

# UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

## FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA E INGENIERÍA METALÚRGICA

### ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



**“ESTUDIO DE INSTALACIÓN DE UNA PLANTA DE  
CIANURACIÓN DE RELAVES AURÍFEROS POR EL MÉTODO  
CIP EN LA COMPAÑÍA MINERA VIRGEN DEL ROSARIO S.A.C.”**

## TESIS

PRESENTADA POR:

**GUBER ANIBAL MAQUERA VIDANGOS**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

**INGENIERO METALURGISTA**

**PUNO - PERÚ  
2018**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**  
**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA E**  
**INGENIERIA METALURGICA**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA**

**“ESTUDIO DE INSTALACIÓN DE UNA PLANTA DE CIANURACIÓN DE  
RELAVES AURÍFEROS POR EL MÉTODO CIP EN LA COMPAÑÍA MINERA  
VIRGEN DEL ROSARIO S.A.C.”**

**TESIS**

PRESENTADA POR:

**Bach. GUBER ANIBAL MAQUERA VIDANGOS**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

**INGENIERO METALURGISTA**



**APROBADO POR**

PRESIDENTE

:   
MSc. German COILLO COTRADO

PRIMER MIEMBRO

:   
MSc. Héctor HERRERA CORDOVA

SEGUNDO MIEMBRO

:   
MSc. Esteban Rey CHAVEZ GUTIERREZ

DIRECTOR/ASESOR

:   
MSc. Julio Alberto MAQUERA GIL

**AREA: Metalurgia extractiva**

**TEMA: Cianuración**

**Fecha de sustentación: 04 de febrero de 2009**

**DEDICATORIA**

A Dios, por ser fuente de sabiduría, paz y amor, aun en los tiempos difíciles y pese a nuestros errores la compañía es sin condición: gracias Padre Amado por tu fortaleza para seguir adelante. Gracias por permitirme cumplir esta meta.

A mis padres Anibal y Armelia, por su apoyo incondicional, cariño y comprensión a lo largo de mi vida, gracias de corazón queridos padres. Con mucho amor.

A mi hermana Mirella, por ser mi guía, mi ejemplo a seguir en trabajo, esfuerzo y valentía; gracias por tus enseñanzas que hoy en día significa mucho para mí. Gracias hermana mía.

A todos mis familiares por su apoyo en mi formación profesional y en especial a mi querida abuela Micaela y a ti querido papá Felipe.

## AGRADECIMIENTO

A Universidad Nacional del Altiplano, por ser fuente de conocimiento.

Facultad de Ingeniería Geológica e Ingeniería Metalúrgica, Escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica, donde inicie mi Carrera Profesional y vida Minera; dentro de ellos agradecer a mis docentes los cuales con su experiencia fortalecieron el desarrollo educativo de mi persona, en especial al Ing. M Sc. Julio Alberto Maquera Gil quien es docente y familia.

A cada una de las personas que hicieron posible este trabajo de graduación, por sus aportes y conocimientos, por todos los consejos ayuda y comprensión. Muchas gracias.

## ÍNDICE GENERAL

	Pág.
<b>DEDICATORIA.....</b>	<b>i</b>
<b>AGRADECIMIENTO .....</b>	<b>ii</b>
<b>ÍNDICE GENERAL .....</b>	<b>iii</b>
<b>RESUMEN .....</b>	<b>ix</b>
<b>ABSTRACT .....</b>	<b>x</b>

### CAPÍTULO

#### INTRODUCCIÓN

1.1	Planteamiento de problema.....	5
1.2	Justificación .....	6
1.3	Hipótesis .....	7
1.4	Objetivos de investigación .....	8
1.4.1	Objetivo general .....	8
1.4.2	Objetivos específicos .....	8

### CAPÍTULO II

#### REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.	Refinación del oro.....	9
2.2.	Cianuración del oro .....	11
2.2.1.	Fundamentos de la cianuración del oro .....	13
2.2.2.	Efectos en la cianuración del oro .....	13
2.3.	El carbón activado.....	16
2.3.1.	Propiedades.....	17
2.3.2.	Propiedades físicas .....	17
2.3.3.	Propiedades químicas.....	19
2.3.4.	Manufactura y activación .....	22
2.3.5.	Factibilidad de su producción .....	26
2.3.6.	Criterios para seleccionar un carbón .....	31
2.3.7.	Pérdidas de carbón por atricción.....	32

2.4.	Adsorción .....	34
2.5.	Desorción y elución .....	44

### **CAPÍTULO III**

#### **MATERIALES Y METODOS**

3.1.	Metodología.....	47
3.2.	Ubicación .....	48
3.3.	Vías de acceso.....	48
3.4.	Reseña histórica del asiento minero .....	48
3.5.	Clima y vegetación .....	51
3.6.	Energía eléctrica.....	51
3.7.	Recursos hídricos.....	52
3.8.	Geomorfología .....	52
3.9.	Aspectos sociales.....	52
3.10.	Aspecto de salud .....	53
3.11.	Aspecto educacional.....	53

### **CAPÍTULO IV**

#### **RESULTADOS Y DISCUSIONES**

4.1.	Descripción de la situación actual de la planta.....	54
4.1.1.	Insumos para el proyecto de lixiviación.....	56
4.1.2.	Sistema de seguridad e higiene industrial .....	57
4.1.3.	Modificación de parámetros .....	58
1.4.3	Reactivos.....	59
4.2.	Ingeniería del proyecto .....	60
4.2.1.	Condiciones de operación del proceso de adsorción .....	60
4.2.2.	Aplicación del proceso en planta.....	63
4.2.3.	Factores que afectan la carga de aurocianuro en el carbón .....	64
4.2.4.	Ingeniería del proceso de adsorción.....	70
4.2.5.	Metodología .....	71
4.2.6.	Resultados experimentales .....	72
4.2.7.	Curva de equilibrio de adsorción de oro sobre el carbón.....	77

4.2.9.	Tiempo estimado de retención del carbón en Batch.....	83
4.2.10.	Cálculo del coeficiente de transferencia de masa (u) .....	86
4.2.11.	Cálculo de la concentración de carbón. ....	93
4.2.12.	Operación de pruebas Batch en contracorriente .....	94
4.2.13.	Pruebas piloto en laboratorio con carbón (6 x 16) mallas.....	96
4.2.14.	Dimensionamiento del equipo.....	104
4.2.15.	Dimensionamiento del equipo.....	109
4.3.	Análisis económico del proceso de cianuración C.I.P.....	117
4.3.1.	Tamaño de planta y consideraciones de la demanda .....	117
4.3.2.	Estimación de la inversión.....	118
4.3.3.	Reactivo.....	122
4.4.	Estudio de impacto ambiental .....	125
4.4.1.	Situación deficiente de la salud ocupacional.....	125
4.4.2.	Causas de problemas ambientales.....	126
4.4.3.	Gestión ambiental a nivel de la empresa.....	127
4.4.4.	Impacto ocasionado por operaciones mineras .....	130
4.4.5.	Residuos, tratamiento y su almacenamiento. ....	133
4.4.6.	Descripción de la cancha de relaves.....	133
4.4.7.	Plan de cierre y rehabilitación del proyecto.....	133
	<b>CONCLUSIONES .....</b>	<b>135</b>
	<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>137</b>
	<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>138</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: <i>Cianuración del oro</i> .....	12
Tabla 2: <i>Disolución del oro</i> .....	15
Tabla 3: <i>Diagrama de flujo del proceso de activación del carbón</i> .....	27
Tabla 4: <i>Resultados de la evaluación a partir del carbón antracita</i> .....	28
Tabla 5: <i>Perdida de carbón por atrición</i> .....	33
Tabla 6: <i>Condiciones de operación de la prueba</i> .....	72
Tabla 7: <i>Datos de la velocidad de adsorción para prueba n°1</i> .....	73
Tabla 8: <i>Datos de la velocidad de adsorción para prueba n° 2</i> .....	74
Tabla 9: <i>Datos de la velocidad de adsorción para prueba n°3</i> .....	75
Tabla 10: <i>Datos de la velocidad de adsorción para prueba n°4</i> .....	76
Tabla 11: <i>Datos de los puntos finales de la pruebas Batch 1 hasta 4</i> .....	77
Tabla 12: <i>Calculo de <math>C_i</math></i> .....	84
Tabla 13: <i>Calculo de <math>l_i</math></i> .....	84
Tabla 14: <i>Calculo de <math>K_{ci}</math>, <math>l_i</math> y <math>U_i</math></i> .....	85
Tabla 15: <i>Calculo de <math>C_i</math></i> .....	86
Tabla 16 : <i>Parámetros utilizados en el cálculo del tiempo de retención a partir de <math>u</math> estimado</i> .....	86
Tabla 17: <i>Calculo de la pendiente de la recta</i> .....	89
Tabla 18: <i>Calculo de transferencia en masa en la solución</i> .....	91
Tabla 19: <i>Calculo de coeficiente de transferencia de masa en el carbón</i> .....	92
Tabla 20: <i>Tabla resumen de los parametros y datos para la estimación de <math>u</math> para cada etapa</i> .....	92

Tabla 21: <i>Requerimientos por etapas de carbón de malla (6 x 16) para una prueba de adsorción batch en contracorriente.</i> .....	94
Tabla 22: <i>Datos de alimentación y el carbón</i> .....	95
Tabla 23: <i>Perfil del carbón y la solución en prueba batch en contracorriente después de 10 ciclos.</i> .....	96
Tabla 24: <i>Parámetros para el cálculo del tiempo de retención del carbón – 10 + 20 mallas estimado a partir de <math>u^{(*)}</math> para la etapa de planta piloto.</i> .....	98
Tabla 25: <i>Requerimiento por etapas de carbón –6 +16 mallas para pruebas de adsorción a nivel de planta piloto.</i> .....	100
Tabla 26: <i>Datos de una planta piloto para adsorción de oro utilizando carbón – 6+16 mallas en un proceso CIP.</i> .....	102
Tabla 27: <i>Perfil de carbón final y solución final a partir de operación de planta piloto</i> .....	104
Tabla 28: <i>Distribución de la solución</i> .....	113
Tabla 29: <i>Balance metalúrgico</i> .....	114
Tabla 30: <i>Descripción de la capacidad de los equipos</i> .....	116
Tabla 31: <i>Resultados de un proceso de desorción a nivel de planta</i> .....	116
Tabla 32 : <i>Reporte del proceso de desorción a nivel de planta</i> .....	117
Tabla 33: <i>Costos y HP necesarios del equipo seleccionado</i> .....	119
Tabla 33: <i>Costos de los reactivos:</i> .....	122

## ÍNDICE DE FIGURAS

<i>Figura 1.</i> Esquema de una estructura de poro de carbon activda .....	35
<i>Figura 2.</i> Modelo esquemático de absorción de cianuro de oro sobre la superficie del carbono activado .....	36
<i>Figura 3.</i> Plano basal del cianuro áurico adsorbido en el carbon .....	40
<i>Figura 4.</i> Energía del electrón en el carbon activado.....	41
<i>Figura 5.</i> Ubicación geográfica .....	48
<i>Figura 6.</i> Situación actual de la planta.....	54
<i>Figura 7.</i> Situación de relave de la planta.....	55
<i>Figura 8.</i> Situación de relave pesada de la planta .....	56
<i>Figura 9.</i> Tanque Pachuca y sus accesorios.....	63
<i>Figura 10.</i> Distribución del oro en el circuito de planta actual .....	64
<i>Figura 11.</i> Representación esquemática de una columna para carbón .....	70
<i>Figura 12.</i> Concentración de la solución vs tiempo.....	76
<i>Figura 13.</i> Curva de equilibrio para la adsorción del oro sobre el carbón .....	78
<i>Figura 14.</i> Curva de equilibrio para la adsorción del oro.....	79
<i>Figura 15.</i> Diagrama en cascada debajo de una curva en equilibrio .....	80
<i>Figura 16.</i> Curva de equilibrio para la adsorción del oro sobre el carbón .....	90
<i>Figura 17.</i> Tanque agitador y sus componentes.....	108
<i>Figura 18.</i> Ubicación de los Sparget y Helice .....	109
<i>Figura 19.</i> Diagrama de flujo de un proceso de desorción .....	115
<i>Figura 20.</i> Diagrama de columna de carbón .....	116

