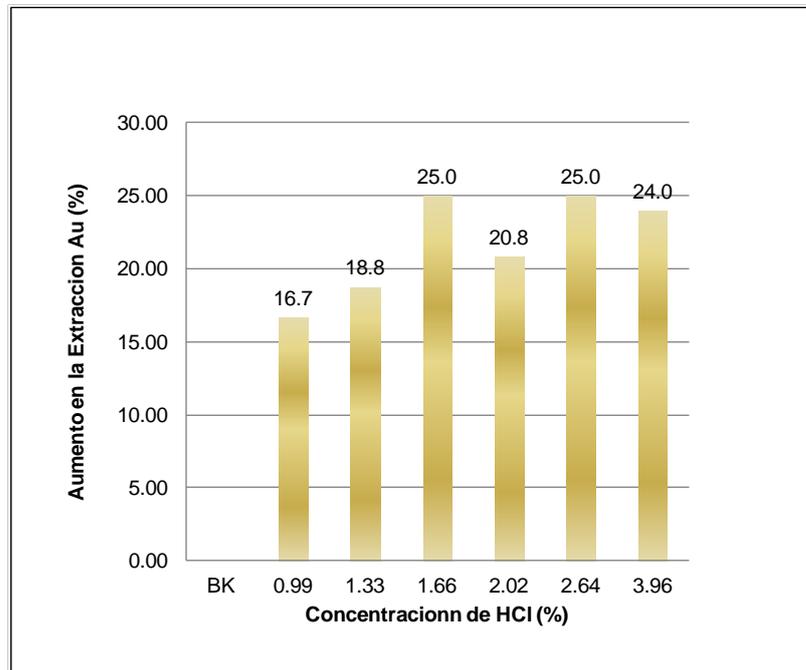
## Resultados

Los resultados obtenidos se presentan en los siguientes cuadros y graficas.

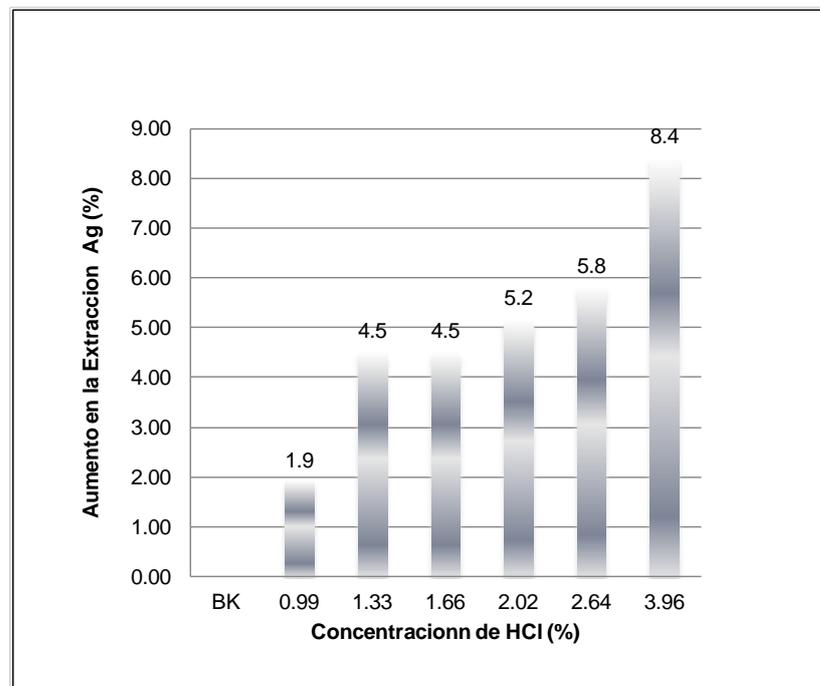
**Tabla N°3.9** Cálculo del %HCl Optimo

| Tiempo (h) | HCl (%) | Queda en Solucion |             |              | Aumento en la Extraccion |        |        |
|------------|---------|-------------------|-------------|--------------|--------------------------|--------|--------|
|            |         | Au ppm            | Ag ppm      | Cu ppm       | Au (%)                   | Ag (%) | Cu (%) |
| 2          | P-1     | 0.408             | 1.55        | 0.797        |                          |        |        |
| 2          | BK      | <b>0.288</b>      | <b>1.54</b> | <b>0.674</b> |                          |        |        |
| 2          | 0.99    | 0.240             | 1.51        | 0.623        | 16.7                     | 1.9    | 7.6    |
| 2          | 1.33    | 0.234             | 1.47        | 0.627        | 18.8                     | 4.5    | 7.0    |
| 2          | 1.66    | 0.216             | 1.47        | 0.616        | 25.0                     | 4.5    | 8.6    |
| 2          | 2.02    | 0.228             | 1.46        | 0.612        | 20.8                     | 5.2    | 9.2    |
| 2          | 2.64    | 0.216             | 1.45        | 0.614        | 25.0                     | 5.8    | 8.9    |
| 2          | 3.96    | 0.219             | 1.41        | 0.616        | 24.0                     | 8.4    | 8.6    |

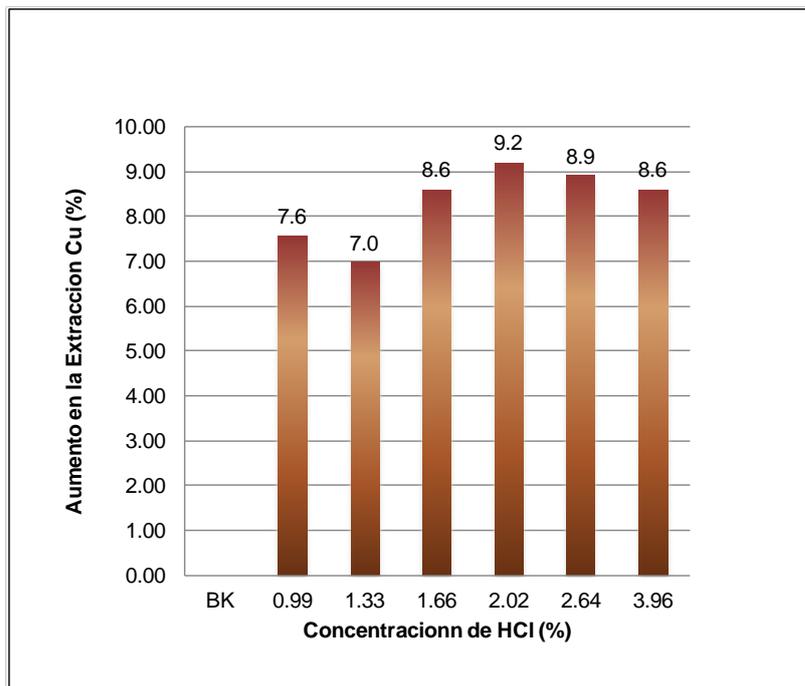
La mejor eficiencia de la reactivación química se obtiene al 1.66% de solución de HCl.



**Figura N° 3.8** Concentración de HCl vs Aumento Extracción de Oro



**Figura N° 3.9** Concentración de HCl vs Aumento Extracción de Plata

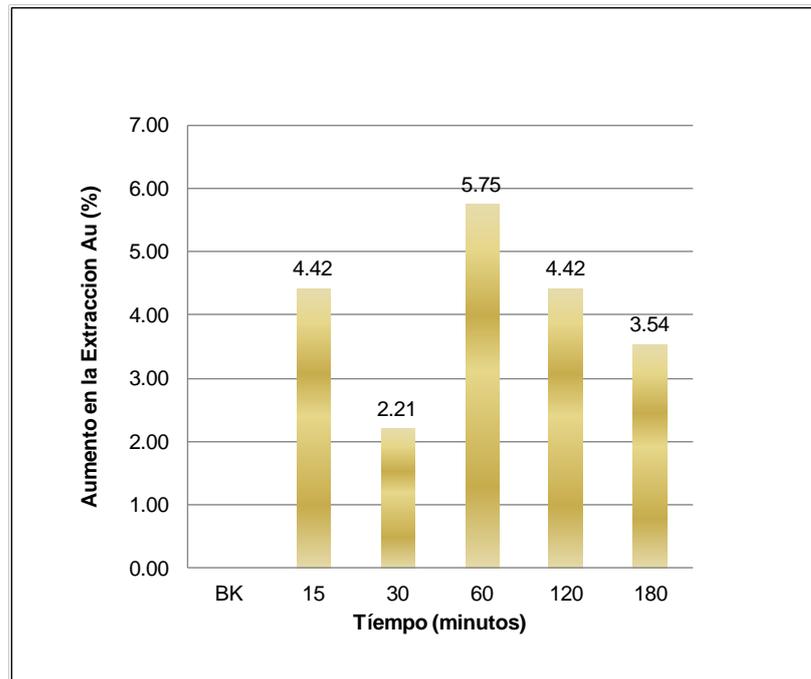


**Figura N° 3.10** Concentración de HCl vs Aumento Extracción de Cobre

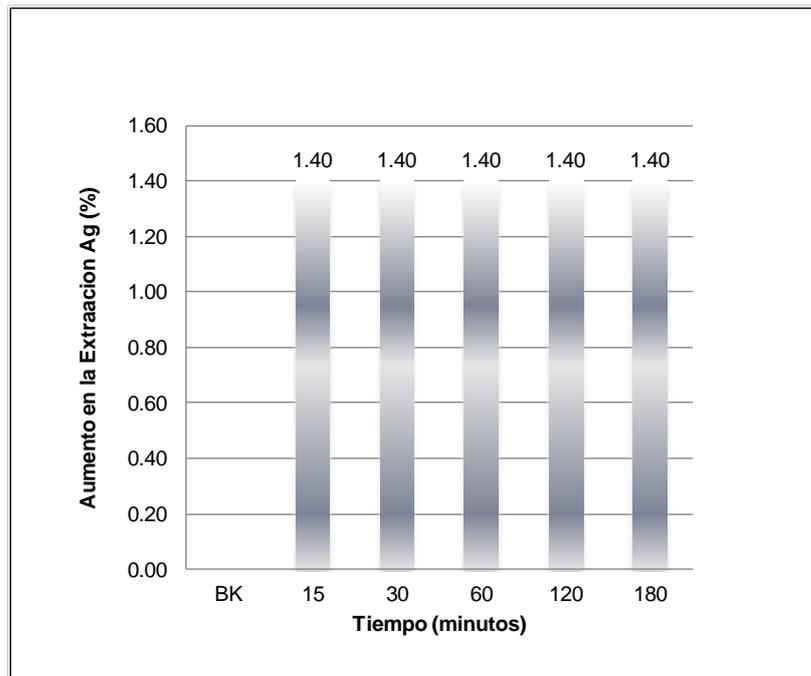
**Tabla N° 3.10** Calculo del Tiempo Optimo

| Conc. HCl (%) | Tiempo (minutos) | Queda en Solucion |               |              | Aumento en la Extraccion |             |             |
|---------------|------------------|-------------------|---------------|--------------|--------------------------|-------------|-------------|
|               |                  | Au ppm            | Ag ppm        | Cu ppm       | Au (%)                   | Ag (%)      | Cu (%)      |
| 1.66          | P-1              | 0.35              | 0.3085        | 2.565        |                          |             |             |
| 1.66          | BK               | <b>0.226</b>      | <b>0.3064</b> | <b>2.507</b> |                          |             |             |
| 1.66          | 15               | 0.216             | 0.3021        | 2.435        | 4.42                     | 1.40        | 2.87        |
| 1.66          | 30               | 0.221             | 0.3021        | 2.442        | 2.21                     | 1.40        | 2.59        |
| 1.66          | <b>60</b>        | <b>0.213</b>      | <b>0.3021</b> | <b>2.413</b> | <b>5.75</b>              | <b>1.40</b> | <b>3.75</b> |
| 1.66          | 120              | 0.216             | 0.3021        | 2.399        | 4.42                     | 1.40        | 4.31        |
| 1.66          | 180              | 0.218             | 0.3021        | 2.337        | 3.54                     | 1.40        | 6.78        |

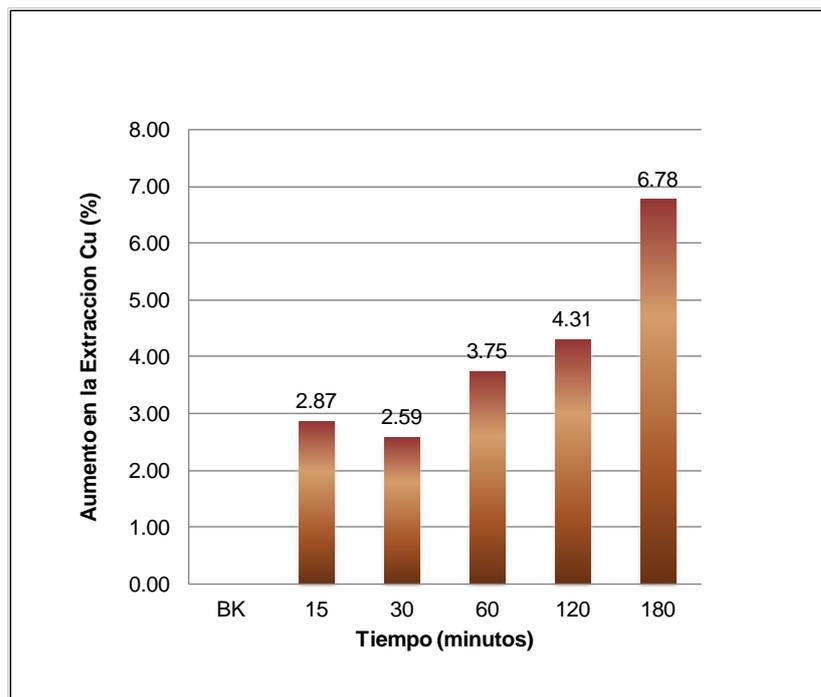
La mejor eficiencia en la reactivación química con HCl al 1.66% se obtiene a los 60 minutos de reactivación



**Figura N° 3.11** Tiempo vs Aumento Extracción de Oro



**Figura N° 3.12** Tiempo vs Aumento Extracción de Plata



**Figura N° 3.13** Tiempo vs Aumento Extracción de Cobre

### Observaciones

- De las pruebas se obtuvo una mejor reactivación química del carbón mejorando la adsorción de oro en **25%**, con la adición de solución de HCl al 1.66% y una mejora más en la adsorción del oro en **5.75%**, con un tiempo de reactivación de 60 minutos.
- A nivel industrial en la reactivación química se utilizará solución de HCl al 2% para una mayor seguridad de la disolución de carbonatos.

### 3.3.2 Regeneración Térmica

Para evaluar los parámetros de operación de la reactivación térmica se realizó lo siguiente:

- ✓ Optimización de los parámetros de operación en el horno de 42 Kg/h para luego,
- ✓ Evaluación metalúrgica de los carbones regenerados en el horno de 125 Kg/h.

#### **Muestra:**

Se realizó la evaluación de la reactivación térmica con carbón Calgon GRC 20

#### **Datos iniciales:**

Se tomó el tiempo de residencia del carbón, tiempo que transcurre para pasar desde el sensor de máximo nivel hasta la salida del vibrador de descarga, el tiempo medido con los parámetros actuales de 104 A, 180 V (HRT MINTEK) fue de 2h 56 min.

#### **Principio de funcionamiento del Horno de Regeneración del Carbón:**

La temperatura necesaria para la regeneración se genera en el carbón, por medio de una descarga de corriente eléctrica que pasa a través del lecho de carbón.

La temperatura óptima se mantiene por regulación de la temperatura de la propia cama.

Dado que la resistencia eléctrica del carbón tiene una relación inversa con la temperatura, la corriente a través del horno puede ser utilizado como un indicador de la temperatura.

**Procedimiento:**

Se trabajó con el horno de 42 Kg/h con el fin de optimizar su parámetro de operación y con el horno de 125 Kg/h se trabajó con los parámetros ya optimizados.

Para el horno de 42 Kg/h se evaluó los carbones a la salida de este luego de 1h 50 min a 44 A, 45 A, 46 A, 47 A y 48 A, y con el horno de 125 Kg/h se evaluó el carbón al ingreso, carbón reactivado químicamente en laboratorio y el carbón después de ser reactivado térmicamente a la salida después de 2h 56 min., así como el análisis de carbonatos al ingreso del horno y después de reactivar químicamente.

## Resultados

Los resultados obtenidos se presentan en el siguiente cuadro

**Tabla N° 3.11** Evaluación Metalúrgica

| Tipo de Carbon       | Horno de 42 Kg    |                   |                           |                   |                           |                   |
|----------------------|-------------------|-------------------|---------------------------|-------------------|---------------------------|-------------------|
|                      | Datos iniciales   |                   |                           | Prueba 1          |                           | Prueba 2          |
|                      | Extraccion Au (%) | Extraccion Au (%) | CaCO <sub>3</sub> (Kg/TM) | Extraccion Au (%) | CaCO <sub>3</sub> (Kg/TM) | Extraccion Au (%) |
| Carbon Virgen        | 94.63             | 94.47             |                           | 96.44             |                           | 95.65             |
| Entrada a Horno      | 44.18             |                   |                           | 61.94             |                           | 40.22             |
| Reactivacion Quimica | 80.51             |                   |                           |                   |                           |                   |
| Salida a 44A-234V    |                   |                   |                           | 85.16             |                           |                   |
| Salida a 45A-234V    |                   |                   |                           | 90.32             |                           |                   |
| Salida a 46A-234V    | 70.63             | 63.22             |                           | 91.19             |                           | 77.9              |
| Salida a 47A-234V    |                   |                   |                           |                   |                           | 60.14             |
| Salida a 48A-234V    |                   |                   |                           |                   |                           | 45.29             |

**Tabla N° 3.12** Evaluación Metalúrgica

| Tipo de Carbon                    | Horno de 125 Kg   |                           |                   |                           |                   |                           |                   |                           |                   |                           |                          |                           |
|-----------------------------------|-------------------|---------------------------|-------------------|---------------------------|-------------------|---------------------------|-------------------|---------------------------|-------------------|---------------------------|--------------------------|---------------------------|
|                                   | Prueba 1          |                           | Prueba 2          |                           | Prueba 3          |                           | Prueba 4          |                           | Prueba 5          |                           | Promedio de Extracciones |                           |
|                                   | Extraccion Au (%) | CaCO <sub>3</sub> (Kg/TM) | Au (%)                   | CaCO <sub>3</sub> (Kg/TM) |
| Carbon Virgen                     | 95.06             |                           | 96.44             |                           | 97.42             |                           | 95.65             |                           | 95.30             |                           | 95.97                    |                           |
| Entrada a Horno                   | 62.22             | 83.30                     | 61.94             | 92.00                     | 64.52             | 54.50                     | 40.00             | 83.00                     | 47.50             | 103.80                    | 55.24                    |                           |
| Reactivacion Quimica              | 86.54             | 60.60                     | 85.16             | 66.00                     | 75.48             | 41.00                     | 78.62             | 60.00                     | 68.80             | 75.50                     | 78.92                    |                           |
| Reactivacion Termica              | 87.85             |                           | 92.90             |                           | 96.00             |                           | 84.06             |                           | 82.80             |                           | 88.72                    |                           |
| Aumento en la extraccion por R.Q  | 25.63             |                           | 23.22             |                           | 10.96             |                           | 38.62             |                           | 21.30             |                           | 23.95                    |                           |
| Aumento en la extraccion por R.T  | 25.63             |                           | 30.96             |                           | 31.48             |                           | 44.06             |                           | 35.30             |                           | 33.49                    |                           |
| Carbonatos R.Q - Entrada al horno |                   | 22.70                     |                   | 26.00                     |                   | 13.50                     |                   | 23.00                     |                   | 28.30                     |                          |                           |

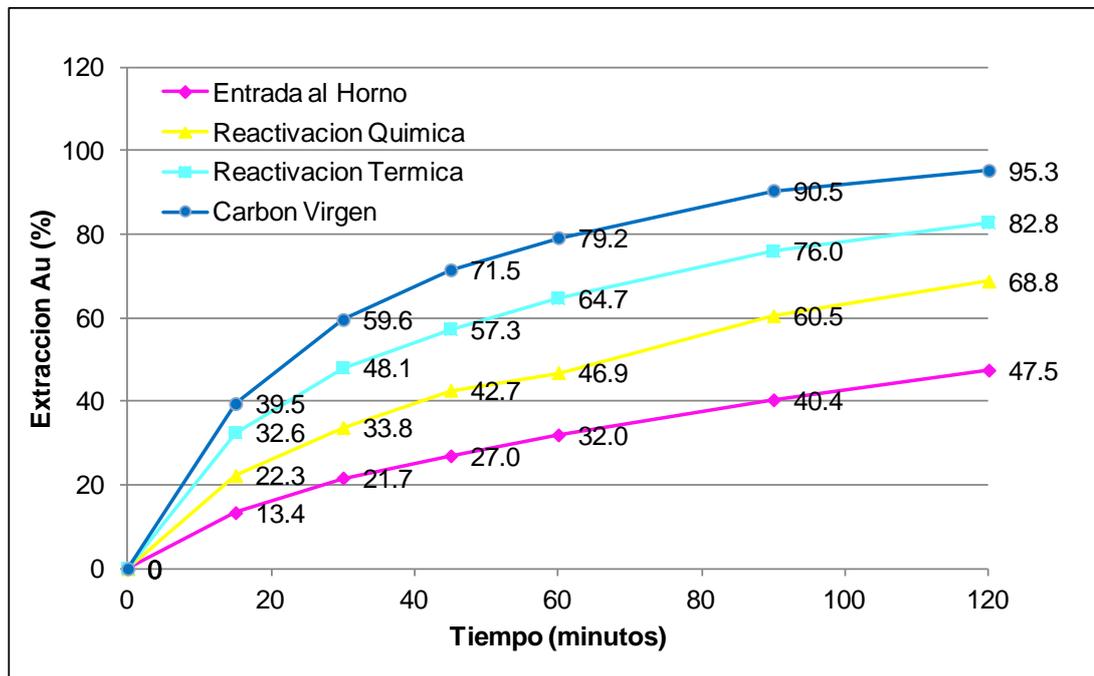


Figura N° 3.14 Tiempo vs Extracción de Oro

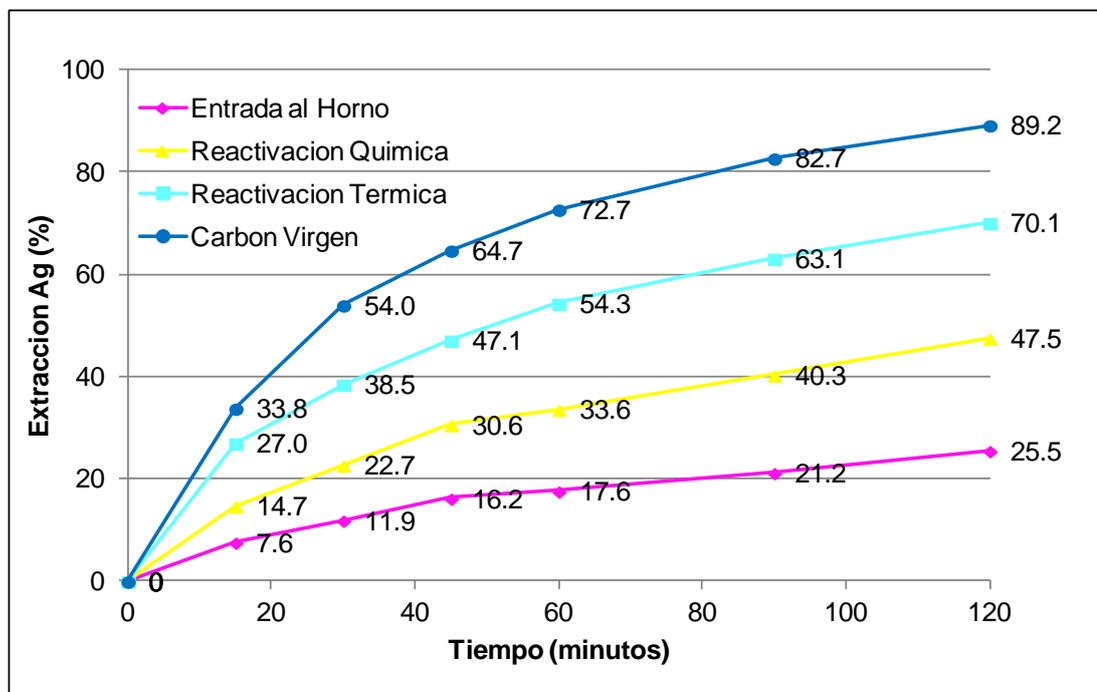


Figura N° 3.15 Tiempo vs Extracción de Plata

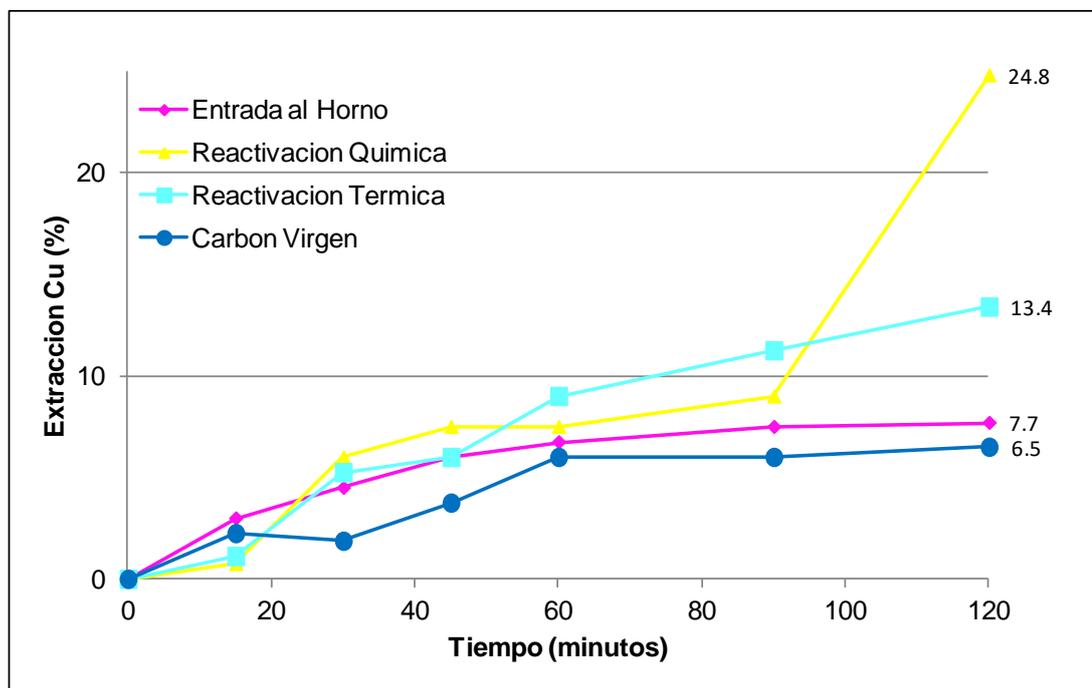


Figura N° 3.16 Tiempo vs Extracción de Cobre

#### Observaciones.

- La limpieza y disolución de carbonatos y elementos metalizados del carbón usado, mejora considerablemente la extracción del Au con el carbón regenerado químicamente, pero esto no es suficiente.
- La eficiencia de adsorción del carbón regenerado en el horno de 125 Kg es en promedio **55.24%**, después de la reactivación química **78.92%** y después de la reactivación térmica fue de **88.72%**.
- La regeneración química del carbón a nivel laboratorio mejora un **23.95%** la eficiencia de adsorción del Au y con una posterior reactivación térmica se logra mejorar hasta un **33.49%**.

## CAPITULO IV

### INVESTIGACION METALURGICA

Para lograr eliminar la interferencia del cobre, se trabajó con dos experimentos:

#### **4.1 Formación de tetracianuro de cobre $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ con exceso de NaCN en las soluciones pregnant**

Se realizó diferentes pruebas de adsorción de oro, plata y cobre con carbón activado Calgon GRC 20, con la finalidad de conocer el efecto de un exceso de cianuro en las ***soluciones pregnant*** del tal manera que se genere el tetracianuro de cobre. Este complejo al ser de mayor tamaño molecular que el di cianuro de cobre no es fácilmente adsorbido por los carbones activados, lo cual es favorable ya que deja más sitios libres dentro del poro del carbón activado para una mayor eficiencia de adsorción de oro y plata. La formación de tetracianuro de cobre se evaluó adicionando exceso de cianuro a la solución pregnant, dichas concentraciones variaron desde 15 ppm hasta 130 ppm . Teniendo como objetivo disminuir la adsorción del cobre, sin perjudicar la adsorción del oro y la plata.

Los mejores resultados a **nivel laboratorio** se obtuvieron a una concentración de 50 ppm en la solución pregnant, llegando a disminuir en un 32.2 % la adsorción de

cobre en el carbón. A una mayor concentración empieza a disminuir la eficiencia de adsorción del oro y la plata.

El resultado a **nivel industrial** fue bueno, ya que el carbón activado dejó de adsorber cobre, sin afectar la adsorción de oro y plata.

### **Procedimiento**

Los experimentos a nivel laboratorio y a nivel industrial se realizaron de manera consecutiva.

Experimento a *nivel laboratorio*:

- **Prueba N°1** : Se realizó pruebas de adsorción con carbón virgen (variando la concentración de cianuro de 15 a 85 ppm y el pH de la solución pregnant )
- **Prueba N°2 y N°3**: Se realizó pruebas con carbón virgen (variando la concentración de cianuro de 60 a 130 ppm de la solución pregnant)
- **Prueba N°4** : Se realizó pruebas con carbón reactivado y carbón del circuito (utilizando la concentración óptima de cianuro para la formación del tetracianuro de cobre)

Experimento a *nivel industrial*:

- **Prueba N°5**: Se realizó pruebas con carbón del circuito de adsorción y solución pregnant con la concentración óptima de cianuro para la formación del complejo **Cu(CN)<sub>4</sub><sup>3-</sup>**.