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación de Estudio de Instalación de una planta de cianuración de relaves auríferos por el método C.I.P., nació debido a la preocupación de recuperar oro a partir de soluciones diluidas después del proceso de cianuración Merrill Crowe por el cual se observaba una pérdida de oro en solución, en tal sentido se ve por conveniente utilizar carbón activado como último proceso de recuperación. El propósito de la investigación es de optimizar el proceso de recuperación en base a las pruebas efectuadas para estimar la curva de adsorción y determinar la velocidad de adsorción de oro en una pulpa lixiviada carbón en pulpa (C.I.P.); esta etapa fue seguida en pruebas en contracorriente para evaluar los requerimientos de la concentración de carbón y probar una teoría de diseño de cascada en desarrollo en el proceso. El trabajo de investigación fue desarrollado en la Planta de la Unidad de Producción Santa Rosa, propiedad de la Compañía Minera Virgen del Rosario S.A.C., en distrito de Pichacani, provincia de Puno y departamento de Puno. La metodología utilizada es descriptiva, explorativa y aplicada, mediante trabajos de campo de observación, descripción y levantamiento de observaciones en la planta actual, en donde mediante un trabajo de laboratorio se ordena, tabula y elabora la información obtenida en campo y reportes de ensayos, para este trabajo se emplea métodos estadísticos para la evaluación del proceso Merrill Crowe y el empleo de la técnica de Método gráfico estabilidad.

Palabras claves: Optimización, cianuración, relave.

## ABSTRACT

The present research work of the Installation Study of a cyanidation plant of gold tailings by the CIP method, was born due to the concern of recovering gold from diluted solutions after the Merrill Crowe cyanidation process by which a loss of gold in solution, in this sense it is convenient to use activated carbon as the last recovery process. The purpose of the research is to optimize the recovery process based on the tests carried out to estimate the adsorption curve and determine the rate of adsorption of gold in a pulp leached carbon in pulp (C.I.P.); This stage was followed in countercurrent tests to evaluate the carbon concentration requirements and to test a cascade design theory in development in the process. The research work was developed in the Santa Rosa Production Unit Plant, owned by the Virgen del Rosario Mining Company S.A.C., in Pichacani district, Puno province and department of Puno. The methodology used is descriptive, explorative and application, through field work observation, description and observation of the current plant, where laboratory work is ordered, tabulated and developed the information obtained in the field and reports of trials, for this work, statistical methods are used for the evaluation of the Merrill Crowe process and the use of the Stability graphic method.

Keywords: Optimization, cyanuration, tailings.

## CAPÍTULO I

### INTRODUCCIÓN

El trabajo tiene por finalidad de recuperar el oro de soluciones diluidas después del proceso de cianuración de concentrados utilizando carbón activado como último proceso de recuperación, Con el fin de determinar los parámetros de una serie de pruebas a nivel de laboratorio experimental.

Las pruebas fueron efectuadas para estimar la curva de equilibrio de adsorción y para determinar la velocidad de adsorción del oro en una pulpa lixiviada carbón en pulpa ( C.I.P.), esta etapa fue seguida de pruebas en contracorriente para evaluar los requerimientos de la concentración de carbón y probar una teoría de diseño cascada en desarrollo. La curva de equilibrio de adsorción de oro estimada para un carbón (malla 6 x 16) como se muestra en los Figuras sirve como una línea limite debajo del cual el sistema Carbón en Pulpa ( C.I.P.) debe operar.

Los datos fueron correlacionados por el método de los mínimos cuadrados y la línea recta cuya ecuación de la línea es, en unidades de gr. de Au/ton de carbón.

$$C^* = 2.504 x^{-6} x q. 1.6142$$

La ecuación es típica a la ecuación de FREUNDLICH obtenida sobre pequeños rangos de concentración en una solución diluida. La curva de adsorción proporciona una guía para el número de etapas a ser usadas bajo condiciones específicas y para determinar el cálculo del tiempo de retención por etapas.

Después de obtener los resultados a nivel experimental se probaron a nivel piloto y a nivel industrial con los sólidos del último espesador y repulpados con el líquido que regresa de la cancha de relaves con un pH de 10.2 y una fuerza de cianuro de 280 ppm de cianuro libre, se lograron carbones cargados hasta con 2 Kg de oro/tonelada, que por el método de alimentación en contracorriente se cosecha el carbón cargado.

Este proceso se utiliza generalmente para tratar grandes volúmenes de soluciones de baja concentración de oro y plata o generalmente para soluciones de cianuración que contienen oro. La principal ventaja *de este método de recuperación es que se puede tratar relaves* sin que se efectúe una separación mecánica de la solución cargada con oro del mineral lixiviado evitándose con esta técnica el costo de filtración o el sistema de decantación a contracorriente. Debido a estas características el proceso de carbón activado presenta la mejor alternativa para recuperar el oro.

El carbón activado fabricado de la cáscara de coco tiene una superficie de alrededor de 1000 m<sup>2</sup>/gramo y puede absorber hasta 30,000 ppm de oro de una solución de cianuro, dejando la solución agotada con un contenido de 0.05 ppm de oro.

El carbón cargado es acumulado hasta completar un lote para realizar una campaña en la siguiente etapa de recuperación de oro, es la desorción en donde

se ha logrado recuperar hasta el 92 % en donde el carbón pobre de 80 gramos por tonelada es tamizado y el material sobre malla 10 es sometido a tratamiento de reactivación ácida.

Este proceso es realizado calentando la solución eluyente a 90 °C a una concentración de cianuro libre de 0.20% y a un pH de 11.5, manteniendo una relación de líquido a sólido de 1,3 y un flujo de alimentación a la celda de 10 ppm. La solución Rica producto de la desorción es recuperada por Electrodeposición en una celda con 9 cátodos y 10 ánodos utilizando lana de acero como cátodo trabajando a 1100 amperios, 4 voltios a 55 °C de temperatura y una densidad de corriente de 1.3 amperios/dm<sup>2</sup> obteniéndose una eficiencia de 95%.

El calcio tiene un efecto realmente nocivo en la capacidad de adsorción del carbón activado sobre el oro y plata, por el descenso de su actividad y por el efecto retardador en la desorción.

Muchos inorgánicos son removidos con el lavado ácido, las sales precipitadas son disueltas con ácido diluido que puede ser ácido clorhídrico o ácido nítrico de la superficie del carbón. Esta técnica depende de la solubilidad de la sal depositada y la solución de ácido usada. La disolución de ácido disuelve el carbonato de calcio y otras especies minerales que son atrapadas en la superficie del carbón después del proceso, con el cual logramos un 40% de limpieza de la superficie completando el proceso con una regeneración térmica.

El objetivo de la regeneración térmica del carbón activado es la REMOCIÓN SELECTIVA de los productos que contiene el carbón acumulado en sus poros durante la operación de adsorción y desorción. Además, se logra la restauración de la estructura porosa, lo que es muy importante para devolver al

carbón su vitalidad de adsorción. Por lo tanto garantiza que la estructura molecular del carbón quede intacta, a través de las siguientes etapas:

**Secado.** Que elimina sustancias volátiles adsorbidas tales como alcoholes, a una temperatura de alrededor 200 °C

**Vaporización.** La vaporización de las sustancias absorbidas y también la descomposición de las sustancias volátiles a temperaturas entre 200°C y 500°C.

**Pirolisis.** De las sustancias absorbidas y que no son volátiles las cuales resultan de la descomposición de residuos carbonáceos sobre la superficie del carbón activado. No se realiza a temperaturas mayores a los 850°C y en una atmósfera controlada para evitar gratificación de los residuos pirolizados resultando una estructura parecida a la del carbón pero refractaria a la adsorción.

**Oxidación Selectiva.** De los residuos pirolizados se produce entre 700°C y 900°C por vapor de CO<sub>2</sub> o cualquier agente oxidante Durante la oxidación selectiva podría ser dificultosa remover los residuos sin causar daño a la estructura del carbón activado.

La Regeneración Térmica no involucra oxidación directa de los residuos pirolizados con oxígeno al contrario la atmósfera de esta zona debe ser controlada y debe haber ausencia de oxígeno.

El carbón regenerado es alimentado al circuito cumpliendo con las condiciones de operación como son la densidad de carbón entre los rangos de 20 a 30 gramos de carbón por litro de pulpa. El carbón de cáscara de coco se puede emplear hasta seis veces su rotación logrando resultados satisfactorios en nuestro proceso.

Además, se consideran el análisis económico del proceso; los temas como son: reactivación del carbón, desorción o elusión, electro-deposición que complementan al presente, serán tocados brevemente.

### **1.1 Planteamiento de problema**

El desarrollo de la industria minera en nuestro país es de suma importancia, puesto que genera mayores divisas con respecto a las demás; es así que las empresas en el Perú, como en la región de Puno encargadas a la extracción y explotación de yacimientos, están a la vanguardia de los diferentes métodos y procesos en la recuperación del oro

El desarrollo de la industria metalúrgica extractiva como transformativa es de suma importancia, puesto que la industria minera es la que genera mayores divisas en nuestro país y para ello, debemos conocer y poner en práctica el mejor sistema de procesamiento metalúrgico en la recuperación del oro, ya que existen diversas técnicas empleadas en los diferentes centros y empresas mineras y para éstas exigen la participación de recurso humano, técnico y profesional, hasta alcanzar la ejecución de las propuestas de cambio en los diversos campos del sector minero.

El problema que sobre sale en el sector minero, es la manera de mejorar la recuperación, se sabe que el tratamiento para la explotación y recuperación del oro no es la más efectiva ni adecuada; puesto que encontramos gran contenido de oro en la última etapa de un proceso de cianuración, específicamente en las colas o relave post cianuración, que posteriormente son depositados en canchas para su cierre;

Concluimos que se tiene un uso inadecuado de equipos y por ende escasa recuperación del producto, sumado a esto, se tiene la contaminación que los relaves del proceso provocan, de tal modo continua el problema latente.

Por lo tanto, se propone una alternativa para mejorar el grado de recuperación. Como? mediante el presente trabajo denominado: Estudio de Instalación de una Planta de Cianuración para la Recuperación de oro mediante el sistema C.I.P. a partir de relaves cianurados en la compañía minera Virgen del Rosario S.A.C , que es la implementación de operaciones y procesos, partiendo de una evaluación del procesamiento y recuperación de oro en la actual planta de la unidad de producción de Santa Rosa, a su vez considerando grandemente la propuesta ambiental que genere el proceso.