## Resultados.

### 4.1.1 Pruebas a nivel laboratorio

**Pruebas de adsorción de oro, plata y cobre con carbón activado, variando las concentraciones de NaCN y pH en la solución pregnant**

#### Prueba Nº 1

**Tabla Nº 4.1** Pruebas con solución pregnant de 15 a 85 ppm y carbón virgen

SOLUCION PREGNANT  
CONCENTRACIONES INICIALES

| CARBON VIRGEN                   |     |                |       |                   |      |
|---------------------------------|-----|----------------|-------|-------------------|------|
| Solucion Pregnant (15 a 85 ppm) |     |                |       |                   |      |
| Prueba                          | BK  | Subiendo el PH |       | Exceso de Cianuro |      |
|                                 | 1   | 2              | 3     | 4                 | 5    |
| NaCN (ppm)                      | 15  | 15             | 15    | 55                | 85   |
| CaO (ppm)                       | 45  | 60             | 100   | 60                | 80   |
| PH                              | 9.4 | 10             | 10.55 | 9.66              | 9.76 |

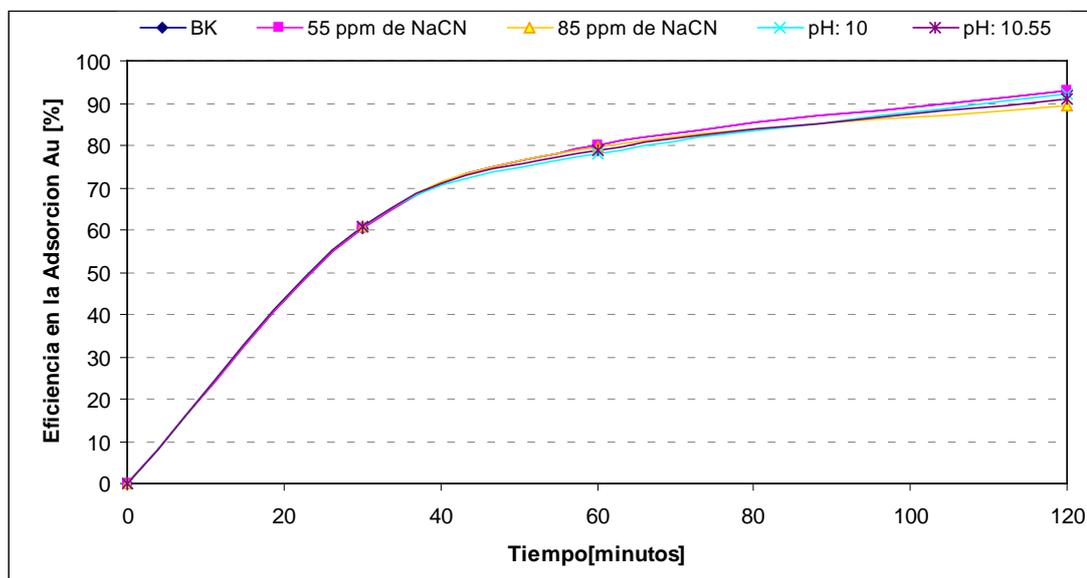
DESPUES DE LA ADSORCION  
TIEMPO : 120 MINUTOS  
CONCENTRACIONES FINALES

|                  | 1     |      | 2     |      | 3     |       | 4     |      | 5     |      |
|------------------|-------|------|-------|------|-------|-------|-------|------|-------|------|
| NaCN (ppm)       | 10    | 15   | 10    | 10   | 10    | 10    | 45    | 50   | 70    | 75   |
| CaO (ppm)        | 50    | 45   | 85    | 75   | 70    | 70    | 70    | 75   | 90    | 85   |
| PH               | 9.46  | 9.47 | 9.92  | 9.91 | 10.19 | 10.19 | 9.59  | 9.82 | 9.65  | 9.67 |
| Adsorción Au (%) | 92.82 |      | 92.27 |      | 91.16 |       | 92.82 |      | 89.5  |      |
| Adsorción Ag (%) | 92.35 |      | 91.76 |      | 91.37 |       | 92.16 |      | 91.37 |      |
| Adsorción Cu (%) | 49.88 |      | 43.58 |      | 39.71 |       | 17.68 |      | 14.89 |      |

El aumento de pH por adición de cal afecta en menor grado la adsorción de cobre, logrando disminuir la concentración de cobre en 10.17%.

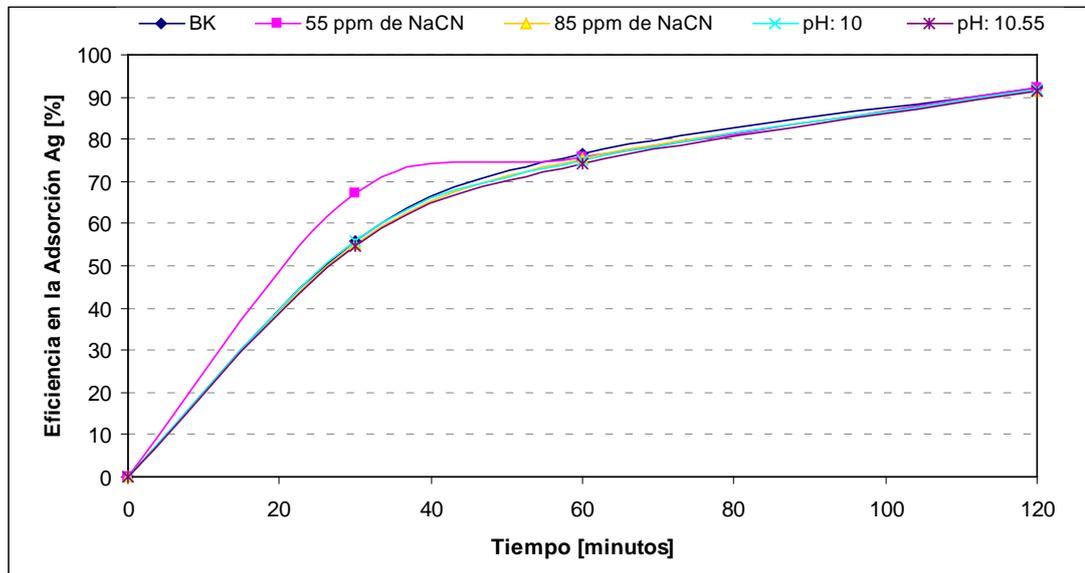
Las eficiencias de adsorción de cobre disminuyen notablemente al aumentar la concentración de cianuro en la solución pregnant; mientras que el oro y la plata se mantienen en rangos similares.

La disminución de adsorción de cobre en esta primera prueba fue de 32.2% con una concentración de NaCN (55 ppm).



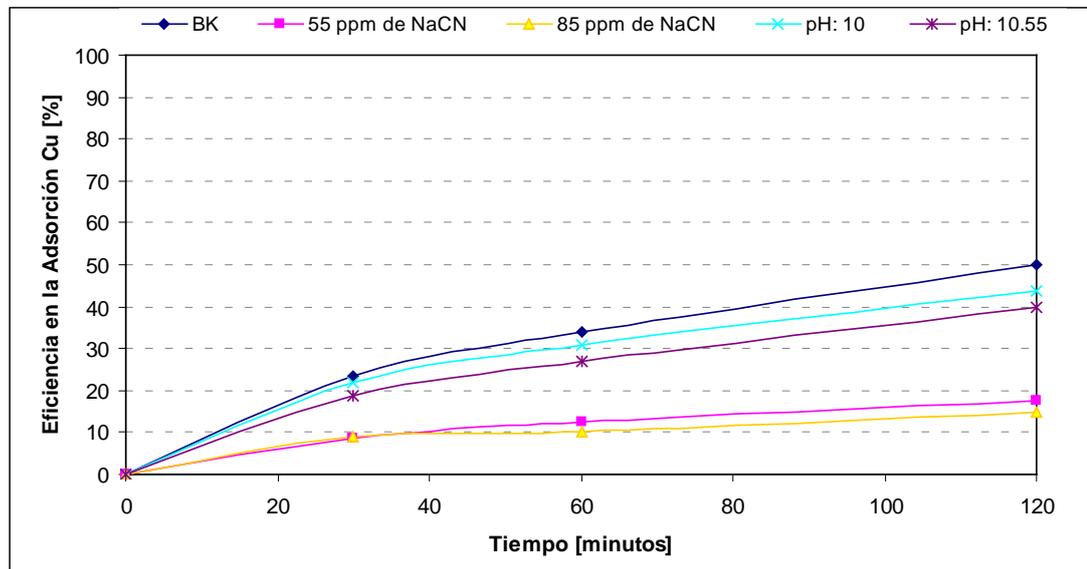
**Figura N° 4.1** Tiempo vs Adsorción de Oro

- La velocidad de adsorción del oro fue mayor en la solución pregnant con 55 ppm de cianuro, manteniendo su ventaja hasta el final.
- La cinética de adsorción del oro es semejante a diferentes concentraciones de cianuro en la solución pregnant.
- Ligeramente hay una mejor extracción para una concentración de 55 ppm de cianuro en la solución pregnant.



**Figura N° 4.2** Tiempo vs Adsorción de Plata

- La velocidad de adsorción de la plata fue notablemente mayor en la solución pregnant con 55 ppm de cianuro.
- La cinética de adsorción de la plata es similar a diferentes concentraciones de cianuro en el pregnant.
- La extracción de plata disminuyó con el aumento de cal en la solución pregnant y subió con la adición de cianuro a la solución pregnant



**Figura N° 4.3** Tiempo vs Adsorción de Cobre

- La velocidad de adsorción del cobre fue mayor en la solución pregnant con 15 ppm de concentración de cianuro.
- La mayor extracción de cobre ocurrió en la solución pregnant con 15 ppm de concentración de cianuro, seguido de las soluciones pregnant donde solo se adiciono cal.
- En la solución pregnant donde se adicionó cianuro, la adsorción de cobre fue mucho menor.

## Pruebas de adsorción de oro, plata y cobre con carbón activado, variando las concentraciones de NaCN en la solución pregnant

### Prueba N° 2

**Tabla N° 4.2** Pruebas con solución pregnant de 60 a 130 ppm y carbón virgen

SOLUCION PREGNANT  
CONCENTRACIONES INICIALES

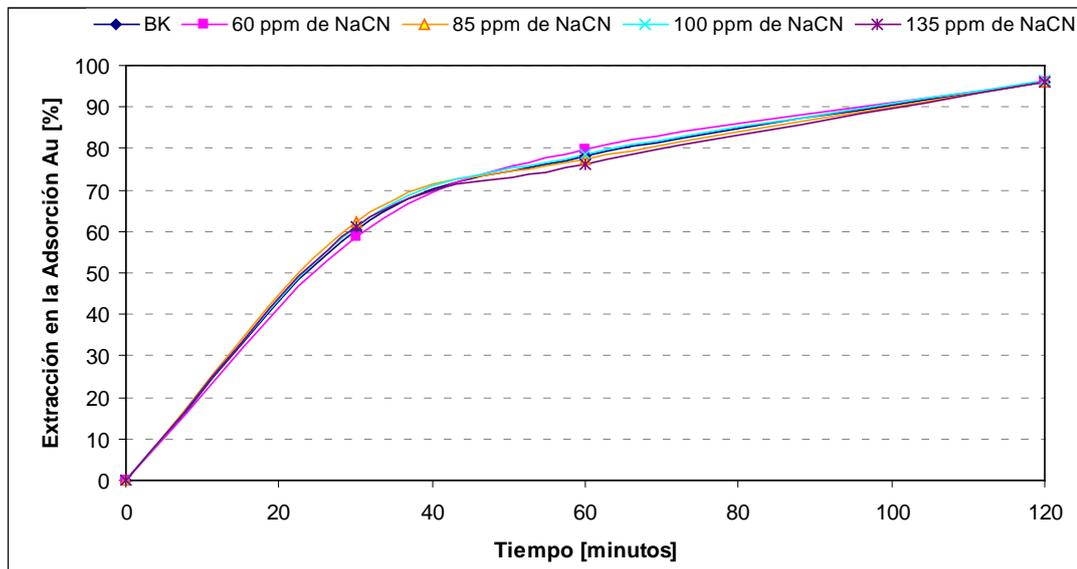
| CARBON VIRGEN                    |      |                   |      |     |      |
|----------------------------------|------|-------------------|------|-----|------|
| Solucion Pregnant (60 a 130 ppm) |      |                   |      |     |      |
| Prueba                           | BK   | Exceso de Cianuro |      |     |      |
|                                  | 1    | 2                 | 3    | 4   | 5    |
| NaCN (ppm)                       | 10   | 60                | 85   | 100 | 130  |
| CaO (ppm)                        | 45   | 70                | 90   | 100 | 115  |
| PH                               | 9.83 | 9.83              | 9.88 | 9.9 | 9.93 |

DESPUES DE LA ADSORCION  
TIEMPO : 120 MINUTOS  
CONCENTRACIONES FINALES

|                  | 1     |      | 2     |     | 3     |      | 4     |      | 5     |      |
|------------------|-------|------|-------|-----|-------|------|-------|------|-------|------|
| NaCN (ppm)       | 10    | 15   | 70    | 60  | 80    | 80   | 95    | 90   | 130   | 125  |
| CaO (ppm)        | 45    | 50   | 85    | 85  | 95    | 95   | 95    | 105  | 110   | 120  |
| PH               | 9.42  | 9.07 | 9.39  | 9.4 | 9.5   | 9.49 | 9.5   | 9.53 | 9.64  | 9.65 |
| Adsorción Au (%) | 95.86 |      | 95.86 |     | 95.86 |      | 96.45 |      | 95.86 |      |
| Adsorción Ag (%) | 95.24 |      | 94.18 |     | 93.12 |      | 95.24 |      | 94.18 |      |
| Adsorción Cu (%) | 42.50 |      | 15.60 |     | 14.19 |      | 13.37 |      | 12.70 |      |

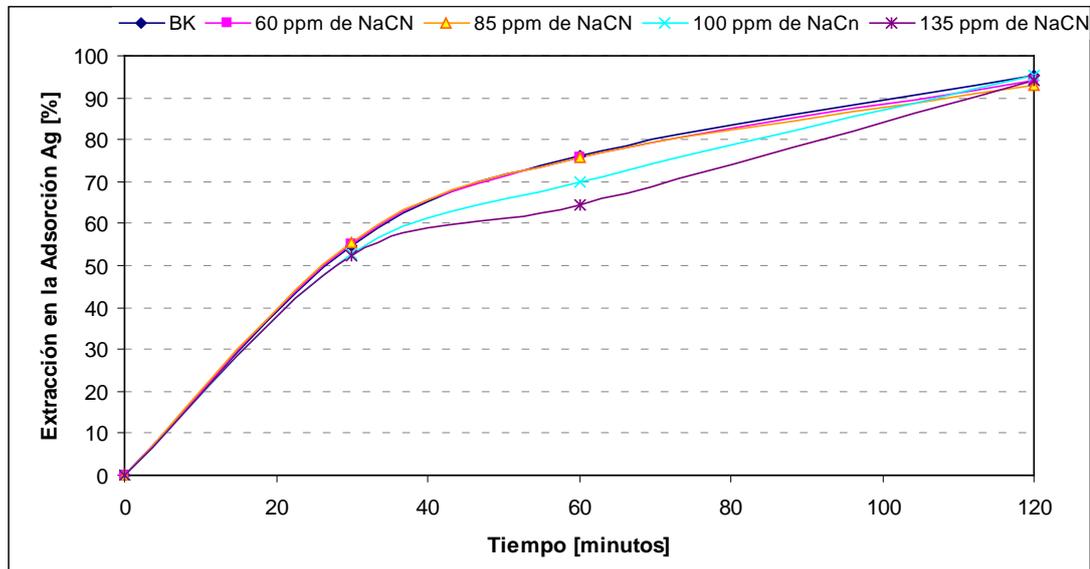
La eficiencia de adsorción de cobre al igual que la primera prueba, disminuyen notablemente al aumentar la concentración de cianuro en la solución pregnant; mientras que el oro y la plata se mantienen en rangos similares.

La disminución de la adsorción de cobre en esta segunda prueba fue de 26.9%, con una concentración de cianuro de 60 ppm en la solución pregnant.



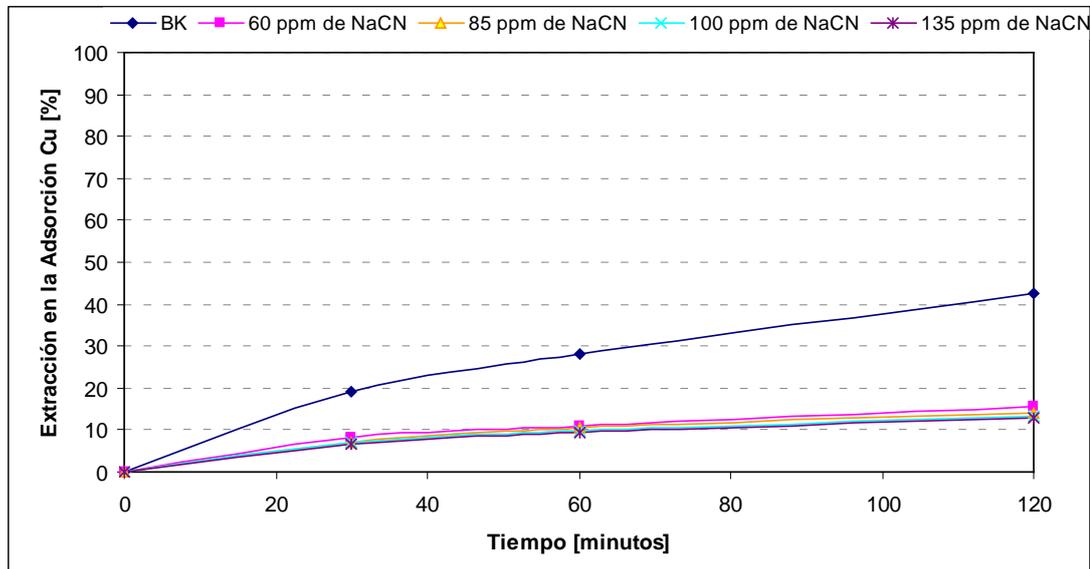
**Figura N° 4.4** Tiempo vs Adsorción de Oro

- La velocidad de adsorción del oro fue mayor en la solución pregnant con 60 ppm de concentración de cianuro.
- La cinética de adsorción del oro es similar a diferentes concentraciones de cianuro en la solución pregnant.
- La extracción de oro es similar, habiendo una ligera mejor extracción de oro en la solución pregnant con 60 ppm de concentración de cianuro.



**Figura N° 4.5** Tiempo vs Adsorción de Plata

- La velocidad de adsorción de la plata es mayor en la solución pregnant BK.
- La cinética de adsorción de la plata es similar a diferentes concentraciones de cianuro en la solución pregnant.
- La extracción de plata no se diferencian significativamente entre ellas, habiendo una ligera tendencia a una menor extracción a partir de 100 ppm de concentración de cianuro en la solución pregnant.



**Figura N° 4.6** Tiempo vs Adsorción de Cobre

- La velocidad de adsorción del cobre es mayor en la solución pregnant con menor concentración de cianuro.
- La cinética de adsorción del cobre es similar en todos los casos.
- La extracción de cobre disminuye notoriamente a medida que aumenta la concentración de cianuro en la solución pregnant.

### Prueba N° 3

**Tabla N° 4.3** Pruebas con solución pregnant de 55 a 80 ppm y carbón virgen

SOLUCION PREGNANT  
CONCENTRACIONES INICIALES

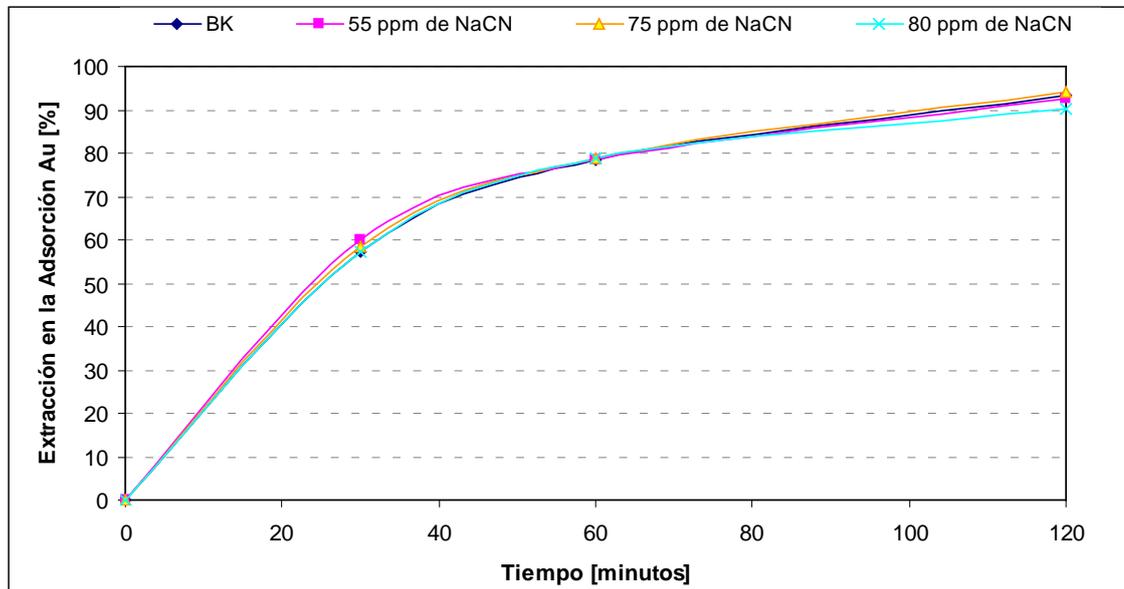
| <b>CARBON VIRGEN</b>                   |      |                   |      |      |
|--|------|-------------------|------|------|
| <b>Solucion Pregnant (55 a 80 ppm)</b> |      |                   |      |      |
| Prueba                                 | BK   | Exceso de Cianuro |      |      |
|  | 1    | 2                 | 3    | 4    |
| NaCN (ppm)                             | 10   | 55                | 75   | 80   |
| CaO (ppm)                              | 30   | 60                | 75   | 75   |
| PH                                     | 9.41 | 9.57              | 9.57 | 9.57 |

DESPUES DE LA ADSORCION  
TIEMPO : 120 MINUTOS  
CONCENTRACIONES FINALES

|                  | 1     |      | 2            |      | 3            |      | 4     |      |
|------------------|-------|------|--------------|------|--------------|------|-------|------|
| NaCN (ppm)       | 10    | 10   | 30           | 40   | 55           | 50   | 115   | 115  |
| CaO (ppm)        | 50    | 50   | 65           | 65   | 75           | 75   | 90    | 90   |
| PH               | 9.27  | 9.35 | 9.5          | 9.48 | 9.52         | 9.57 | 9.59  | 9.61 |
| Adsorcion Au (%) | 93.21 |      | <b>92.59</b> |      | <b>94.07</b> |      | 90.12 |      |
| Adsorcion Ag (%) | 91.77 |      | <b>91.37</b> |      | <b>90.96</b> |      | 91.37 |      |
| Adsorcion Cu (%) | 44.37 |      | <b>16.9</b>  |      | <b>15.88</b> |      | 15.34 |      |

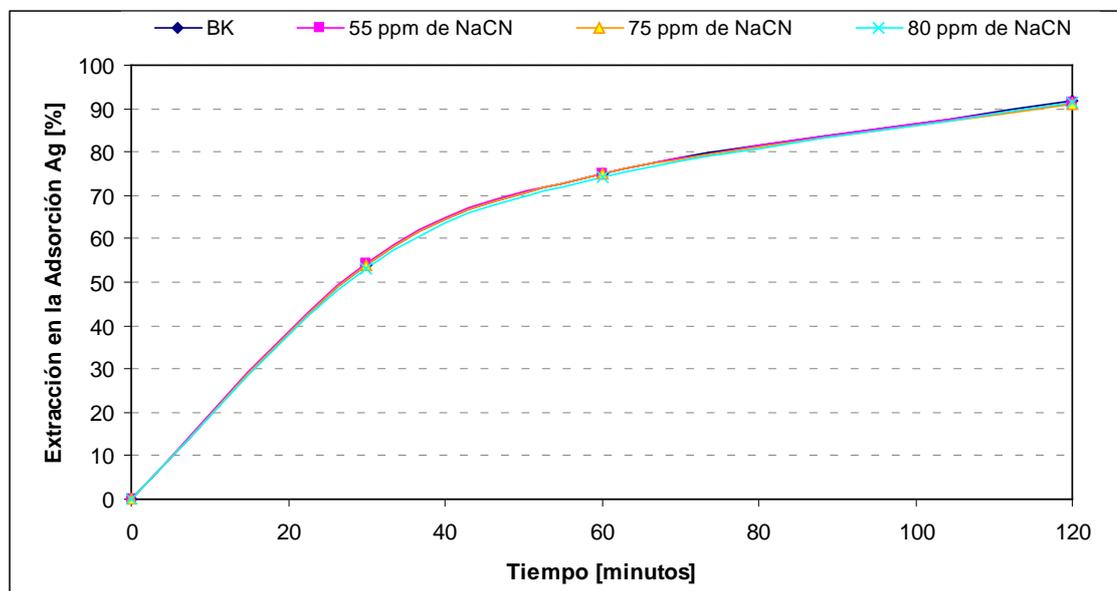
Las adsorción de cobre al igual que las anteriores pruebas, disminuye notablemente al aumentar la concentración de cianuro en la solución pregnant; mientras que la adsorción del oro disminuye y la plata se mantiene similar.

El mejor resultado en la disminución de adsorción de cobre que se logró fue de 27.47% con una concentración de 55 ppm de cianuro en la solución pregnant.



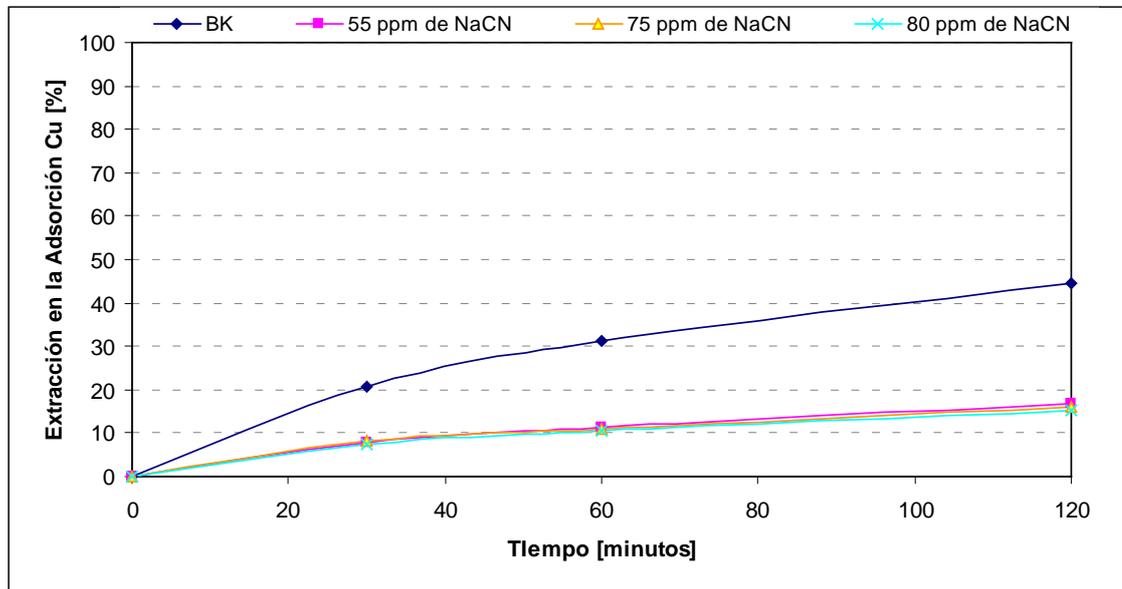
**Figura N° 4.7** Tiempo vs Adsorción de Oro

- En los primeros 40 minutos, la velocidad de adsorción del oro es mayor a 55 ppm de concentración de cianuro en la solución pregnant.
- La cinética de adsorción del oro es similar en todos los casos.
- La mejor extracción de oro se obtiene con la solución pregnant de 75 ppm de concentración de cianuro.



**Figura Nº 4.8** Tiempo vs Adsorción de Plata

- En los primeros 40 minutos la velocidad de adsorción de la plata es mayor a 55 ppm de concentración de cianuro en la solución pregnant.
- La cinética de adsorción de la plata es similar a diferentes concentraciones de cianuro en la solución pregnant.
- La mejor extracción de plata se obtiene con la solución pregnant de 15 ppm de concentración de cianuro.



**Figura N° 4.9** Tiempo vs Adsorción del Cobre

- Durante los 120 minutos la velocidad de adsorción del cobre fue mucho mayor en la solución pregnant con 15 ppm de concentración de cianuro.
- La cinética de adsorción de cobre fue similar en todos los casos.
- La extracción de cobre fue menor en la solución pregnant con mayor concentración de cianuro.