## **1.2 Justificación**

Dadas las condiciones del surgimiento del país, en los últimos años y las perspectivas favorables para el futuro, en cuanto a la metalurgia, se ha notado que contamos con yacimientos en donde el mineral de oro no es recuperado totalmente, la vía de tratamiento y recuperación es demasiado tradicional lo que no permite el total aprovechamiento de las tierras que nos rodean, de tal modo se propone trabajar con equipos óptimos en cianuración para recuperar en su totalidad el contenido de oro en un segundo proceso en esta compañía.

El procesamiento de minerales presentan diversos problemas y en este caso el problema fundamental es la recuperación del contenido de oro en las colas de un proceso primario de cianuración, que es un proceso físico – químico, usado para la sedación de metales del resto del mineral sometido en solución, para lo cual existen métodos, procedimientos y/o sistemas de recuperación del

tan ansiado metal precioso que es el oro, para ello el Ingeniero Metalurgista es el profesional indicado para solucionar estos problemas.

Cumpliendo este rol es que se evalúa el proceso a partir de ineficiente recuperación, ausencia de equipos necesarios para incrementar la recuperación, en consecuencia el consumo de energía excede lo determinado por tal motivo se realizó el estudio de instalar una planta con el equipo necesario y adecuado para la base de solución pasante y elegir el sistema correcto para tal cantidad de solución como es el sistema C.I.P. ( carbón en pulpa ), donde se incrementara en su totalidad la recuperación de oro y plata en un segundo proceso y esto significa bajo costo del proceso a un mismo tiempo

En este sentido es importante dirigir nuestra atención a la metalurgia extractiva, buscando métodos de procesamiento y de producción acordes a las exigencias de cada empresa y de mercado y lo mas importante, de acuerdo a las reservas mineralógicas que existan en el lugar, lo que implica que a través de la observación, descripción y valoración de las condiciones naturales y específicamente para este caso es considerar la instalación de un segundo proceso después del de Cerril Crowe para la recuperación máxima de oro con el Sistema Carbón en Pulpa (C.I.P.)

### **1.3 Hipótesis**

Es factible el proyecto puesto en funcionamiento y con los debidos tratamientos de relaves se verá la eficiente y máxima recuperación de oro que comparado con la recuperación actual con lleva a una diferencia, puesto que la tecnología utilizada es adecuada y cada operación rinde óptimamente para el oro en solución que se presenta.

Como parte de la investigación científica se debe definir la variable más importante tomando un parámetro de referencia el cual se detalla, para el caso de esta investigación, a continuación:

El punto de referencia es la recuperación, bajo el proceso actual, que se tiene de las colas o relaves cianurados en un primer proceso.

## **1.4 Objetivos de investigación**

### **1.4.1 Objetivo general**

Incrementar la recuperación de oro en planta de cianuración a partir de relaves mineros a través del sistema Carbón en Pulpa.

### **1.4.2 Objetivos específicos**

- Estudio e instalación de una planta de cianuración.
- Evaluación, selección y aplicación del sistema CIP. para el incremento en la recuperación de oro para soluciones cianuradas.
- Evaluación de costo y tiempo en el proceso de recuperación del oro.
- Análisis de impacto ambiental.

## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1. Refinación del oro

En todos los tiempos el oro, ha concitado el interés humano porque este metal ha sido empleado principalmente con fines monetarios o decorativos. Su rareza e inalterabilidad han hecho de un símbolo de riqueza y poder.

El oro, ampliamente esparcido en la naturaleza, es encontrado generalmente en pequeñas cantidades. Se le ha detectado en una gran cantidad de materiales tales como granito, carbón, caliza, arena, rocas ácidas, y agua de mar.

El oro se encuentra frecuentemente en depósitos de minerales básicos, especialmente en minerales sulfurados de cobre. El oro no se presenta como un sulfuro u otro compuesto (excepto el caso de los telurios) sin embargo, se encuentra en forma de oro nativo en la superficie o diseminado a través de la matriz de otras partículas de mineral.

El oro se presenta en muchos y variados ambientes geológicos que pueden ser agrupados en siete grandes categorías (Henley 1975): Oro en

cuarzo, depósitos epitermales, placeres jóvenes, placeres fósiles, depósitos de oro diseminado, oro como sub producto y oro en agua de mar

También el oro podemos separarlo en 3 particularidades geológicas como son:

- A. **Minerales de oro nativo.** Estos son minerales en los cuales el oro esta en estado elemental y no esta encapsulado en sulfuros y otros minerales.

Una vez liberada estas partículas de oro mediante un proceso de molienda el oro, que posee tamaños relativamente gruesos es recuperado por diferentes aparatos de recuperación gravitacional. La amalgamación fue utilizada en el pasado.

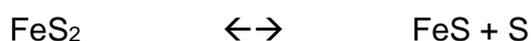
- B. **Oro Asociado con sulfuros.** Ocurre cuando el oro se presenta en dos formas en estado libre y diseminado en sulfuros

La pirita es encontrada en la mayoría de los minerales de oro. También es muy frecuente observar pirrotita, Arsenopirita, calcopirita, estibinita, y otros sulfuros

La pirita es relativamente estable en soluciones cianuradas, pero en presencia de pirrotita el consumo de cianuro se ve aumentado considerablemente (debido a la descomposición de los sulfuros).

El oro se encuentra presente en pirritas auríferas en las cuales el oro está a menudo finamente diseminado en la matriz de la pirita.

La pirita usualmente contiene oro, plata, cobre etc. como impurezas en forma de finas inclusiones, llamadas también impurezas isomórficas o soluciones sólidas las mismas que incrementan su valor. Un aspecto interesante de la pirita es la presencia de azufre como elemento de superficie formado de acuerdo a la reacción que se presenta:



El azufre incrementa las propiedades que repelen al agua de la piritita y colabora con su flotación

El comportamiento de la piritita está conectada íntimamente con la susceptibilidad de una oxidación rápida cuando la piritita se oxida en presencia de agua se forma una película de hidróxido férrico  $\text{Fe}(\text{OH})_3$  sobre la superficie



**C. Teluros de Oro.** Estos son los únicos minerales de oro, aparte del oro metálico, que tienen importancia económica estos generalmente se encuentran con oro nativo o con sulfuros. A estos minerales pertenecen la calaverita y krennerita los cuales contienen alrededor de 40% de oro, y silvanito (contiene plata) la que contiene alrededor de 25% de oro.

## 2.2. Cianuración del oro

El oro fue uno de los primeros metales utilizados por el hombre. El oro nativo fue fácilmente reconocido debido a su color amarillento característico cuando se encuentra en forma masiva y pura, y también por que era fácilmente trabajable utilizando técnicas de deformación muy simples.

El oro nativo puede ser fácilmente recuperable por métodos sencillos de separación gravitacional basado en su alta densidad y peso específico. Sin embargo, la recuperación de oro fino y oro asociado a otros minerales ha sido desarrollada recientemente

En 1846 Elsner estableció que el oro y la plata son solubles en  $\text{NaCN}$  y  $\text{KCN}$  solo en presencia de oxígeno de acuerdo a la siguiente ecuación



En 1889 Mac Artur establecieron la aplicación industrial del proceso de extracción de oro mediante una solución cianurada

A partir de allí entonces el proceso de cianuración ha llegado a tener aplicación casi universal en la extracción del oro y la plata.

Laver y Wolf dan la relativa solubilidad de los minerales de cobre, en soluciones de Cianuro de sodio de 0.10% como sigue:

Tabla 1: *Cianuración del oro*

<b>Mineral</b>	<b>% Solubilidad</b>
Calcopirita	8.2
Crisocola	15.70
Tetraedrita	43.70
Enargita	75.1
Bornita	99.0
Azurita	100
Calcosina	100
Cuprita	100
Malaquita	100
Cobre Metálico	100

Fuente: Laver y Wolf, 1991

En el caso del cobre metálico la relación de cianuro consumido al cobre disuelto varía de 1.84:1. En caso de la enargita y calcopirita las razones son 2.75:1 y de 2.44:1 respectivamente.

La manera de reducir el consumo de cianuro en la presencia de minerales de cobre es usar soluciones diluidas en una concentración de 0.005 a 0.01% de cianuro de sodio.

### 2.2.1. Fundamentos de la cianuración del oro

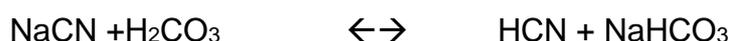
Los cianuros más importantes que se usan en este procedimiento son el de sodio y el de calcio, este último se expende en una forma impura que contiene cerca de 50 % NaCN equivalente. El de sodio se expende en varias concentraciones desde el 35% hasta el 93% de NaCN. Una solución de cianuro alcalino en agua se hidroliza como sigue:



La extensión hasta donde prosigue esta hidrólisis en las soluciones de cianuro comerciales en agua, depende principalmente de la cantidad de álcali libre en el cianuro

Si este álcali libre es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser despreciable. En ausencia del álcali libre apreciable la hidrólisis puede retardarse mediante la adición de cal.

El ácido carbónico que es más fuerte que el cianhídrico descompone las soluciones de cianuro alcalinos, de acuerdo a la siguiente reacción química.



Esta reacción también puede evitarse con el uso de la cal.

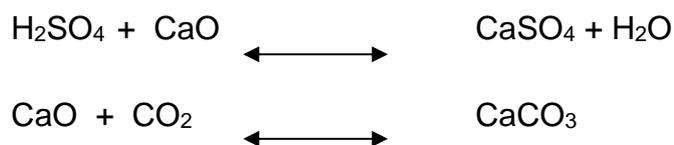
### 2.2.2. Efectos en la cianuración del oro

#### 2.2.2.1. Efectos de la alcalinidad

Las funciones del hidróxido de calcio en la cianuración son las siguientes:

1. Evitar las pérdidas de cianuro por hidrólisis.
2. Prevenir pérdidas de cianuro por acción del anhídrido carbónico del aire.
3. Neutralizar los componentes ácidos tales como las sales ferrosas férricas y el sulfato de magnesio en el agua que se alimenta a planta.

4. Descomponer los bicarbonatos del agua, en la alimenta a la planta antes de la cianuración.
5. Neutralizar la acidez de los constituyentes de la mena.
6. Neutralizar los componentes ácidos resultantes de la descomposición de los diferentes minerales de la mena en las soluciones de cianuro.
7. Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que puedan separarse de la solución rica clara de la mena cianurada.
8. Mejorar la extracción, cuando se trata de menas que contienen y telurios platas rojas o rocicler que se descomponen mas rápidamente a una mayor alcalinidad por la acción de la cal en la neutralización de los productos de descomposición. Se muestra en la siguiente ecuación



#### 2.2.2.2. Efectos de la temperatura

El aumento de la temperatura agiliza la actividad de la solución y consiguientemente acelera la velocidad de disolución del oro.

Al mismo tiempo la cantidad de oxígeno en la solución disminuye por que la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura

#### 2.2.2.3. Efectos de la clarificación

La clarificación perfecta es probablemente el factor más importante la obtención de un precipitado limpio se debe al eliminar todos los sólidos en suspensión de la solución rica, también aquellas suspensiones coloidales, prácticamente invisibles a la vista.

#### 2.2.2.4. Efecto del oxígeno

El uso del oxígeno o un agente oxidante es esencial para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración. Barsky, Swainson, y Hedley, determinaron la velocidad de disolución del oro en soluciones de 0.10% NaCN usando nitrógeno, oxígeno y mezcla de ambos.