**Pruebas de adsorción de oro, plata y cobre, variando las concentraciones de NaCN utilizando carbón Reactivado y carbón del Circuito de Adsorción**

**Prueba N° 4**

**Tabla N° 4.4** Pruebas con solución pregnant de 50 a 70 ppm, carbón reactivado y carbón del circuito

SOLUCION PREGNANT  
CONCENTRACIONES INICIALES

| Prueba     | BK   | CARBON REACTIVADO               |      | CARBON DEL CIRCUITO |      |
|------------|------|---------------------------------|------|---------------------|------|
|            |      | Solucion Pregnant (50 a 70 ppm) |      |                     |      |
|            |      | Exceso de Cianuro               |      |                     |      |
|            | 1    | 2                               | 3    | 4                   | 5    |
| NaCN (ppm) | 10   | 50                              | 70   | 50                  | 70   |
| CaO (ppm)  | 30   | 65                              | 80   | 65                  | 80   |
| PH         | 9.63 | 9.78                            | 9.83 | 9.78                | 9.83 |

DESPUES DE LA ADSORCION  
TIEMPO : 120 MINUTOS  
CONCENTRACIONES FINALES

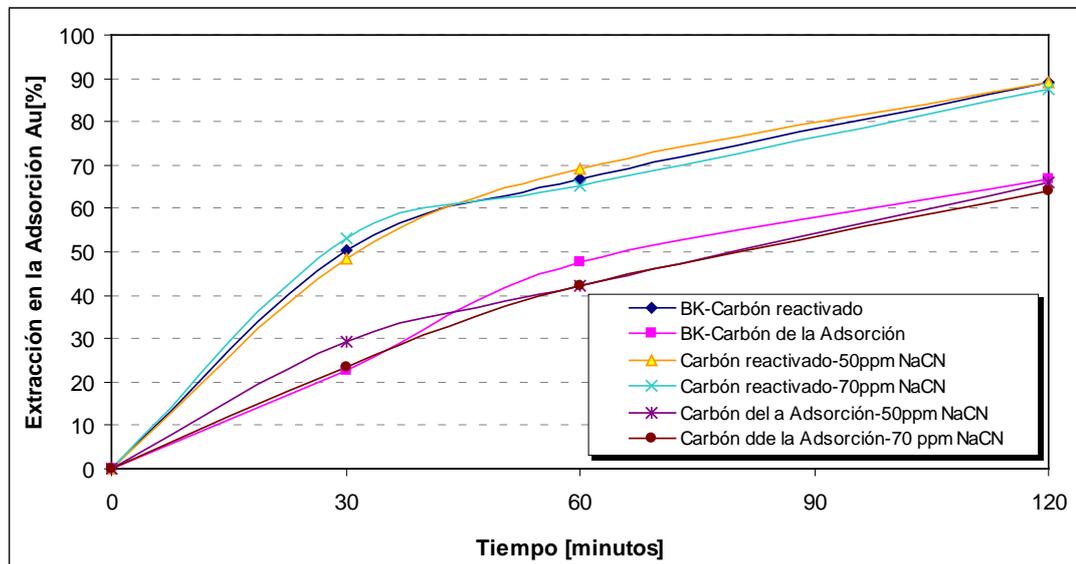
|                  | Carbon Reactivado | Carbon del Circuito | Carbon Reactivado |      |       |      | Carbon del Circuito |      |       |      |
|------------------|-------------------|---------------------|-------------------|------|-------|------|---------------------|------|-------|------|
|                  | 1                 |                     | 2                 |      | 3     |      | 4                   |      | 5     |      |
| NaCN (ppm)       | 15                | 15                  | 40                | 40   | 60    | 60   | 45                  | 40   | 60    | 65   |
| CaO (ppm)        | 55                | 50                  | 55                | 75   | 80    | 75   | 60                  | 65   | 70    | 65   |
| PH               | 9.39              | 9.45                | 9.55              | 9.55 | 9.63  | 9.82 | 9.52                | 9.51 | 9.55  | 9.57 |
| Adsorción Au (%) | 88.97             | 66.96               | 88.97             |      | 87.31 |      | 66.21               |      | 64.14 |      |
| Adsorción Ag (%) | 76.76             | 51.87               | 76.31             |      | 75.06 |      | 50.71               |      | 52.28 |      |
| Adsorción Cu (%) | 18.67             | 13.69               | 5.39              |      | 5.81  |      | 2.07                |      | 1.04  |      |

Con el **carbón reactivado** se obtuvo:

La mejor extracción de oro con la solución pregnant a 50 ppm de concentración de cianuro y se logro una disminución en la extracción de cobre de **12.28%**.

Con el **carbón del circuito** se obtuvo:

La mejor extracción de oro con la solución pregnant a 50 ppm de concentración de cianuro y se logro una disminución en la extracción de cobre de **11.62%**.



**Figura N° 4.10** Tiempo vs Adsorción de Oro

- Trabajando con el **carbón reactivado**, durante los primeros 30 minutos, la velocidad de adsorción fue mayor en la solución pregnant de 70 ppm de concentración de cianuro. La cinética de adsorción fue similar en todos los casos

Trabajando con el **carbón del circuito**, durante los primeros 30 minutos, la velocidad de adsorción fue mayor en la solución pregnant de 50 ppm de concentración de cianuro. La cinética de adsorción fue similar.

- Comparando las velocidades de adsorción del carbón reactivado y el carbón del circuito, es claramente notorio que la adsorción del oro es mucho más rápida con el carbón reactivado. La cinética de adsorción es muy similar.

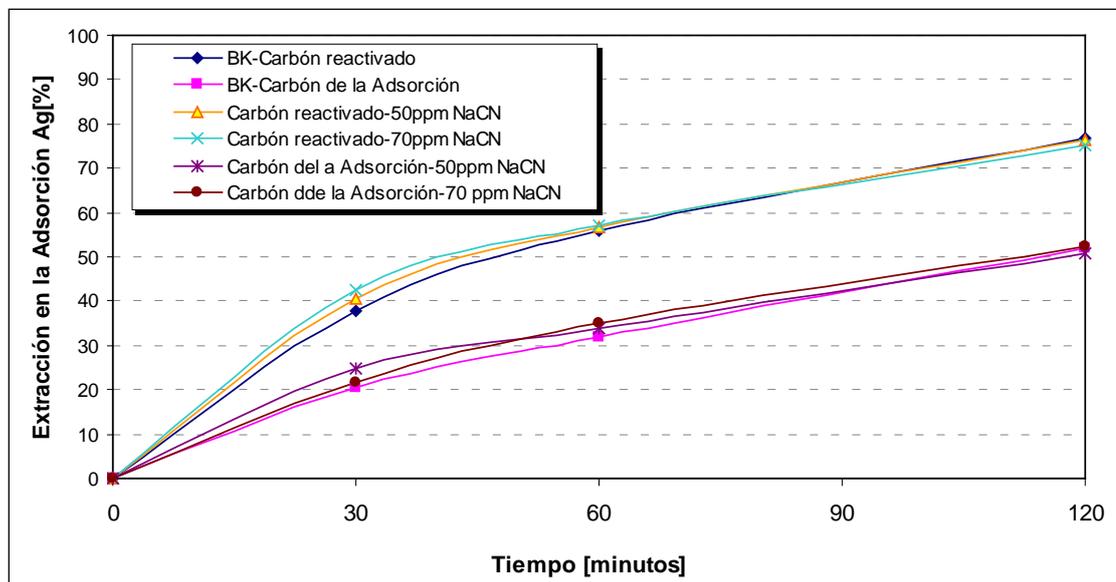


Figura N° 4.11 Tiempo vs Adsorción de la Plata

- Trabajando con el **carbón reactivado**, la adsorción de plata disminuye con el aumento de la concentración de cianuro en la solución pregnant.  
Trabajando con el **carbón del circuito**, la adsorción de plata aumenta con el aumento en la concentración de cianuro en la solución pregnant.
- La adsorción de plata con carbón reactivado es aprox. 25% más que con el carbón del circuito, trabajando bajo las mismas condiciones.
- La cinética de adsorción es similar tanto para el carbón reactivado como para el carbón del circuito.

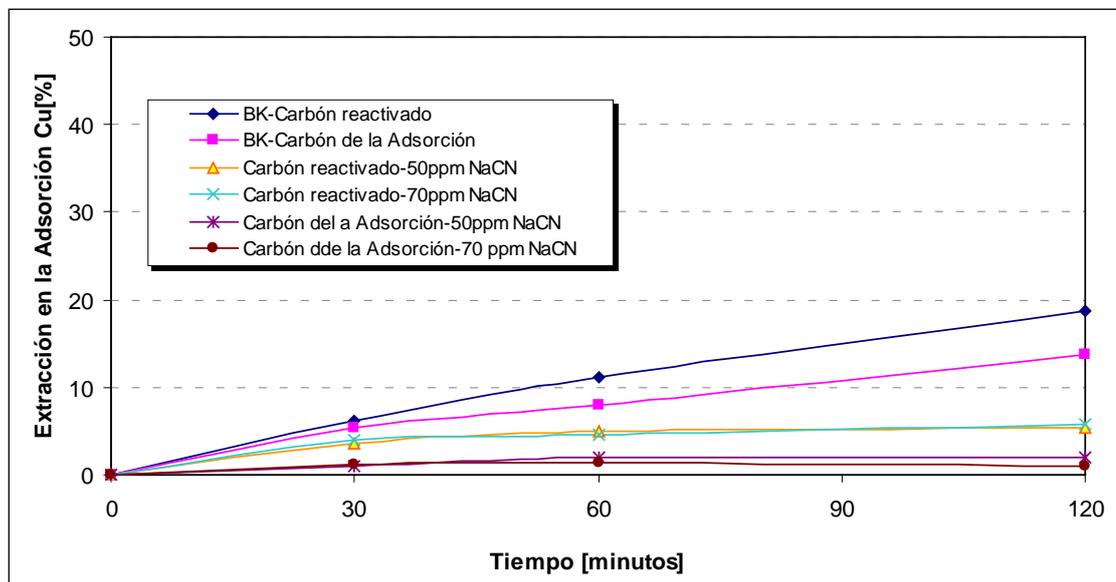


Figura N° 4.12 Tiempo vs Adsorción del Cobre

- Trabajando con el **carbón reactivado**, la adsorción del cobre aumenta con el aumento de la concentración de cianuro en la solución pregnant.  
Trabajando con el **carbón del circuito**, la adsorción de cobre disminuye con el aumento en la concentración de cianuro en la solución pregnant.
- La adsorción del cobre con carbón reactivado es aprox. 4% más que con el carbón del circuito, trabajando bajo las mismas condiciones.
- La cinética de adsorción es similar para los dos tipos de carbón.

#### 4.1.2 Pruebas a nivel industrial

**Prueba de adsorción de oro, plata y cobre con carbón activado, con exceso de cianuro de sodio en la solución pregnant.**

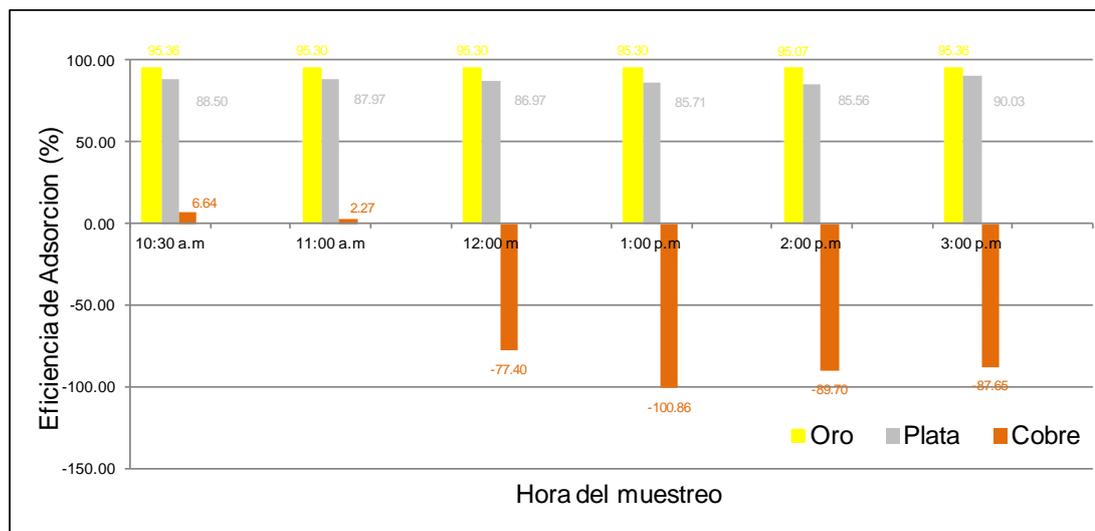
#### Prueba N° 5

**Tabla N° 4.5** Pruebas con solución pregnant a 50 ppm, carbón reactivado trabajando en el circuito de adsorción N° 2

| N | Hora de muestreo | Muestra | Au    | Ag    | Cu    | Eficiencia de Adsorción (%) |       |         |
|---|------------------|---------|-------|-------|-------|-----------------------------|-------|---------|
|   |                  |         | ppm   | ppm   | ppm   | Au                          | Ag    | Cu      |
| 1 | 10:30 a.m        | E-1     | 0.474 | 0.287 | 2.108 | 95.36                       | 88.50 | 6.64    |
|   |                  | E-2     | 0.022 | 0.033 | 1.968 |                             |       |         |
| 2 | 11:00 a.m        | E-1     | 0.489 | 0.291 | 2.118 | 95.30                       | 87.97 | 2.27    |
|   |                  | E-2     | 0.023 | 0.035 | 2.07  |                             |       |         |
| 3 | 12:00 m          | E-1     | 0.489 | 0.284 | 2.097 | 95.30                       | 86.97 | -77.40  |
|   |                  | E-2     | 0.023 | 0.037 | 3.72  |                             |       |         |
| 4 | 1:00 p.m         | E-1     | 0.489 | 0.287 | 2.088 | 95.30                       | 85.71 | -100.86 |
|   |                  | E-2     | 0.023 | 0.041 | 4.194 |                             |       |         |
| 5 | 2:00 p.m         | E-1     | 0.467 | 0.284 | 2.097 | 95.07                       | 85.56 | -89.70  |
|   |                  | E-2     | 0.023 | 0.041 | 3.978 |                             |       |         |
| 6 | 3:00 p.m         | E-1     | 0.474 | 0.291 | 2.097 | 95.36                       | 90.03 | -87.65  |
|   |                  | E-2     | 0.022 | 0.029 | 3.935 |                             |       |         |

| N | Hora de muestreo | Entrada (E-1) |           |       | Salida (E-2) |           |       |
|---|------------------|---------------|-----------|-------|--------------|-----------|-------|
|   |                  | NaCN (ppm)    | CaO (ppm) | PH    | NaCN (ppm)   | CaO (ppm) | PH    |
| 1 | 10:30 a.m        | 10            | 50        | 9.99  | 10           | 50        | 10.01 |
| 2 | 11:00 a.m        | 50            | 70        | 10.07 | 15           | 50        | 9.94  |
| 3 | 12:00 m          | 50            | 70        | 10.04 | 15           | 50        | 9.98  |
| 4 | 1:00 p.m         | 50            | 65        | 10.03 | 15           | 50        | 9.97  |
| 5 | 2:00 p.m         | 50            | 70        | 10.07 | 15           | 55        | 9.97  |
| 6 | 3:00 p.m         | 15            | 50        | 10    | 10           | 40        | 9.8   |

Se obtuvo una disminución en la adsorción de cobre, manteniéndose similar la adsorción de oro y plata y una redisolución del cobre, teniendo como consecuencia un aumento en el contenido de cobre en la solución barren saliente.



**Figura N° 4.13** Hora del muestreo vs Extracción del Au, Plata y Cobre

En esta prueba a nivel industrial el comportamiento de la adsorción del oro se mantuvo a aproximadamente a 95 %.

La adsorción de la **plata** en el carbón activado se mantuvo aproximadamente a 87%.

La adsorción del **cobre**, empieza a disminuir rápidamente, para luego observarse una redisolución de cobre, aumentando el contenido de este en las salidas de las columnas de adsorción.

## Observaciones

- A nivel industrial se observó una disminución notable en la adsorción de cobre e incluso empezó a liberarse más cobre en la solución pregnant debido a que estos carbones que se encuentran en las columnas de carbón ya poseían una cantidad de cobre en su estructura. El mejor resultado fue de -101.03%, es decir se dejó de adsorber cobre y además se empezó a diluir el cobre del carbón sin afectar la adsorción del oro y plata.
- De lo expuesto anteriormente queda claro que un aumento de la concentración de cianuro en la solución pregnant, permite la formación del tetra cianuro de cobre  $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ , disminuyendo la capacidad de adsorción de cobre en el carbón activado.
- El rango óptimo de concentración de cianuro en la solución pregnant para la obtención de una baja adsorción de cobre, manteniendo la extracción de oro y plata en los circuitos es de **50 ppm** aproximadamente.

## 4.2 Precipitación de cobre $\text{Cu}_2\text{S}$ (s) con $\text{Na}_2\text{S}$ en la solución pregnant

### 4.2.1 Pruebas a nivel laboratorio

Se realizaron diferentes pruebas de precipitación de cobre con  $\text{Na}_2\text{S}$  en la **solución pregnant**, con la finalidad de precipitar el cobre en forma de  $\text{Cu}_2\text{S}$  y regenerar el cianuro, dejando la solución pregnant con oro en mayor concentración. De esta forma el complejo de oro es adsorbido por el carbón activado, sin la interferencia del cobre.



El mejor resultado se obtuvo con la solución pregnant con 10 ppm de NaCN, logrando una mejor concentración de oro, precipitando la plata en un 92.68% y precipitando al cobre en un 75.41 %.

#### Datos del reactivo:

El sulfuro de sodio que se utilizó tiene una pureza de 60% con fórmula molecular  $\text{Na}_2\text{S} \cdot 9\text{H}_2\text{O}$ , de apariencia escamosa de color amarillo.

#### Procedimiento

Se trabajó a **nivel laboratorio** con soluciones pregnant de 10, 50 y 100 ppm, y a cada una de estas concentraciones de soluciones pregnant se le agregó diferentes dosificaciones de  $\text{Na}_2\text{S}$  desde 1 gr hasta 25 gr.

### Pruebas:

Las pruebas se realizaron de forma consecutiva de acuerdo al siguiente cronograma.

**Tabla N° 4.6** Cronograma de Pruebas

| <b>CRONOGRAMA DE PRUEBAS</b> |                                     |  |
|------------------------------|-------------------------------------|--|
| <b>N°</b>                    | <b>Solucion Pregnant NaCN (ppm)</b> | <b>Adicion de Na<sub>2</sub>S (gr)</b> |
| 1                            | 10                                  | BK, 1,5,10,15,20,25                    |
| 2                            | 50                                  | BK, 1,5,10,15,20,26                    |
| 3                            | 100                                 | BK, 1,5,10,15,20,27                    |

### Resultados

Los resultados obtenidos se muestran a continuación:

**Tabla N° 4.7** Pruebas de precipitación de cobre con Sulfuro de Sodio

**NaCN: 10 ppm Muestra:100ml de solución pregant**

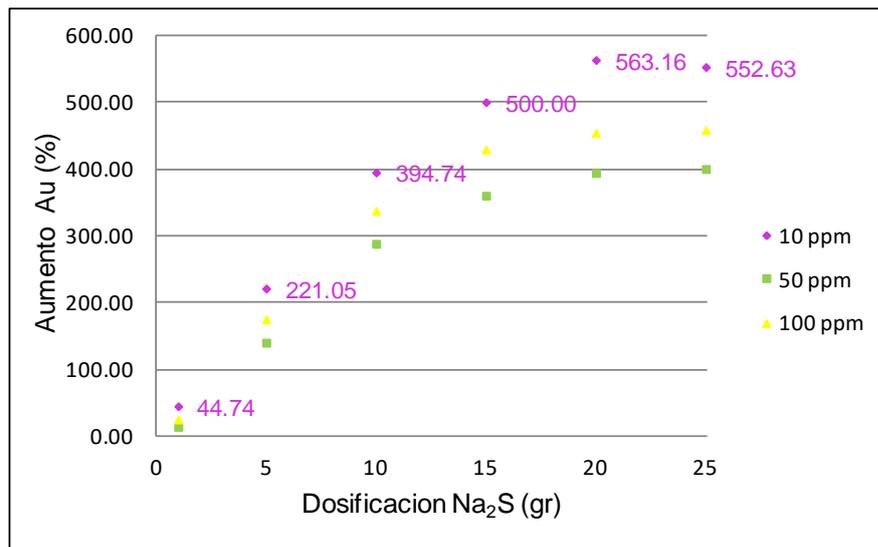
| # | DOSIFICACION | Au ppm       | Ag ppm       | Cu ppm       | Aumento en la Concentracion (%) , Precipitacion(%) |              |              |
|---|--------------|--------------|--------------|--------------|--|--------------|--------------|
|   |              |              |              |              | Au   | Ag           | Cu           |
| 1 | BK           | 0.224        | 0.185        | 1.629        |  |              |              |
| 2 | 1gr Na2S     | 0.324        | <b>0.041</b> | <b>0.841</b> | 44.74  | <b>78.05</b> | <b>48.36</b> |
| 3 | 5gr Na2S     | <b>0.718</b> | <b>0.014</b> | <b>0.401</b> | <b>221.05</b>                                      | <b>92.68</b> | <b>75.41</b> |
| 4 | 10gr Na2S    | 1.106        | <b>0.090</b> | <b>0.397</b> | 394.74   | <b>51.22</b> | <b>75.61</b> |
| 5 | 15gr Na2S    | 1.341        | 0.190        | <b>0.414</b> | 500.00   | 2.44         | <b>74.59</b> |
| 6 | 20gr Na2S    | 1.482        | 0.248        | <b>0.514</b> | 563.16   | 34.15        | <b>68.44</b> |
| 7 | 25gr Na2S    | 1.459        | 0.248        | <b>0.581</b> | 552.63   | 34.15        | <b>64.34</b> |

**NaCN: 50 ppm Muestra:100ml de solución pregant**

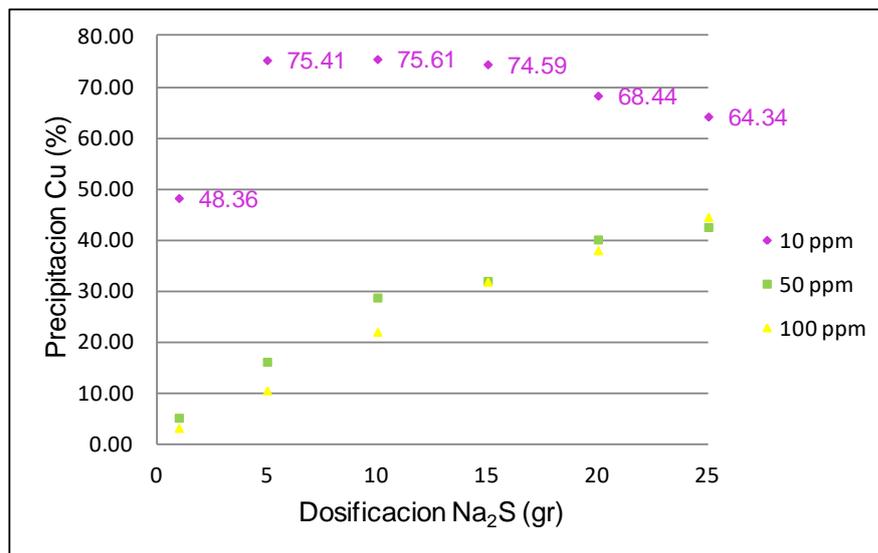
| # | DOSIFICACION | Au ppm       | Ag ppm       | Cu ppm       | Aumento en la Concentracion (%) , Precipitacion(%) |              |              |
|---|--------------|--------------|--------------|--------------|--|--------------|--------------|
|   |              |              |              |              | Au   | Ag           | Cu           |
| 1 | BK           | 0.281        | 0.160        | 1.636        |  |              |              |
| 2 | 1gr Na2S     | 0.320        | <b>0.051</b> | <b>1.549</b> | 14.00  | <b>67.86</b> | <b>5.28</b>  |
| 3 | 5gr Na2S     | 0.674        | <b>0.017</b> | <b>1.370</b> | 140.00   | <b>89.29</b> | <b>16.26</b> |
| 4 | 10gr Na2S    | <b>1.090</b> | <b>0.069</b> | <b>1.164</b> | <b>288.00</b>                                      | <b>57.14</b> | <b>28.86</b> |
| 5 | 15gr Na2S    | 1.292        | 0.166        | <b>1.110</b> | 360.00   | 3.57         | <b>32.11</b> |
| 6 | 20gr Na2S    | 1.388        | 0.183        | <b>0.977</b> | 394.00   | 14.29        | <b>40.24</b> |
| 7 | 25gr Na2S    | 1.404        | 0.171        | <b>0.938</b> | 400.00   | 7.14         | <b>42.68</b> |

**NaCN: 100 ppm Muestra:100ml de solución pregant**

| # | DOSIFICACION | Au ppm       | Ag ppm       | Cu ppm       | Aumento en la Concentracion (%) , Precipitacion(%) |              |              |
|---|--------------|--------------|--------------|--------------|--|--------------|--------------|
|   |              |              |              |              | Au   | Ag           | Cu           |
| 1 | BK           | 0.287        | 0.167        | 1.646        |  |              |              |
| 2 | 1gr Na2S     | 0.358        | <b>0.060</b> | <b>1.592</b> | 25.00  | <b>63.89</b> | <b>3.28</b>  |
| 3 | 5gr Na2S     | 0.788        | <b>0.051</b> | <b>1.471</b> | 175.00   | <b>69.44</b> | <b>10.66</b> |
| 4 | 10gr Na2S    | <b>1.254</b> | <b>0.134</b> | <b>1.282</b> | <b>337.50</b>                                      | <b>19.44</b> | <b>22.13</b> |
| 5 | 15gr Na2S    | 1.516        | 0.241        | <b>1.120</b> | 429.17   | 44.44        | <b>31.97</b> |
| 6 | 20gr Na2S    | 1.588        | 0.269        | <b>1.019</b> | 454.17   | 61.11        | <b>38.11</b> |
| 7 | 25gr Na2S    | 1.600        | 0.255        | <b>0.911</b> | 458.33   | 52.78        | <b>44.67</b> |



**Figura N° 4.14** Dosificación de Sulfuro de Sodio vs Aumento en la concentración de Oro



**Figura N° 4.15** Dosificación de Sulfuro de Sodio vs Precipitación de Cobre

**Observaciones:**

- Si se trabajará sin adición de cianuro a la solución pregnant estaría esta a **10 ppm de NaCN** y el mejor resultado fue con la adición de 5 gr de  $\text{Na}_2\text{S}$  logrando la precipitación de cobre en un **75.41%** del total que había; y el aumento de la concentración de oro y precipitación de plata en un 92.68 %.
- Pero si se trabajará con adición de cianuro a la solución pregnant estaría con **50 ppm de NaCN** y el mejor resultado será con la adición de 10 gr de  $\text{Na}_2\text{S}$  logrando la precipitación de cobre en un **28.86%** y el aumento de la concentración de oro y precipitación de plata en un 57.14 %.
- Si el aumento de cianuro llegará a **100 ppm de NaCN** en la solución pregnant, el mejor resultado es con la adición de 10 gr de  $\text{Na}_2\text{S}$ , logrando un aumento en la concentración de oro y precipitación de plata en 19.44% , con una precipitación de cobre del **22.13%**

## CONCLUSIONES

1. Para realizar el presente trabajo de investigación exploratoria de mineral con alto contenido de cobre fue necesario primero, reevaluar el efecto producido por la acción de los reactivos y procesos que afectan al circuito de Adsorción de PLANTA. Para finalmente a través de los experimentos lograr reducir o eliminar la interferencia del cobre.
2. En la investigación se logró una recuperación de oro del 80% en PLANTA respecto del total de oro que se encuentra en la Poza Pregnant; y por Lixiviación recupera el 70 % del total de oro que se encuentra en el PAD.
3. El 50.71% del oro soluble (oro lixiviable) se encuentra a -10m correspondiente al 18.22% en peso del mineral. Mientras que en +10m se tiene el 49.29% del oro soluble correspondiente al 81.78% en peso del mineral.

4. Este 18.22% de finos del mineral es alto, produciendo cierta dificultad en la lixiviación por aglutinación de partículas.
5. Si el mineral llega a sobrepasar el 20% de finos.
  - a. Este gran tamaño del mineral trae consigo dificultades en la cianuración, debido a que la probabilidad de que el área de contacto del metal valioso con la solución lixivante sea mínima, además que la solución podría seguir rutas favorable bordeando dicha mineral (efecto pared) provocando así dejar de regar el mineral que se encuentre debajo.
6. Para que la lixiviación sea efectiva, el mineral con tamaño de partícula superior a  $\frac{3}{4}$ " no debe ingresar al PAD o de lo contrario mina a través de voladura podría lograr reducir el tamaño de partícula.
7. La elección del carbón activado con mejor selectividad por el oro y la menor por el cobre, fue la base para realizar los experimentos, para reducir la adsorción de cobre en el carbón activado.
8. Con la formación del tetracianuro de cobre en la solución pregnant a 50 ppm de NaCN se logró:

#### **A nivel laboratorio**

- Disminuir en 32.22% la adsorción de cobre en carbón virgen.
- Disminuir en 12.28% la adsorción de cobre en carbón reactivado.
- Disminuir en 11.62% la adsorción de cobre en carbón del circuito.