Las pruebas se efectuaron sobre 100 cc de solución de cianuro y a 25 °C de temperatura y con iguales volúmenes de gas para cada prueba. Los resultados de esta prueba los observamos a continuación:

Tabla 2: *Disolución del oro*

Oxígeno (%)	Disolución del oro (mg/cm <sup>2</sup> /hora)
0	0.04
9.6	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

Fuente: Elaboración propia

#### 2.2.2.5. Efecto de la concentración de cianuro

La rapidez de disolución del oro en las soluciones de cianuro alcanza un máximo pasando de soluciones concentradas a diluidas.

White encontró que la velocidad máxima de disolución es cuando la concentración de la solución es de 0.20% de NaCN y cuando dicha solución esta saturada con oxígeno.

#### **2.2.2.6. Efecto del tamaño de partículas en la velocidad de disolución**

Bajo condiciones consideradas ideales con respecto a la aireación y agitación, Barsky encontró que la velocidad máxima de disolución del oro llega a ser de 3.25 mg/cm<sup>2</sup>/hora.

### **2.3. El carbón activado**

El Carbón Activado no viene a ser sino un Carbón con una gran área superficial, al cual se le ha eliminado las sustancias volátiles y destruido algunos enlaces moleculares débiles a través de un tratamiento Piro-metalúrgico.

El carbón es una sustancia interesante y singular. El hecho es que tiene la propiedad de adsorber el oro y la plata a partir de soluciones hasta el grado de 7% de su peso en oro y 3% de su peso en plata sin mostrar el más ligero cambio en su apariencia, misterio que tiene gran interés para los metalurgistas. Hasta ahora con la cantidad de datos disponibles gracias a varios investigadores, mucho resta por aprender.

Estas afirmaciones hechas hasta 1921 también son aplicables actualmente, debido a la complejidad de carácter físico y químico del carbón activado.

Para optimizar la performance metalúrgica de un proceso que usa carbón activado para recuperar oro y plata, algunos comprenden lo que involucra y a veces una química compleja es muy necesaria.

Esta filosofía será aplicada no solo a procesos de adsorción y elusión sino también a la regeneración efectiva del carbón para su uso repetido.

En muchos casos el carbón activado es un único material con propiedades no poseídas por otra clase de sustancias orgánicas desde que el carbón activado contiene considerable cantidad de nitrógeno y oxígeno es esencial considerar al carbón como un polímero orgánico en que tiene un área excepcionalmente grande y es un buen conductor de la electricidad.

Fue introducido como adsorbente de oro y plata por los años 1880 y Johnson en 1894 patentó el uso del carbón para recuperar oro de soluciones cianuradas el que posteriormente se fundía para recuperar oro y plata.

### **2.3.1. Propiedades**

Las propiedades más importantes del Carbón Activado usado en la extracción del oro son:

- a. Capacidad de adsorción.
- b. Velocidad de adsorción.
- c. Resistencia mecánica y resistencia al uso.
- d. d.- Características de reactivación.
- e. Distribución del tamaño de partículas.

### **2.3.2. Propiedades físicas**

El carbón activado puede ser obtenido calentando virtualmente algún material carbonaceo en una atmósfera medianamente oxidante. De los estudios realizados con difracción de rayos - X se considera para el carbón dos estructuras básicas:

- a. Pequeñas regiones del elemento cristalino compensadas con el elemento paralelo de un átomo hexagonal.
- b. Un desorden cruz en el enlace de red de carbonización en hexágono el cual es más pronunciado en formación de carbón de materiales de alto contenido de oxígeno. Comúnmente citamos direcciones para elementos cristalizados que dependen de la temperatura para variaciones típicas en los rangos de 9 a 12°A de alto y de 20 a 23°A de ancho De estos valores podemos estimar que la estructura cristalina son aproximadamente de 3 capas de alto y con un ancho equivalente del diámetro del hexágono de un carbón de mina.

El proceso de activación genera un extremo largo de área superficial interna que es prácticamente infinito relativo a la superficie externa del carbón granular y en un rango amplio del tamaño y forma de poros.

La clasificación del tamaño de poros según DUBININ, esta dado y esta basada en un cambio en el mecanismo de adsorción de gas por vapor para tamaño de poros.

Macroporos	$X > 100$ a $200$ nm
Mesoporos	$1.6 < X < 100$ a $200$ nm
Microporos	$X < 1.6$ nm

Donde: X = Tamaño Característico

El termino súper micro poro se describe en el rango de 0.6 a 1.6 nm

Durante el curso de la desorción del carbón desarrolla una estructura porosa de dimensión molecular con un área superficial interna extraordinariamente grande en el cual se efectúa la adsorción. La cantidad,

tamaño y forma de estos poros distinguen los tipos variables de carbones activados y gobiernan su aplicación siguiente.

En general los materiales en bruto como una estructura celular densa producen un producto duro, frágil y es por esta razón que los carbones fabricados a partir de cáscara de coco son usados casi exclusivamente en la industria minera aurífera.

El área superficial y la superficie del poro son desarrolladas durante el proceso de carbonización y activación. Los tamaños de los poros son importantes debido a que pueden ejercer una influenciada de zarandeo, en el cual las moléculas provienen desde sus adsorbidos o aun promueven la adsorción cuando los diámetros de los poros son de tamaño óptimo, por ejemplo: Los poros pequeños de los carbones de cáscara de coco son ideales para adsorber moléculas pequeñas gaseosas el cual se ajusta más compacto dentro de los poros grandes de otro tipo de carbón.

### **2.3.3. Propiedades químicas**

Las propiedades de Adsorción del carbón activado no solamente son determinados por el área superficial sino también sus propiedades químicas que son semejantes según se enumeran:

A. Disturbios en la estructura microcristalina, con un margen de efectos de dislocación que resulta con la presencia del carbón residual, este efecto de adsorción de ambos, polar y especie polarizante.

B. La presencia de elementos químicos semejantes al oxígeno e hidrógeno en el material de origen.

Esto ha conducido al uso de adsorción de moléculas de diferente tamaño mediante carbones activados como una indicación de la distribución del tamaño de poros.

Así, las pequeñas moléculas de yodo son adsorbidas en poros debajo de 1mm de diámetro de modo que el NÚMERO DE YODO es un indicador del número de poros encima de este tamaño, en tanto al otro extremo de la escala, melaza solo son adsorbidas encima de alrededor de 30mm, y el NÚMERO DE MELAZA es el indicador del número de poros más grande que este.

En corte transversal los poros del carbón activado pueden ser circulares o rectangulares o de una variedad de formas irregulares y pueden ocurrir constricciones estos poros pueden ser clasificados generalmente en términos de sus diámetros equivalentes, esto es:

Micro-poros menores a 20 Å, caracterizados por adsorber sustancias orgánicas que constituyen el 95% del área superficial total.

Meso-poros de 20 Å a 500 Å, constituyen fuente de adsorción de la mayor parte de los adsorbatos, representan un 5% del área superficial total.

Macro-poros Mayores a 500 Å 1,000Å a 2,000 Å que constituyen un medio de difusión y admisión de adsorbatos, contribuyen muy poco al área superficial total.

La división más importante esta en el llamado carbones “H” y “L”.

Los carbones “H” son formados a temperaturas mayores de 700°C típicamente alrededor de 1000 °C y se caracterizan por que toman todo el ácido sobre una inmersión en agua.

Los carbones “L” son activados debajo de 700°C, típicamente alrededor de 300°C y 400°C y se caracterizan por adsorber todas las bases en una inmersión en agua.

Una propiedad importante de ambos tipos es que son expuestos al oxígeno, el oxígeno es adsorbido irreversiblemente por el carbón y es liberado solamente a altas temperaturas como CO y CO<sub>2</sub> mostrando así que esta presente en la superficie del carbón como un óxido superficial del carbón aun que estos óxidos superficiales juegan un papel importante en la naturaleza química del carbón, su identidad puede no significar estar en desacuerdo como se ha establecido debido a la temperatura, en el cual los gases son involucrados sobre muestras no gaseadas de carbón bajo vacío, correspondientes a los rangos de temperatura involucradas en la producción de carbones H y L esto indica que el óxido superficial desarrollado como CO<sub>2</sub> a temperaturas más bajas son los más responsables de comportamiento físico químico de los carbones L y aquellos desarrollados como CO a temperaturas más elevadas son los responsables del comportamiento de los carbones H intentos para identificar estos óxidos superficiales son denominados complejos especializados Los óxidos a bajas temperaturas parecen tener carboxilatos en su naturaleza tanto aquellos formados a temperaturas más elevadas parecen tener fenoles o algo derivado de este grupo tal como la Lactosa.

La importancia de estos grupos probablemente consiste en la habilidad para alterar las propiedades hidrofóbicas vs. hidrofílicas de la superficie del carbón.

El proceso básico de activación del carbón consiste en carbonización y oxidación, usualmente involucra dos etapas:

Una etapa preliminar de carbonización primaria a temperatura mas baja (300°C a 600°C) el cual extrae la materia volátil del material en bruto para dejar un esqueleto de carbón hidrofílico seguido por un calentamiento a temperatura mas alta (700°C a 1000°C ) en presencia de aire, CO<sub>2</sub> vapor de agua o mezcla de estos esta es la etapa de oxidación y el oxígeno quema parte del esqueleto del carbón como CO y CO<sub>2</sub> alimentando así el área superficial interna del carbón y desarrollando una estructura porosa.

Si se excluye el oxígeno, el carbón resultante no tendrá habilidad para adsorber ácidos.

#### **2.3.4. Manufactura y activación**

La activación de Carbones es un proceso por medio del cual se provee de ciertas propiedades adicionales a un carbón simple, tales como mayor adsorbibilidad, mayor densidad relativa para la cual existen dos procesos básicos de activación y de estos hay muchas modificaciones dependiendo sobre todo del estado del material y del producto final deseado: Carbón granular o en polvo.

Los dos grupos básicos del proceso están generalmente referidos a una activación química o gaseosa y son como sigue:

1. Procesos que dependen sobre todo de los componentes químicos inorgánicos presentes en forma natural o adicionada a la materia prima para degradar o deshidratar las moléculas orgánicas durante la carbonización.
2. Procesos que dependen sobre todo de la oxidación de la materia carbonácea como aire a baja temperatura o vapor, dióxido de carbono o flujo de gas a alta temperatura Las temperaturas para

ambas formas de activación varían entre 600 a 900°C para un tiempo entre 15 minutos y varias horas, según la activación deseada.

La activación con gases oxidantes es relativamente fácil de realizar en el laboratorio, pero presentan algunas dificultades cuando se desea aplicar a escala industrial.

Mientras que la activación química se caracteriza por que requiere de un mayor número de etapas para su consecución, pero menos dificultades para su ejecución.

Nuestro conocimiento de la naturaleza de los cambios que se producen durante la activación no es completo y esto debido a la diversidad de métodos por los que un carbón activado puede ser conseguido. Existen diversas opiniones acerca de los aspectos físico - químicos de la superficie del carbón activado, los cuales se encuentran encuadrados en dos teorías.

Teoría cuantitativa la cual atribuye a las propiedades absorbentes del carbón activado a su acción capilar debido a la gran cantidad de micro-poros y su gran área superficial ( $2 \times 10^4$  hasta  $6 \times 10^4 \text{ cm}^2 / \text{gramo}$ ) que éste posee.

Teoría cualitativa la cual atribuye a las propiedades absorbentes del carbón activado a los centros activos que vienen a ser fuerzas que sujetan a una molécula absorbida y que presentan entre una y otras características diferentes de adsorción, debido a la disposición geométrica de los átomos tanto de carbono como de otros elementos a los del carbono por enlaces.