**A nivel industrial** se logra disminuir notablemente la adsorción de cobre e incluso se dejó la adsorción de cobre en carbón activado, sin perjudicar la adsorción del oro

9. Con la precipitación de cobre con  $\text{Na}_2\text{S}$  en la solución pregnant se logra aumentar considerablemente la concentración de oro en la solución, precipitar la plata en 92.68% y el cobre en 75.41%.
10. La formación de  $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$  para evitar la adsorción del cobre en el carbón activado y la precipitación de cobre en forma de  $\text{Cu}_2\text{S}$ , fueron exitosos y podrían ser complementarios.
11. Para lograr la formación de  $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ , trabajando con 20,000  $\text{m}^3$ /día de solución pregnant con 10 ppm de NaCN y llevarlo a 50 ppm, se necesitará 833.3 Kg de NaCN, considerando 1.87 \$/Kg NaCN, será una inversión adicional de 1558.3 \$ por día.  
Aumentando el costo total de PLANTA de **51.39 \$/onza** a **58.98 \$/onza**.
12. Para precipitar el cobre como  $\text{Cu}_2\text{S}$  con sulfuro de sodio, trabajando con un volumen de 20,000  $\text{m}^3$ /día de solución pregnant, considerando 2\$/Kg  $\text{Na}_2\text{S}$  resulta no rentable.

13. Continuar con las pruebas de precipitación de cobre  $\text{Cu}_2\text{S}$  con sulfuro de sodio, pero con la solución barren que salen de los circuitos de adsorción, ya que en estos quedará el complejo de cobre que no fue adsorbido.
  
14. Continuar con las pruebas de investigación exploratoria, en la etapa de electrodeposición , recordando que :
  - La eficiencia de la recuperación del oro aumenta significativamente con un aumento en la conductividad de la solución.
  - La codepositación de cobre puede minimizarse controlando cuidadosamente el voltaje aplicado, el nivel de  $\text{CN}^-$  y el flujo de solución.

## BIBLIOGRAFIA

1. Domic Mihovilovic Esteban M., "**HIDROMETALURGIA**", Edición 2001, Editorial Andros Impresores Ltda. - Chile. P 267-282
2. Hong Young Sohn; Milton E. Wadsworth, "**CINETICA DE LOS PROCESOS DE LA METALURGIA EXTRACTIVA**", Edición 1986, Editorial Trillas - México.
3. Metalurgia Perú, "**ASPECTOS BASICOS PARA DISEÑAR UNA PLANTA DE LIXIVIACION EN MONTON**",  
<http://www.importexporte.com/metalurgiaperu/metalurgiaextractiva.html>
4. Misari Ch. Fidel Sergio, "**METALURGIA DEL ORO**"- Vol. I y II, Edición 1993, Copy By CEPECT- Perú.
5. Potter, G.M., "**DESIGN FACTORS OF HEAP LEACHING OPERATIONS**", Edición 1981, Mining Engineering, v. 33, No.3, p. 277-281.
6. Silva Campos Oscar; Corsino Guerrero Richard J., "**ISOTERMAS DE SORCION Y MODELOS CINETICOS APLICADOS AL ESTUDIO DE LA RECUPERACION DE ORO CON CARBON ACTIVADO**", VII Congreso Nacional de Minería - Perú.

**RECURSOS GEOLOGICOS****(MARZO 2009)****FASE II SURO SUR**

| Banco | Ton. Min. | Desmorte | Ley Au gr/Tm | Total TM  | Au oz  | SR   |
|-------|-----------|----------|--------------|-----------|--------|------|
| 3536  | 114,554   | 286,385  | 1.39         | 400,939   | 5,116  | 2.50 |
| 3542  | 100,076   | 250,189  | 1.09         | 350,265   | 3,510  | 2.50 |
| 3548  | 35,772    | 35,871   | 1.92         | 71,643    | 2,208  | 1.00 |
| 3554  | 36,286    | 49,017   | 1.67         | 85,303    | 1,948  | 1.35 |
| 3560  | 36,465    | 59,272   | 1.56         | 95,737    | 1,829  | 1.63 |
| 3566  | 23,837    | 79,232   | 1.48         | 103,069   | 1,134  | 3.32 |
| Total | 346,990   | 759,966  | 1.41         | 1,106,956 | 15,746 | 2.19 |

**FASE II SURO NORTE**

| Banco | Ton. Min. | Desmorte | Ley Au gr/Tm | Total TM | Au oz | SR     |
|-------|-----------|----------|--------------|----------|-------|--------|
| 3548  | 35,897    | 10,409   | 2.42         | 46,305   | 2,798 | 0.29   |
| 3554  | 31,937    | 6,415    | 2.34         | 38,353   | 2,407 | 0.20   |
| 3560  | 19,582    | 10,440   | 1.49         | 30,022   | 941   | 0.53   |
| 3566  | 15,706    | 16,761   | 2.71         | 32,467   | 1,368 | 1.07   |
| 3572  | 6,339     | 22,009   | 2.74         | 28,348   | 558   | 3.47   |
| 3578  | 2,240     | 26,377   | 1.44         | 28,617   | 104   | 11.78  |
| 3584  | 34        | 29,199   | 0.61         | 29,233   | 1     | 865.43 |
| 3590  | 0         | 34,592   | 0.00         | 34,592   | 0     |        |
| 3596  | 0         | 39,218   | 0.00         | 39,218   | 0     |        |
| 3602  | 0         | 49,949   | 0.00         | 49,949   | 0     |        |
| 3608  | 0         | 56,536   | 0.00         | 56,536   | 0     |        |
| TOTAL | 111,735   | 301,904  | 2.28         | 413,640  | 8,176 | 2.70   |

**SURO SUR - PUSH BACK**

| Banco | Ton. Min. | Desmorte  | Ley Au gr/Tm | Total TM  | Au oz  | SR   |
|-------|-----------|-----------|--------------|-----------|--------|------|
| TOTAL | 1,118,000 | 2,985,200 | 0.50         | 4,103,200 | 17,972 | 2.67 |

**PROFUNDIZACION SURO SUR**

| Banco | Ton. Min. | Desmorte   | Ley Au gr/Tm | Total TM   | Au oz   | SR   |
|-------|-----------|------------|--------------|------------|---------|------|
| TOTAL | 6,295,116 | 22,784,024 | 0.64         | 29,079,140 | 130,341 | 3.62 |

**ALUMBRE**

| Banco | Ton. Min.  | Desmorte   | Ley Au gr/Tm | Total TM   | Au oz   | SR   |
|-------|------------|------------|--------------|------------|---------|------|
| TOTAL | 28,222,690 | 69,992,271 | 0.53         | 98,214,961 | 480,912 | 2.48 |

**RESUMEN**

| Banco | Ton. Min.  | Desmorte   | Ley Au gr/Tm | Total TM    | Au oz   | SR   |
|-------|------------|------------|--------------|-------------|---------|------|
| TOTAL | 36,094,532 | 96,063,400 | 0.56         | 132,157,931 | 644,971 | 2.66 |

**POTENCIAL GEOLOGICOS LA VIRGEN**

| Targets   | Ton. Min. | Desmorte | Ley Au gr/Tm | Total TM | Au oz   | SR   |
|-----------|-----------|----------|--------------|----------|---------|------|
| Push Back | 200,000   | 400,000  | 0.64         |          | 40,831  | 2.00 |
| Polvorin  |           |          |              |          | 350,000 |      |
| Escorpion |           |          |              |          | 100,000 |      |
| TOTAL     |           |          |              |          | 490,831 |      |

## BALANCE MINERAL

| Mineral                      |                         | Año              |                  |                  |                   |                   | Total             |
|------------------------------|-------------------------|------------------|------------------|------------------|-------------------|-------------------|-------------------|
|                              |                         | Mes              |                  |                  |                   |                   |                   |
| Pad                          | Zona                    | 2009             | 2010             | 2011             | 2012              | 2013              |                   |
| Pad Fase 6                   | Alumbre Alto            | 3,988,000        |                  |                  |                   |                   | 3,988,000         |
| <b>Total Pad Fase 6</b>      |                         | <b>3,988,000</b> |                  |                  |                   |                   | <b>3,988,000</b>  |
| Pad Cuchicorral              | Alumbre Alto            |                  | 4,697,500        | 7,320,000        | 6,200,000         |                   | 18,217,500        |
|                              | Suro Sur Push Back      |                  | 2,000,000        |                  |                   |                   | 2,000,000         |
|                              | Escorpión o Polvorín    |                  |                  |                  | 5,580,000         | 10,368,000        | 15,948,000        |
| <b>Total Pad Cuchicorral</b> |                         |                  | <b>6,697,500</b> | <b>7,320,000</b> | <b>11,780,000</b> | <b>10,368,000</b> | <b>36,165,500</b> |
| Pad Fase 5                   | Suro Norte              | 453,896          |                  |                  |                   |                   | 453,896           |
|                              | Suro Sur                | 110,053          |                  |                  |                   |                   | 110,053           |
|                              | Suro Sur Fase 2         | 440,850          |                  |                  |                   |                   | 440,850           |
|                              | Suro Sur Profundización | 1,910,092        | 2,250,000        | 2,424,000        |                   |                   | 6,584,092         |
|                              | Suro Norte Este         | 111,735          |                  |                  |                   |                   | 111,735           |
|                              | Suro Sur Push Back      | 1,118,000        |                  |                  |                   |                   | 1,118,000         |
| <b>Total Pad Fase 5</b>      |                         | <b>4,144,626</b> | <b>2,250,000</b> | <b>2,424,000</b> |                   |                   | <b>8,818,626</b>  |
| <b>Total</b>                 |                         | <b>8,132,626</b> | <b>8,947,500</b> | <b>9,744,000</b> | <b>11,780,000</b> | <b>10,368,000</b> | <b>48,972,126</b> |

## BALANCE DESMONTE

| Desmonte                           |                         | Año               |                   |                   |                   |                   | Total              |
|------------------------------------|-------------------------|-------------------|-------------------|-------------------|-------------------|-------------------|--------------------|
|                                    |                         | Mes               |                   |                   |                   |                   |                    |
| Botadero                           | Zona                    | 2009              | 2010              | 2011              | 2012              | 2013              |                    |
| Botadero Norte                     | Suro Norte              | 1,110,429         |                   |                   |                   |                   | 1,110,429          |
|                                    | Suro Sur                | 344,608           |                   |                   |                   |                   | 344,608            |
|                                    | Suro Sur Fase 2         | 621,799           |                   |                   |                   |                   | 621,799            |
|                                    | Suro Sur Profundización | 445,853           |                   |                   |                   |                   | 445,853            |
| <b>Total Botadero Norte</b>        |                         | <b>2,522,690</b>  |                   |                   |                   |                   | <b>2,522,690</b>   |
| Botadero Alumbre                   | Alumbre Alto            | 2,440,000         | 11,363,500        | 17,568,000        | 15,004,000        |                   | 46,375,500         |
|                                    | Suro Sur Push Back      | 2,083,200         | 4,000,000         |                   |                   |                   | 6,083,200          |
|                                    | Escorpión o Polvorín    |                   |                   |                   | 13,392,000        | 23,328,000        | 36,720,000         |
| <b>Total Botadero Alumbre</b>      |                         | <b>4,523,200</b>  | <b>15,363,500</b> | <b>17,568,000</b> | <b>28,396,000</b> | <b>23,328,000</b> | <b>89,178,700</b>  |
| Botadero Suro Norte 2              | Suro Sur Fase 2         | 1,151,624         |                   |                   |                   |                   | 1,151,624          |
|                                    | Suro Sur Profundización | 3,335,325         | 3,262,500         | 3,878,400         |                   |                   | 10,476,225         |
|                                    | Suro Norte Este         | 301,905           |                   |                   |                   |                   | 301,905            |
|                                    | Suro Sur Push Back      | 1,225,000         |                   |                   |                   |                   | 1,225,000          |
| <b>Total Botadero Suro Norte 2</b> |                         | <b>6,013,855</b>  | <b>3,262,500</b>  | <b>3,878,400</b>  |                   |                   | <b>13,154,755</b>  |
| Botadero Rosita                    | Alumbre Alto            | 6,510,000         |                   |                   |                   |                   | 6,510,000          |
| <b>Total Botadero Rosita</b>       |                         | <b>6,510,000</b>  |                   |                   |                   |                   | <b>6,510,000</b>   |
| <b>Total</b>                       |                         | <b>19,569,744</b> | <b>18,626,000</b> | <b>21,446,400</b> | <b>28,396,000</b> | <b>23,328,000</b> | <b>111,366,144</b> |

## Plan de Producción 2009 – 2013

### Plan de Producción Mina

| Zona                         | Datos           | Año               |                   |                   |                   |                   | Total general      |
|------------------------------|-----------------|-------------------|-------------------|-------------------|-------------------|-------------------|--------------------|
|                              |                 | 2009              | 2010              | 2011              | 2012              | 2013              |                    |
| Suro Norte                   | Mineral (TMS)   | 453,896           |                   |                   |                   |                   | 453,896            |
|                              | Desmonte (TMS)  | 1,110,429         |                   |                   |                   |                   | 1,110,429          |
|                              | *SR             | 2.45              |                   |                   |                   |                   | 2.45               |
|                              | *Material (TMS) | 1,564,325         | 0                 | 0                 | 0                 | 0                 | 1,564,325          |
| Suro Norte Este              | Mineral (TMS)   | 111,735           |                   |                   |                   |                   | 111,735            |
|                              | Desmonte (TMS)  | 301,905           |                   |                   |                   |                   | 301,905            |
|                              | *SR             | 2.70              |                   |                   |                   |                   | 2.70               |
|                              | *Material (TMS) | 413,640           | 0                 | 0                 | 0                 | 0                 | 413,640            |
| Suro Sur                     | Mineral (TMS)   | 110,053           |                   |                   |                   |                   | 110,053            |
|                              | Desmonte (TMS)  | 344,608           |                   |                   |                   |                   | 344,608            |
|                              | *SR             | 3.13              |                   |                   |                   |                   | 3.13               |
|                              | *Material (TMS) | 454,661           | 0                 | 0                 | 0                 | 0                 | 454,661            |
| Suro Sur Fase 2              | Mineral (TMS)   | 604,450           |                   |                   |                   |                   | 604,450            |
|                              | Desmonte (TMS)  | 2,281,707         |                   |                   |                   |                   | 2,281,707          |
|                              | *SR             | 3.77              |                   |                   |                   |                   | 3.77               |
|                              | *Material (TMS) | 2,886,157         | 0                 | 0                 | 0                 | 0                 | 2,886,157          |
| Suro Sur Profundización      | Mineral (TMS)   | 1,910,092         | 2,250,000         | 2,424,000         |                   |                   | 6,584,092          |
|                              | Desmonte (TMS)  | 3,981,179         | 3,262,500         | 3,878,400         |                   |                   | 11,122,079         |
|                              | *SR             | 2.08              | 1.45              | 1.60              |                   |                   | 1.69               |
|                              | *Material (TMS) | 5,891,271         | 5,512,500         | 6,302,400         | 0                 | 0                 | 17,706,171         |
| Suro Sur Push Back           | Mineral (TMS)   | 1,118,000         | 2,000,000         |                   |                   |                   | 3,118,000          |
|                              | Desmonte (TMS)  | 3,308,200         | 4,000,000         |                   |                   |                   | 7,308,200          |
|                              | *SR             | 2.96              | 2.00              |                   |                   |                   | 2.34               |
|                              | *Material (TMS) | 4,426,200         | 6,000,000         | 0                 | 0                 | 0                 | 10,426,200         |
| Alumbre Alto                 | Mineral (TMS)   | 3,988,000         | 4,697,500         | 7,320,000         | 6,200,000         |                   | 22,205,500         |
|                              | Desmonte (TMS)  | 9,450,000         | 11,363,500        | 17,568,000        | 15,004,000        |                   | 53,385,500         |
|                              | *SR             | 2.37              | 2.42              | 2.40              | 2.42              |                   | 2.40               |
|                              | *Material (TMS) | 13,438,000        | 16,061,000        | 24,888,000        | 21,204,000        | 0                 | 75,591,000         |
| Escorpión o Polvorín         | Mineral (TMS)   |                   |                   |                   | 5,580,000         | 10,368,000        | 15,948,000         |
|                              | Desmonte (TMS)  |                   |                   |                   | 13,392,000        | 23,328,000        | 36,720,000         |
|                              | *SR             |                   |                   |                   | 2.40              | 2.25              | 2.30               |
|                              | *Material (TMS) | 0                 | 0                 | 0                 | 18,972,000        | 33,696,000        | 52,668,000         |
| <b>Total Mineral (TMS)</b>   |                 | <b>8,296,226</b>  | <b>8,947,500</b>  | <b>9,744,000</b>  | <b>11,780,000</b> | <b>10,368,000</b> | <b>49,135,726</b>  |
| <b>Total Desmonte (TMS)</b>  |                 | <b>20,778,028</b> | <b>18,626,000</b> | <b>21,446,400</b> | <b>28,396,000</b> | <b>23,328,000</b> | <b>112,574,428</b> |
| <b>Total *SR</b>             |                 | <b>2.50</b>       | <b>2.08</b>       | <b>2.20</b>       | <b>2.41</b>       | <b>2.25</b>       | <b>2.29</b>        |
| <b>Total *Material (TMS)</b> |                 | <b>29,074,254</b> | <b>27,573,500</b> | <b>31,190,400</b> | <b>40,176,000</b> | <b>33,696,000</b> | <b>161,710,154</b> |

## Plan de Producción Onzas en Pad

|                               |                         | Año              |                  |                  |                  |                  | Total general     |
|-------------------------------|-------------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|-------------------|
|                               |                         | Mes              |                  |                  |                  |                  |                   |
| Zona                          | Datos                   | 2009             | 2010             | 2011             | 2012             | 2013             |                   |
| Suro Norte                    | *Ley Gr_Au/TM           | 0.423            |                  |                  |                  |                  | 0.423             |
|                               | Finos_Mina (Gr)         | 191,998          |                  |                  |                  |                  | 191,998           |
|                               | <b>*Finos_Mina (Oz)</b> | <b>6,173</b>     | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>6,173</b>      |
| Suro Norte Este               | *Ley Gr_Au/TM           | 2.276            |                  |                  |                  |                  | 2.276             |
|                               | Finos_Mina (Gr)         | 254,296          |                  |                  |                  |                  | 254,296           |
|                               | <b>*Finos_Mina (Oz)</b> | <b>8,176</b>     | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>8,176</b>      |
| Suro Sur                      | *Ley Gr_Au/TM           | 0.544            |                  |                  |                  |                  | 0.544             |
|                               | Finos_Mina (Gr)         | 59,869           |                  |                  |                  |                  | 59,869            |
|                               | <b>*Finos_Mina (Oz)</b> | <b>1,925</b>     | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>1,925</b>      |
| Suro Sur Fase 2               | *Ley Gr_Au/TM           | 1.374            |                  |                  |                  |                  | 1.374             |
|                               | Finos_Mina (Gr)         | 830,599          |                  |                  |                  |                  | 830,599           |
|                               | <b>*Finos_Mina (Oz)</b> | <b>26,704</b>    | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>26,704</b>     |
| Suro Sur Profundización       | *Ley Gr_Au/TM           | 0.496            | 0.600            | 0.800            |                  |                  | 0.644             |
|                               | Finos_Mina (Gr)         | 948,225          | 1,350,000        | 1,939,200        |                  |                  | 4,237,425         |
|                               | <b>*Finos_Mina (Oz)</b> | <b>30,486</b>    | <b>43,404</b>    | <b>62,347</b>    | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>136,236</b>    |
| Suro Sur Push Back            | *Ley Gr_Au/TM           | 0.500            | 0.635            |                  |                  |                  | 0.587             |
|                               | Finos_Mina (Gr)         | 559,000          | 1,270,000        |                  |                  |                  | 1,829,000         |
|                               | <b>*Finos_Mina (Oz)</b> | <b>17,972</b>    | <b>40,831</b>    | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>58,804</b>     |
| Alumbre Alto                  | *Ley Gr_Au/TM           | 0.617            | 0.581            | 0.500            | 0.500            |                  | 0.538             |
|                               | Finos_Mina (Gr)         | 2,461,843        | 2,730,027        | 3,660,000        | 3,100,000        |                  | 11,951,870        |
|                               | <b>*Finos_Mina (Oz)</b> | <b>79,150</b>    | <b>87,772</b>    | <b>117,672</b>   | <b>99,667</b>    | <b>0</b>         | <b>384,262</b>    |
| Escorpión o Polvorín          | *Ley Gr_Au/TM           |                  |                  |                  | 0.500            | 0.600            | 0.565             |
|                               | Finos_Mina (Gr)         |                  |                  |                  | 2,790,000        | 6,220,800        | 9,010,800         |
|                               | <b>*Finos_Mina (Oz)</b> | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>89,701</b>    | <b>200,003</b>   | <b>289,704</b>    |
| <b>Total *Ley Gr_Au/TM</b>    |                         | <b>6.640</b>     | <b>0.598</b>     | <b>0.575</b>     | <b>0.500</b>     | <b>0.600</b>     | <b>0.577</b>      |
| <b>Total Finos_Mina (Gr)</b>  |                         | <b>5,305,830</b> | <b>5,350,027</b> | <b>5,599,200</b> | <b>5,890,000</b> | <b>6,220,800</b> | <b>28,365,857</b> |
| <b>Total *Finos_Mina (Oz)</b> |                         | <b>170,586</b>   | <b>172,007</b>   | <b>180,018</b>   | <b>189,368</b>   | <b>200,003</b>   | <b>911,983</b>    |

PLAN DE PRODUCCION PLANTA

|                         |            | Año           |                |                |                |                | Total general  |
|-------------------------|------------|---------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
|                         |            | Mes           |                |                |                |                |                |
| Zona                    | Datos      | 2009          | 2010           | 2011           | 2012           | 2013           |                |
| Suro Norte              | %Recup_Au  | 55.52%        |                |                |                |                | 55.52%         |
|                         | Prod_Oz_Au | 3,427         |                |                |                |                | 3,427          |
|                         | Prod_Oz_Ag | 1,852         |                |                |                |                | 1,852          |
| Suro Norte Este         | %Recup_Au  | 56.43%        |                |                |                |                | 56.43%         |
|                         | Prod_Oz_Au | 4,160         |                |                |                |                | 4,160          |
|                         | Prod_Oz_Ag | 2,453         |                |                |                |                | 2,453          |
| Suro Sur                | %Recup_Au  | 55.52%        |                |                |                |                | 55.52%         |
|                         | Prod_Oz_Au | 1,069         |                |                |                |                | 1,069          |
|                         | Prod_Oz_Ag | 577           |                |                |                |                | 577            |
| Suro Sur Fase 2         | %Recup_Au  | 56.08%        |                |                |                |                | 56.08%         |
|                         | Prod_Oz_Au | 14,490        |                |                |                |                | 14,490         |
|                         | Prod_Oz_Ag | 8,011         |                |                |                |                | 8,011          |
| Suro Sur Profundización | %Recup_Au  | 54.77%        | 60.00%         | 60.00%         |                |                | 58.01%         |
|                         | Prod_Oz_Au | 15,505        | 26,042         | 37,408         |                |                | 78,955         |
|                         | Prod_Oz_Ag | 9,146         | 13,021         | 18,704         |                |                | 40,871         |
| Suro Sur Push Back      | %Recup_Au  | 58.50%        | 60.00%         | 60.00%         |                |                | 59.53%         |
|                         | Prod_Oz_Au | 10,563        | 24,499         | 0              |                |                | 35,062         |
|                         | Prod_Oz_Ag | 5,392         | 12,249         | 0              |                |                | 17,641         |
| Alumbre Alto            | %Recup_Au  | 58.00%        | 60.00%         | 60.00%         | 60.00%         |                | 59.22%         |
|                         | Prod_Oz_Au | 45,853        | 52,663         | 70,603         | 59,800         |                | 228,920        |
|                         | Prod_Oz_Ag | 23,745        | 26,332         | 35,302         | 29,900         |                | 115,278        |
| Escorpión o Polvorín    | %Recup_Au  |               |                |                | 60.00%         | 60.00%         | 60.00%         |
|                         | Prod_Oz_Au |               |                |                | 53,820         | 120,002        | 173,822        |
|                         | Prod_Oz_Ag |               |                |                | 26,910         | 60,001         | 86,911         |
| <b>Total %Recup_Au</b>  |            | <b>56.63%</b> | <b>60.00%</b>  | <b>60.00%</b>  | <b>60.00%</b>  | <b>60.00%</b>  | <b>58.34%</b>  |
| <b>Total Prod_Oz_Au</b> |            | <b>95,067</b> | <b>103,204</b> | <b>108,011</b> | <b>113,621</b> | <b>120,002</b> | <b>539,905</b> |
| <b>Total Prod_Oz_Ag</b> |            | <b>51,176</b> | <b>51,602</b>  | <b>54,006</b>  | <b>56,810</b>  | <b>60,001</b>  | <b>273,595</b> |

## Plan de Evolución de Reservas

|             | Descripción                | dic-07           | 2008           | 2009           | 2010           | 2011             | 2012             | 2013             |
|-------------|----------------------------|------------------|----------------|----------------|----------------|------------------|------------------|------------------|
| Suro        | Recursos Extraídos         |                  | 102,704        | 91,436         | 84,235         | 62,347           |                  |                  |
|             | Recursos Medidos           | 99,852           | 179,214        | 146,582        | 62,347         |                  |                  |                  |
|             | Recursos Indicados         | 407,130          | 17,972         |                |                |                  |                  |                  |
|             | Recursos Inferidos         | 266,672          | 40,831         |                |                |                  |                  |                  |
|             | <b>Balance de Recursos</b> | <b>773,654</b>   | <b>238,018</b> | <b>146,582</b> | <b>62,347</b>  | <b>0</b>         | <b>0</b>         | <b>0</b>         |
| Alumbre     | Recursos Extraídos         |                  | 27,787         | 79,150         | 87,772         | 117,672          | 99,667           |                  |
|             | Recursos Medidos           | 12,343           |                | 401,762        | 313,990        | 196,318          | 96,651           | 96,651           |
|             | Recursos Indicados         | 266,570          | 480,912        | 0              |                |                  |                  |                  |
|             | Recursos Inferidos         | 1,128,456        |                |                |                |                  |                  |                  |
|             | <b>Balance de Recursos</b> | <b>1,407,369</b> | <b>480,912</b> | <b>401,762</b> | <b>313,990</b> | <b>196,318</b>   | <b>96,651</b>    | <b>96,651</b>    |
| Polvorín    | Recursos Extraídos         |                  |                |                |                |                  | 89,701           | 200,003          |
|             | Recursos Medidos           |                  |                |                |                |                  | 160,299          | 60,296           |
|             | Recursos Indicados         |                  |                |                | 200,000        | 250,000          | 100,000          |                  |
|             | Recursos Inferidos         |                  |                | 30,000         | 150,000        | 100,000          |                  |                  |
|             | <b>Balance de Recursos</b> | <b>0</b>         | <b>0</b>       | <b>30,000</b>  | <b>350,000</b> | <b>350,000</b>   | <b>260,299</b>   | <b>60,296</b>    |
| Escorpion   | Recursos Extraídos         |                  |                |                |                |                  |                  | 100,000          |
|             | Recursos Medidos           |                  |                |                |                |                  |                  |                  |
|             | Recursos Indicados         |                  |                |                | 30,000         | 30,000           | 100,000          |                  |
|             | Recursos Inferidos         |                  |                | 30,000         |                | 70,000           |                  |                  |
|             | <b>Balance de Recursos</b> | <b>0</b>         | <b>0</b>       | <b>30,000</b>  | <b>30,000</b>  | <b>100,000</b>   | <b>100,000</b>   | <b>100,000</b>   |
| Green Dress | Recursos Extraídos         |                  |                |                |                |                  |                  |                  |
|             | Recursos Medidos           |                  |                |                |                |                  |                  |                  |
|             | Recursos Indicados         |                  |                |                |                | 200,000          | 300,000          | 300,000          |
|             | Recursos Inferidos         |                  |                |                | 150,000        | 100,000          | 100,000          | 100,000          |
|             | <b>Balance de Recursos</b> | <b>0</b>         | <b>0</b>       | <b>0</b>       | <b>150,000</b> | <b>300,000</b>   | <b>400,000</b>   | <b>400,000</b>   |
| Shonita     | Recursos Extraídos         |                  |                |                |                |                  |                  |                  |
|             | Recursos Medidos           |                  |                |                |                |                  |                  |                  |
|             | Recursos Indicados         |                  |                |                |                | 150,000          | 300,000          | 300,000          |
|             | Recursos Inferidos         |                  |                |                | 50,000         | 150,000          | 100,000          | 100,000          |
|             | <b>Balance de Recursos</b> | <b>0</b>         | <b>0</b>       | <b>0</b>       | <b>50,000</b>  | <b>300,000</b>   | <b>400,000</b>   | <b>400,000</b>   |
| Total       | Recursos Extraídos         |                  | 130,491        | 170,586        | 172,007        | 180,019          | 189,368          | 200,003          |
|             | <b>Recursos Medidos</b>    | <b>112,195</b>   | <b>179,214</b> | <b>548,344</b> | <b>376,337</b> | <b>196,318</b>   | <b>256,950</b>   | <b>256,947</b>   |
|             | <b>Recursos Indicados</b>  | <b>673,700</b>   | <b>498,884</b> | <b>0</b>       | <b>230,000</b> | <b>630,000</b>   | <b>800,000</b>   | <b>600,000</b>   |
|             | <b>Recursos Inferidos</b>  | <b>1,395,128</b> | <b>40,831</b>  | <b>60,000</b>  | <b>350,000</b> | <b>420,000</b>   | <b>200,000</b>   | <b>200,000</b>   |
|             | <b>Recursos Cubicados</b>  |                  |                | 60,000         | 520,000        | 470,000          | 110,299          | 0                |
|             | <b>Balance de Recursos</b> | <b>2,181,023</b> | <b>718,930</b> | <b>608,344</b> | <b>956,337</b> | <b>1,246,318</b> | <b>1,256,950</b> | <b>1,056,947</b> |