En lo que se refiere a su utilización éstas son múltiples habiéndose introducido últimamente dentro del campo de la metalurgia, en las siguientes actividades absorbente en los excesos de los reactivos de Flotación, adsorción de colectores, adsorción de iones metálicos, como un catalizador etc.

Virtualmente todos los materiales carbonáceos pueden ser usados para producir carbón activado. La mayor parte comúnmente usada proceden de materiales como madera, turba, Cáscara de coco, carbón bituminoso, antracita y pepa de frutas. El tipo de procedencia del material tiene una marcada influencia en su estructura física del producto, en particular el volumen de los poros y la distribución del tamaño de partículas por ejemplo:

La madera se utiliza como material de origen para clarificar, la cáscara de coco y el carbón base son generalmente usados para la adsorción de la fase gaseosa y en la recuperación del oro

El carbón es activado por la eliminación de hidrogeno o por una abundante fracción de hidrogeno de una materia prima carbonácea que produce una abertura de poros, este proceso es denominado activación y se realiza en dos etapas

**A.** En la primera Etapa el material es calentado a 500°C aproximadamente en presencia de agentes deshidratantes

En el proceso llamado Carbonización muchas de las impurezas son removidas por gases (monóxido de carbono, dióxido de carbono) y el remanente es parecido a un alquitrán.

Los átomos de carbono son libres mientras que el resto tiene una formación cristalográfica

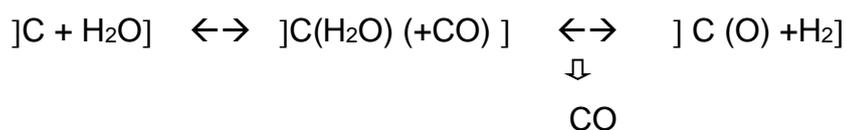
Este resultado en la evolución de un producto tiene un área específica de 10 a 500 m<sup>2</sup>/g y que la mayoría es apta para la formación de micro-poros

**B.** La segunda etapa consiste en la exposición del material a una atmósfera oxidante de vapor, dióxido de carbono y oxígeno a una temperatura de 700 a 1000°C para quemar el residuo y producir una estructura interna de los poros

Las reacciones resultantes del parcial o completo quemado de la capa de carbón producen una gran cantidad de poros y la exposición de la superficie de cristalización formado durante la carbonización.

Los átomos de carbón están al borde y en las esquinas de la estructura cristalina y un defecto por discontinuidad son especiales para la reactivación y aptos por su valencia no saturada los que son llamados “sitios Activos”.

La reacción de vapor con carbón, comprende la adsorción de vapor de agua sobre la superficie de carbón, seguido por la evolución de hidrogeno y monóxido de carbono. Las reacciones abajo indicadas entre paréntesis ] indican el nexo con la superficie del carbón



Este mecanismo es representado por la reacción



Este proceso es aplicado durante la reactivación de carbón en plantas de extracción de oro con la adición de vapor dentro de los hornos de reactivación tipo Kilm y la activación es catalizada por hierro, cobre óxidos y carbonatos.

### 2.3.5. Factibilidad de su producción

Por muchos años las propiedades absorbentes del carbón simple se conocieron y se estudiaron inclusive antes que se ideara la expresión carbón activado. Las características especiales y el costo relativamente alto por ser importado, su precio fluctúa alrededor de \$1.00/libra se consideró dentro de nuestros objetivos manufacturar nuestro carbón activado a partir de un producto no muy costoso, tal es un carbón mineral (antracita).

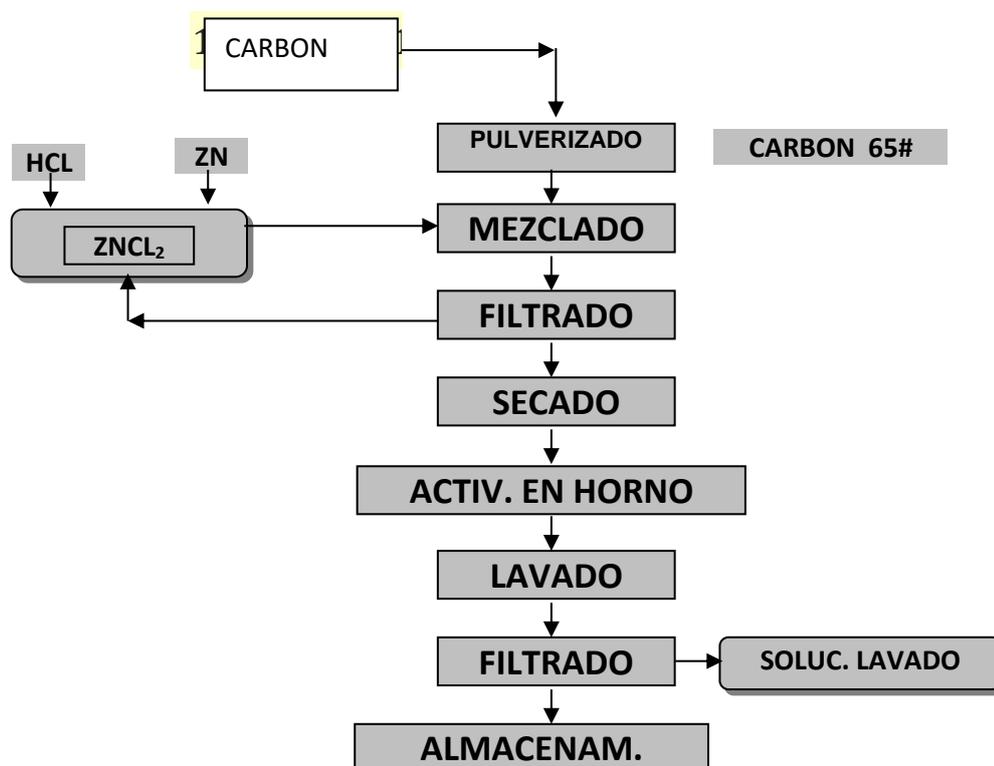
El proceso básico que más adapta a la activación de estos materiales, es el de activación química, para lo cual se empleo como agente activante una solución de cloruro de zinc obtenida a partir de la reacción de polvo de zinc con ácido clorhídrico.

#### **EQUIPOS EMPLEADOS:**

- Equipo de pulverización de carbones.
- Tanque de mezclado cloruro de zinc + carbón.
- Equipo de agitación de pulpa.
- Tanque de preparación del cloruro de zinc.
- Equipo de filtrado de pulpa
- Secador de serpentín.
- Horno eléctrico rotatorio de activación.
- Tanque para el lavado del carbón activado.
- Para la evaluación del carbón también se requerían los siguientes equipos:
  - Vasos de pyrex de mezclado.
  - Cocina eléctrica de “hot Platees”.

- Termómetro de 500°C.
- Potenciómetro digital.
- Balanza analítica de precisión.
- Embudos de Filtrado.
- Secadora de serpentín.

Tabla 3: Diagrama de flujo del proceso de activación del carbón



Fuente: Elaboración propia

**RESULTADOS:**

La presentación de los resultados comprende diferentes aspectos de activación y evaluación de los carbones, los que han sido encuadrados de la manera siguiente.

### 1. Resultados de la evaluación a partir del carbón antracita.-

Previamente antes de la activación, el carbón antracita molido a malla -65 fue bañado con la solución de cloruro de zinc en una concentración de 2 molar, sometido a secado y luego introducido al horno rotatorio para la realización de activación propiamente dicha, bajo las condiciones mostradas en el Tabla N° 4 el cual presenta los resultados obtenidos

Tabla 4: Resultados de la evaluación a partir del carbón antracita

PRUE N°	ALIMENT. Gr.	T° °C	T Hr.	PROD. Gr.	ENSAYES %			
					M.V.	C.F.	CENIZA	Btu/Lb
Carbón sin activar					3.5	84	12.5	13080
1	2000	600	1	1720	3.2	81.6	15.2	12500
2	2000	600	2	1610	2.8	81	15.2	12480
3	2000	600	3	1580	2.4	80.9	15.7	12400
4	2000	700	1	1660	26	82.9	15.5	12490
5	2000	700	2	1560	2.3	81.4	15.3	12400
6	2000	700	3	1520	1.6	80.9	16.5	12380
7	2000	800	1	1600	2.5	81.2	16.5	12400
8	2000	800	2	1550	2	80.5	16.8	12380
9	2000	800	3	1500	1.1	79.4	17	12200
M.V. = Material Volátil C.F. = Carbon Fino en %								

Fuente: Elaboración propia

### 2. Resultados de evaluación de la capacidad adsortiva del carbón activado obtenido a partir de la antracita.-

Muchos factores entran al seleccionar

cualquier carbón activado, siendo la capacidad adsorptiva una de las más importantes difícil de determinar, y es aquí donde principalmente se ha centrado la evaluación de nuestros carbones, para lo cual los carbones antes de someterse a evaluación fueron molidos a malla # 325 en un 95 % con la finalidad de producir una mayor área superficial de este.

La medición de la capacidad adsorptiva del carbón se dirigió al caso de adsorción de oro.

#### ***a.- Selección de carbones***

De la diversidad de carbones activados obtenidos (mostrados en el Tabla N°4), debido a la variación de las condiciones de activación se ha seleccionado aquellos que mejor responden a la adsorción según:

Carbón	=	N° 6
Adsorbato	=	Oro
Sol. Original mg/100ml	=	122
Sol. Remanente mg/100ml	=	117
% Adsorción	=	5

En la prueba se utilizó 100 gramos de carbón activado

#### ***b. Selección del pH y Tiempo óptimo de Adsorción:***

Seleccionados los carbones se realizaron ajustes en los parámetros de adsorción tales como pH y tiempo de adsorción con el objeto de determinar la verdadera capacidad de adsorción de los carbones ante el elemento considerado según se muestra

Carbón	=	N°6
Adsorbato	=	Oro

pH	=	7
Sol. Original mg/100ml	=	122
Sol. Remanente mg/100ml	=	117
Tiempo de Agitación	=	30
% Adsorción	=	5
X/M (*)	=	0.05

(\*). Iones absorbidos por peso de carbón utilizado

Se realizaron pruebas variando el dosaje de carbón en la solución con la finalidad de determinar las ecuaciones de las isothermas de adsorción de Freundlich según:

$$X/M = K \cdot C^{1/N}$$

X = unidades de iones oro

M = Peso de carbón requerido para absorber

C = Concentración de iones remanentes en la solución

K, N = Constantes.

Resultará la ecuación siguiente para la adsorción de iones oro

$$\text{Log } [X/M] = -2.2702 + 0.4244 \text{ log } C$$

Para la adsorción de iones oro:

Carbón	=	100 mg
Sol. Original mg/ 100 ml	=	120
Sol. Remanente mg/100 ml	=	116
% Adsorción	=	4

$X/M (*)$	=	0.04
$\text{Log}(X/M)$	=	$-2.2702 + 0.4244 \log 116$
$\text{Log}[X/M]$	=	-1.3940
$\text{InvLog}$	=	-1.3940
$X/M$	=	0.04

### Conclusiones

La temperatura óptima para la preparación de carbón activado a partir de la antracita oscila entre 750 a 800 °C tiempo de retención de 1 y 3 horas respectivamente.

Estos parámetros se han definido, en base al mejor comportamiento de los carbones en las pruebas de adsorción, Es necesario hacer notar que la temperatura de la solución para la adsorción no debe superar los 30°C por que a medida que se incrementa, se va produciendo simultáneamente el fenómeno de adsorción y desorción lo que no permite el mejoramiento en la adsorción.

#### 2.3.6. Criterios para seleccionar un carbón

El carbón activado es un material altamente poroso, con una superficie interna muy grande en la unidad de masa (un carbón típico puede tener de 1100 a 1200 m<sup>2</sup> por gramo aproximadamente. Asimismo, no es un material homogéneo.

Mientras más suave es éste, mayor es su actividad, luego, el carbón suave perdido por atrición es la porción más activa.

Cuando se selecciona los carbones se debe evaluar la resistencia a la atrición y elegir el carbón con mayor actividad después de la atrición.

El área superficial es la propiedad física más importante del carbón activado, después de la eficiencia de adsorción

Para diseñar un sistema de adsorción, se debe tomar en cuenta la densidad aparente junto a su capacidad específica de adsorción.

Por tanto, las propiedades importantes para la selección de un buen carbón son la actividad que se requiere para permitir la mayor eficiencia de recuperación de oro de las soluciones.

La dureza requerida para soportar las condiciones severas de abrasión del circuito es de suma importancia, así como otras especificaciones que son:

Densidad aparente,

Humedad,

Contenido de cenizas,

Tamaño de partícula

Número de dureza ASTM

### **2.3.7. Pérdidas de carbón por atricción**

El carbón Activado roto reduce el sistema de extracción del oro representando una pérdida del mismo carbón y también los valores de oro

Las pérdidas de carbón ocurren de la siguiente manera:

1. Atricción entre el carbón y sólido en un sistema de pulpa (CIP –CIL).
2. Atricción entre el carbón - carbón en solución y sistema pulpa (CIP, CIL adsorción y lavado ácido).

3. Atricción entre el carbón – carbón, carbón - Fierro, en un sistema seco durante la reactivación térmica.
4. Rotura del carbón durante el transporte de bombas y eductores.
5. Rotura por el choque térmico durante la reactivación térmica y el apagado.
6. Choque químico en la remoción química del carbón de los compuestos inorgánicos.

Las pérdidas de carbón por atricción varía de planta - planta dependiendo de las condiciones del proceso aplicado, velocidad de tratamiento, tipo de sistema de adsorción, velocidad de transferencia de masa del carbón, tipo de equipo usado especialmente en el transporte de carbón (bombas) y el tipo de carbón.

El consumo típico de carbón varía de 35 a 100 gr/ton y el promedio en la industria es de 50 gr/ton

En un estudio realizado las pérdidas son distribuidas de la siguiente manera:

Tabla 5: *Perdida de carbón por atrición*

LUGAR	% PERDIDA
Circuito de Adsorción mixta	40
Inter etapas de transferencia (incluye transferencia de Elusión)	6
Elusión (incluye transferencia a regeneración)	7
Regeneración (incluye el apagado y tamaño por material)	47

Fuente: Elaboración propia

En una estimación el 41% se pierde en el circuito de adsorción (adsorción - transferencia entre etapas = 46%) hasta el circuito final y solamente el 5% se recupera de las colas con un tamizado.

El carbón perdido en las colas del circuito de adsorción contiene oro ya que escapa por su tamaño pequeño influyendo en la eficiencia del circuito. Las pérdidas a nivel de laboratorio se determinan según:

$$\% \text{ Finos de Carbón} = \frac{A - B}{C} \times 100$$

Donde:

A = Es la masa de membrana de filtro con finos de carbón (g)

B = Es la masa de membrana de filtro (g)

C = Es la masa de la muestra de carbón seco (g) = 50 gramos (práctico)

La resistencia a la atrición se determina mezclando el carbón en agua mediante agitación, e introduciendo en una botella giratoria.

La cantidad más pequeña a la normal generado (es decir, para una malla 10 x 16 de carbón), es la cantidad de malla -16 que es usada para expresar la resistencia a la atrición.

## **ADSORCIÓN EN CARBÓN ACTIVADO**

### **2.4. Adsorción**

El carbón activado fue introducido como adsorbente para la recuperación del oro y la plata a partir de soluciones cianuradas (aprox. 1880).

La adsorción de cianuro de oro en una partícula porosa de carbón, involucra los fenómenos simultáneos de DIFUSIÓN a través de poros y adsorción sobre LUGARES ACTIVOS o áreas del carbón que tienen afinidad por el oro y la plata (Davidson 1982, Dougall 1981)

Una de las características más importantes del carbón activado es su estructura porosa, una representación esquemática de la estructura del poro del carbón activado es la que sigue en el Figura N° 1

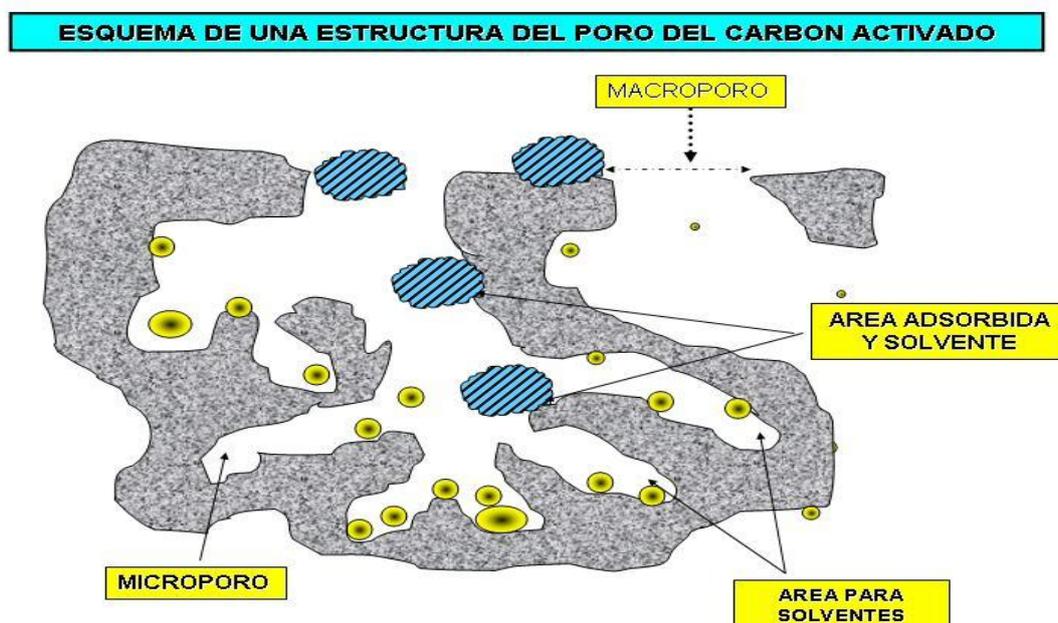


Figura 1. Esquema de una estructura de poro de carbon activada

Aunque la estructura submicroscópica no este bien determinado asume que están compuestos de partículas amorfas distribuidas al azar para dar una red compleja de forma irregular. Los poros están definidos en dos clases de tamaños, Macroscópicos, son los que constituyen el 5% de la superficie activa, tienen de 1000 a 2090 Å de diámetro, y los micro-poros que tienen de 10 a 20 Å de diámetro y son más importantes, puesto que ellos contribuyen a tanto como 95% del área de superficie disponible.

### 2.4.1 Mecanismo

El oro, plata, mercurio y probablemente el cobre, son adsorbidos sobre el carbón como especies neutras. Estas especies pueden ser sales de los complejos cianurados, con los aniones y cationes separados y con producción de M-CN procedente de la oxidación del M-(CN): por él oxígeno adsorbido M = Au, Ag y Cu

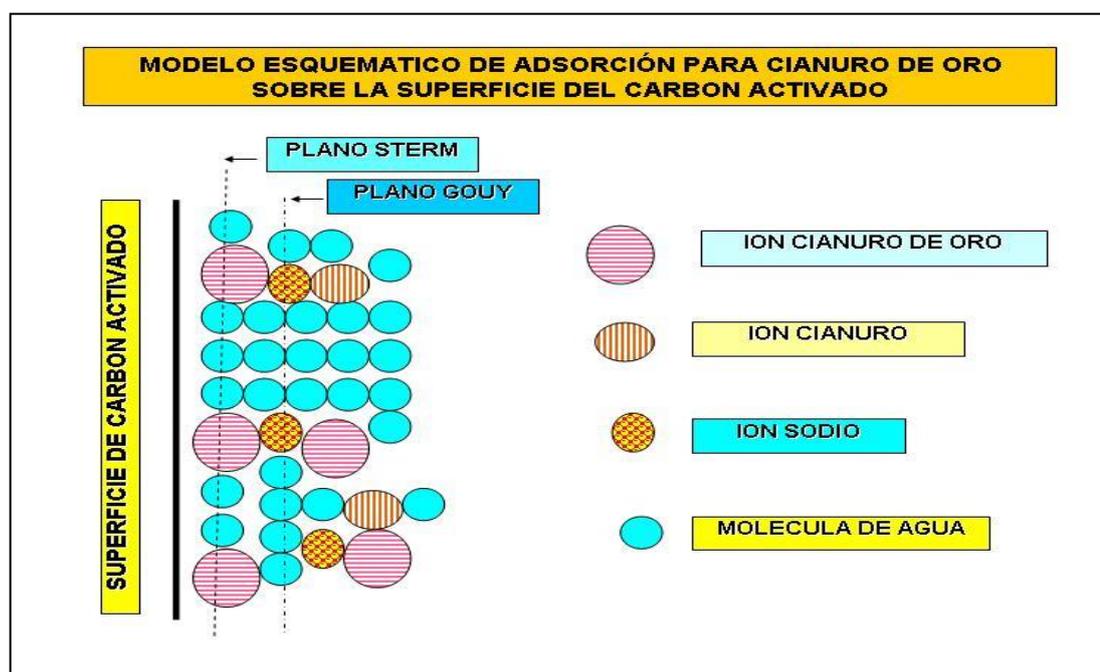


Figura 2. Modelo esquemático de adsorción de cianuro de oro sobre la superficie del carbono activado

Los cationes como  $\text{Na}^+$  y  $\text{Ca}^{2+}$  mejoran el equilibrio de adsorción del complejo  $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$  mientras que iones competidores como  $\text{CN}^-$  disminuyen la capacidad de carga del carbón. Hay evidencia que la adsorción del oro sobre el carbón activado es un proceso reversible, pero todavía no se ha establecido relaciones matemáticas para el fenómeno de adsorción del oro desde una solución de múltiples solutos.

El Mecanismo de adsorción fue propuesto basado sobre la doble capa eléctrica según se muestra en el siguiente grafico:

El proceso es relativamente lento y por lo tanto es el factor más importante en el diseño de la sección carbón en pulpa.

El equilibrio verdadero entre el carbón y la pulpa raras veces es alcanzado en una etapa de una sección de carbón en pulpa, por lo tanto la aproximación de Mac Cabe Thiele no puede ser utilizado para la determinación del número de estadios para alcanzar la eficiencia de adsorción deseada.

La adsorción del oro en carbón, se describe adecuadamente mediante una isoterma no lineal, como Freundlich

$$q_s = A C_s^n \quad (1)$$

Donde:

$q_s$  = Carga del carbón (superficie de la partícula (gr de Au/Kg de carbón)

$A, n$  = Parámetros de la expresión

$C_s$  = Concentración en la fase líquida (gr Au/m<sup>3</sup>)

Experimentalmente se obtiene resultados de medición de  $q_s$ , como función de  $C$ , y al plotear  $\log q_s$  Vs  $\log C$ . de los valores de los parámetros  $A$  y  $n$ , se determinan de la ordenada en el origen y la pendiente de la línea.

Los mecanismos deben basarse en modelos cinéticos ya que el proceso opera lejos del equilibrio y que se puede cuantificar la condición de equilibrio mediante isotermas de adsorción las que expresan la capacidad de cargado de oro en el carbón en equilibrio con la concentración de oro en la solución.

Las dos relaciones más importantes son las siguientes:

### 2.1. Isoterma de Kuster (Confirmada por Freundlich)

$$\frac{X}{M} = K \times C^{1/n} \quad (2)$$

X = Es la cantidad de adsorbato adsorbido (mg)

M = Es la masa del adsorbente gr)

C = Concentración del adsorbato en el equilibrio (mg/l)

K,n = Constantes, donde K indica la capacidad de carga (adsorción) del carbón activado en equilibrio

Capacidad de adsorción del valor de K:

$$\log \frac{X}{M} = \log K \times \frac{1}{n} + \log C \quad (3)$$

C = Concentración del oro en la solución

### Isoterma de Lagmuir:

$$\frac{1}{X/M} = \frac{1}{R} + \frac{1}{m} \times t \quad (4)$$

t = Es el tiempo en minutos

X/M = Carbón cargado en mg. de oro por gramo de carbón activado

m = Recíproco de la pendiente

R = Recíproco de la intersección a t=0 , indica la velocidad de adsorción del oro en el carbón activado, capacidad de adsorción del valor de R:

Si el tamaño de partículas de la muestra es reducida a un rango estrecho, que garantiza que la velocidad de adsorción no será influenciada por la distribución de tamaños esto se ajusta:

$$\text{Log } C = Mt + b \quad (5)$$

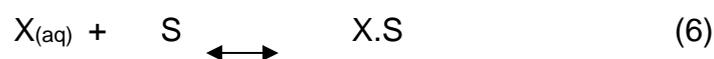
C = Concentración del oro en solución ppm

M = Velocidad de reducción de la concentración del adsorbato (pendiente)

b = Intersección cuando t=0 , es el logaritmo de la Concentración inicial del adsorbato

La pendiente describe la velocidad de disminución en la concentración del oro

El proceso de la absorción puede representarse por la ecuación química



Donde:

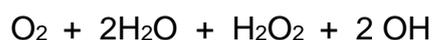
$X_{(aq)}$  = Es el adsorbato en una solución acuosa ( $\text{NaM}(\text{CN})_2$ ) en el que M=Au, Ag, Cu.

S = Es un sitio activo vacante en la superficie del carbón activado

X.S = Representa la molécula adsorbida de X o un sitio ocupado en la superficie del carbón El carbón tiene un radio muy amplio de rango de poros, variando desde macroporos en los que se tiene conductos absorbentes rápidos a microporos en los que ocurre difusión restringida. Sobre la definición de que el mecanismo de absorción se lleva a cabo, existen varias controversias y una posible aplicación es que el carbón en presencia del oxígeno se hidroliza para formar hidróxidos y  $\text{H}_2\text{O}_2$ .

El carbón adquiere la carga positiva sobre la superficie del carbón debido a que aporta electrones para la hidrólisis. El carbón cargado positivamente atrae el complejo negativo de  $\text{AuCN}_2$ .

La reacción que se lleva a cabo es la siguiente:



La disolución del oro del carbón activado es efectiva si se utiliza un anión que forme un complejo fuerte con el oro (Ejm.  $\text{CN}^-$ ,  $\text{SCN}^-$ ) y un solvente orgánico el cual incrementa la reactividad del cianuro y estabiliza el ion cianuro en la solución.

El mejor solvente orgánico es la actonitrilo la cual ofrece mejores resultados que el metanol.

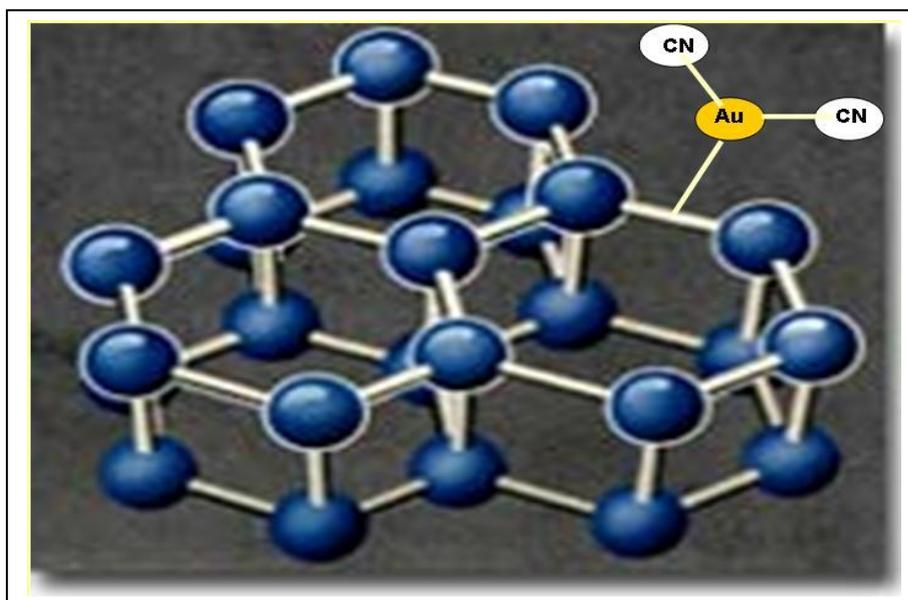


Figura 3. Plano basal del cianuro áurico adsorbido en el carbón

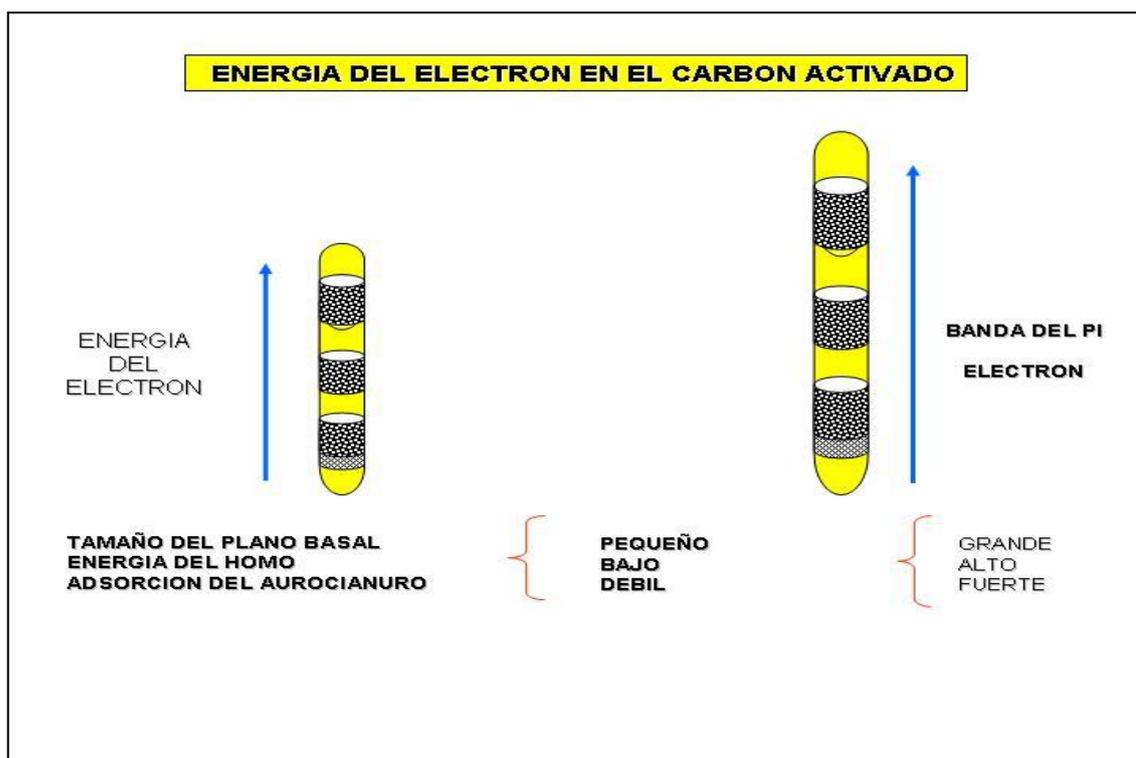


Figura 4. Energía del electrón en el carbón activado

#### 2.4.2 Modelo dual de la cinética de adsorción

1. Las moléculas cianuradas de oro que ingresan a los macro-poros desde el cuerpo de líquido, tienen que pasar primero a través de una película o capa de frontera externa, cuyo espesor depende de las condiciones de mezcla, en el tanque de adsorción.
  - a. La velocidad de difusión del cianuro de oro a través de esta película de líquido externa que rodea a la partícula es descrita por una expresión lineal de la fuerza conductora.
2. La transferencia del complejo cianurado de oro del estado disuelto al estado adsorbido no controla la velocidad de adsorción, por lo tanto existe equilibrio local en la interfase sólido/líquido
3. La acumulación de oro en la fase líquida dentro de los poros del carbón es despreciable.

4. La velocidad de transporte del complejo cianurado de oro en la red, puede ser descrito por un mecanismo de difusión en la superficie.
5. Se utiliza una expresión lineal de fuerza conductora para describir la velocidad de difusión de los macro-poros a los micro-poros
6. La adsorción del complejo cianurado de oro es considerada reversible especialmente cuando los iones de cianuro están presentes en la solución
7. La velocidad de reacción de la adsorción del cianuro de oro sobre el carbón activado se expresa:

$$\frac{df[Au]}{dt} = \frac{A.Km.}{V} ([Au] - [Au]_c) \quad (7)$$

Donde:

$[Au]$  = Concentración del oro en la solución (g Au/m<sup>3</sup>)

$[Au]_c$  = Concentración del oro en la superficie del carbón (g Au/ton C)

A = área de la superficie del carbón

V = Volumen de la solución en el reactor (m<sup>3</sup>)

Km = Coeficiente de transferencia de masa en el macro-poro (m/s)

Para una reacción controlada por la película de difusión, El área de la superficie de partícula puede ser dada como:

$$A = 6 \psi \frac{x.M.}{dxe} \quad (8)$$

$\psi$  = Factor de forma

e = Densidad

M = Masa de la partícula de carbón

$d$  = Diámetro

Para este caso las partículas de carbón son tratadas como esferas y el factor de forma  $[Au]$  es igual a la unidad, la ecuación 3 será:

$$\frac{d[Au]}{dt} = 6 \frac{M}{d} Km.[Au] \quad (9)$$

Para cuando la densidad de las partículas del sólido y de la solución son aproximadamente iguales. El coeficiente de transferencia de masa sera:

$$Km = \frac{2D}{d} \quad (10)$$

Donde:

$D$  = Coeficiente de difusión

$d$  = Es el diámetro

Combinando las ecuaciones (9) y (10) se tiene

$$\frac{d[Au]}{[Au]} = \frac{12D}{d^2} \frac{M}{dt} \quad (11)$$

La expresión de la velocidad integrada  $\ln [Au] = \ln [Au]_0 - K t$  (12)

Donde:

$[Au]_0$  = Concentración Inicial del oro en la solución

$$K = \frac{12D}{d^2} \frac{M}{e} \quad (13)$$

$K$  = Constante de velocidad observada

Un ploteo de  $\ln [Au]$  Vs.  $T$ , debería dar una línea recta con una pendiente de  $-K$  y una intersección de  $\ln [Au]_0$ , cambia la forma de la ecuación (12) que puede ser expresado como sigue:

$$[Au] = [Au]_0 \times e^{-kt} \quad (14)$$

La cantidad de oro absorbida sobre el carbón activado esta relacionado a la cantidad dejada en solución por la siguiente ecuación:

$$[Au] = \frac{V}{A} \times ([Au]_0 - [Au]) \quad (15)$$

A

Una Ecuación para la cantidad de oro absorbida que puede ser escrita combinando las ecuaciones (14) y (15), es la siguiente:

$$[Au]_{abs} \frac{V}{A} \times ([Au]_0 (1 - e^{-KT})) \quad (16)$$

A

## 2.5. Desorción y elución

### Resumen

Esta operación se lleva a cabo en un reactor en donde el carbón es cargado y se hace pasar en sentido ascendente un flujo de solución cianurada en caliente a 80 °C a 90 °C que contiene hidróxido de sodio y alcohol etílico, la solución eluyente debe tener la siguiente concentración: .

Cianuro de Sodio = 0.2 %

Hidróxido de Sodio = 2.0%

Alcohol Etílico = 10%

El oro y la plata en el proceso de Desorción es influenciado por varios factores como son:

Temperatura	= T
PH	= pH
Concentración de Cianuro	= (Cn)
Carga de Cianuro	= (Qn)
Catión	= (Ck)

Según la ecuación:

$$Q.=A. C^n \quad (1)$$

Para

$$A = A_o.f_1(Q_n) f_2 (C_n) f_3 (pH) f_4 (C_k) f_5 (T)$$

En la industria su poder es aprovechado por:

$$A = A_o (C_k + 1) p$$

Donde:

Q. = Carga del Metal

A = Constante influenciado por (Qn),(Cn) ,(pH), (Ck), y T

Ao = Cuando Cn y T son condición fija

C = Concentración del metal

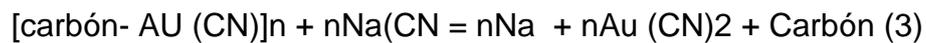
n = Constante

p = Depende del cianuro y del catión

C<sub>k</sub>= Catión

En este proceso es también influenciado por metales como cobre y níquel, etc.

La Desorción del oro que fue adsorbida de una solución cianurada, es una reacción que se presenta a continuación:



### 2.5.1 Factores que predominan en el proceso de desorción

- A. La cantidad total de oro y plata a ser desorbido, el cual es controlado por la capacidad de planta y el grado de mineral.
- B. El oro y plata cargado en el carbón ha de ser desorbido
- C. La velocidad a la cual el carbón avanza a través del circuito
- D. El tiempo que tomará para desorber el carbón a niveles apropiadamente bajos.

## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y METODOS

#### 3.1. Metodología

La metodología aplicada en el presente estudio es descriptiva, explorativa y aplicada. El estudio comprende de las siguientes etapas:

- a) Trabajo de campo, basado en la observación, descripción y levantamiento de observaciones en la planta actual, toma de muestras para los ensayos fisico-quimicos del proceso.
- b) Trabajo de laboratorio donde se ordena, tabula y elabora la información obtenida en campo y los reportes de ensayos de laboratorio, para este trabajo se emplea herramientas y técnicas como los programas de computo, métodos estadísticos para una evaluación del proceso Cerril Crowe y el empleo de la técnica de “Método grafico de Estabilidad” para el dimensionamiento del deposito de relaves a tratar; y de esta manera nos permitirán seleccionar el Sistema de Carbón en Pulpa como segundo proceso de recuperación del oro en la Compañía Virgen del Rosario S.A.C..

### 3.2. Ubicación

La Unidad Minera Santa Rosa se encuentra ubicada en el distrito de Pichacani, provincia de Puno , departamento de Puno – Perú, a una altitud de 4630 m.s.n.m. en el centro poblado de Chiluyo.



Figura 5. Ubicación geográfica

### 3.3. Vías de acceso

El acceso a la Unidad de Producción de Santa Rosa , propiedad de la Compañía Minera Virgen del Rosario S.A.C. , se realiza por medio vía terrestre según el siguiente Tabla de ubicaciones :

Puno	pichacani	chiluyo	Santa Rosa
Puno	laraqueri	Viscachuni	Pichacani Santa Rosa
Puno	tiquillaca	Antuyo	Santa Rosa

### 3.4. Reseña histórica del asiento minero

El depósito de relaves amparado por el denuncia “Santa Rosa” propiedad de la Compañía Minera Virgen del Rosario SAC., se originó por medio de dos

procesos: artesanales e industriales, como consecuencia del tratamiento por amalgamación y cianuración convencional de minerales, respectivamente, que a continuación se detallan:

Los depósitos de relave tratados artesanalmente se cubican con un aproximado a 1 000 000 toneladas con unas leyes aproximadas de 16-18 gr Au/t con 8-10 oz Ag/t y datan de tiempos en los cuales, los trabajos eran realizados por los incas por medio de combo y pallaqueo, como también posteriormente a la llegada de los españoles se uso de técnicas y procesos metalúrgicos novedosos ( aprox. 1860 ) , estos mineros difundieron *"el primer método industrial de beneficio de los minerales de oro y plata por amalgamación"* en las primeras minas, ubicadas en la región central y nororiental del Perú y no fue excepción nuestra región de la extracción de metales preciosos, señalando entre ellos las Minas de Laykacota, Santa Rosa, Sandia , etc y en este caso la zona de Santa Rosa y la mina del mismo nombre..

El método de explotación de las vetas de oro y plata se llevaba a cabo superficialmente, acumulando pequeñas cantidades de mineral con altos contenidos de oro y plata, lo cual facilitaba el uso generalizado de pequeños hornos de fundición para el beneficio del rico metal. Por tratarse de mineral nativo ( oro metálico ), localizado en zonas superficiales o poco profundas, eran apropiados para la aplicación de este método de tal manera se obtenía material en relave de alto contenido de oro y plata, los cuales con el pasar de los años se depositaron en forma de dunas o domos geológicos los mismos que en la actualidad se les brinde un proceso adecuado para recuperar en un máximo porcentaje el contenido metálico de oro y plata. Los productos necesarios para la minería eran el aceite, el cebo y la hilaza o pabilo para las velas utilizadas en

el alumbrado de las minas, sus herramientas básicas para la explotación y tumbes de las vetas eran el zapapico, la barra, la cuña y el wingaro, especie de mazo que servía para golpear la barra y como en la actualidad resultaba indispensable el uso de la mano de obra en gran cantidad, sobre todo cuando la bonanza minera se presentaba en una región, pues con ella llegaban los diversos "operarios de minas", entre los que destacaban los capataces o capitanes de mina, los barrenadores y los piqueadores que llevaban a cabo el tumbes del mineral, y para separarlo y quebrarlo en el interior de la mina estaban el pepenador, el quebrador y el metalero. Para la extracción y el acarreo estaban los tenateros, los malaceteros y los muleros; y quienes realizaban la fortificación de tiros, frentes y socavones recibían el nombre de ademadores o paleros. En tanto que en el beneficio del oro se aplicaban quebradores, obreros, pepenadores, arrieros, norieros, azogueros, ensayadores, horneros, fundidores, veladores y porteros, todos ellos bajo la supervisión de mayordomos y administradores.

Los relaves industriales, son provenientes de una cianuración convencional, estos relaves se ubican en la zona de la antigua planta de cianuración, de la empresa Santa Eugenia S.A.C., la misma que de acuerdo al Anuario Minero, empezó a operar en Septiembre de 1968, con una capacidad de 170 t/d. La capacidad de la planta fue ampliada a 210 t/d tres años más tarde, operando a éste ritmo hasta 1984, en que la compañía cerró definitivamente sus operaciones. De la información disponible se infiere que la totalidad de los relaves fueron vertidos al depósito indicado, estimándose reservas superiores a 1 300 000 toneladas, en base a la capacidad de la planta, el mineral tratado tenía un contenido oscilante de 17 – 15 g Au/t, en los últimos años descendió a 10 – 8

g Au/t. Se tiene conocimiento que la compañía realizó re tratamiento de éstos relaves, pero el proceso y la tecnología existentes resultaron insuficientes para el éxito de esta idea, luego de abandonar las concesiones de la compañía hubo un periodo de 10 años coincidentes con bajas cotizaciones del oro.

### **3.5. Clima y vegetación**

El clima es frígido durante todo el año, característica de la zona alto andina de Perú, con variaciones drásticas de temperatura que oscilan entre 14 °C en la día y 12 °C bajo cero en la noche. Así mismo esta dividido el año en dos estaciones bien diferenciadas, una fría y seca que va desde mayo a septiembre en donde se presentan fuertes heladas y la otra lluviosa, en donde encontramos también nevadas y granizadas, la característica de esta época del año es la humedad que transcurre desde los meses de octubre a abril.

En cuanto a la vegetación, no existe cultivo andino debido a las gélidas temperaturas que existe en la zona, tan solo se observa la presencia de gramíneas mas conocido como ichu y arbustos resistentes al frío como la chilihua y tola, típicos de la zona puna o cordillera.

### **3.6. Energía eléctrica**

La unidad de producción de Santa Rosa recibe la energía eléctrica del sistema interconectado nacional suministrada por ELECTRO PUNO .

### **3.7. Recursos hídricos**

Este recurso es muy importante debido a que si no existiera agua no habría operación en la planta, específicamente para el preparado de solución; el agua es traída a través de tuberías de polietileno ( poli tubo ) desde el Río Pichacani por gravedad hasta la planta.

### **3.8. Geomorfología**

El escenario geomorfológico comprende a las mesetas y cuencas alto andinas, producto del acondicionamiento geoestructural, derrames lávicos y acumulación morrénica y aluvial, a dado lugar a una depresión extensa de relieve moderado, formando un horizonte de meseta entre dos cerros rocosos, que favorece a la colonización humana y aprovechamiento de los recursos naturales. En este escenario se diferencian sub. unidades geomorfológicas que son : montes, colinas, valles someros, terrazas, cañones y depresiones bofedáticas.

### **3.9. Aspectos sociales**

La dirección de COMIN Virgen del Rosario S.A.C. comprende el rol de una estructura de Recursos Humanos en la actualidad. Este rol es de ser socio estratégico de la organización, los cuales tengan como valor primario, el brindar un servicio eficiente y cálido.

COMIN Virgen del Rosario S.A.C., es conciente de la responsabilidad social que debe establecer con sus trabajadores y familias, así como del compromiso de contribuir en el auto desarrollo de las comunidades cercanas a su centro de laboro, de esta manera se han definido planes de bienestar social.

### **3.10. Aspecto de salud**

En el servicio de salud, la Compañía realizó un convenio con la Dirección Regional de Salud de Puno, en el cual la asistencia profesional de salud se realiza en la Posta de Salud de Pichacani, contando con un tópico que abastece con medicamentos para calmar y contrarrestar las comunes enfermedades infecto contagiosas producidas por la altura y demás emergencias, servicio que brinda a los trabajadores de la Empresa como al público en general.

### **3.11. Aspecto educacional**

Preocupados en la educación de los niños, la Compañía Minera Virgen del Rosario S.A.C. mediante convenio con la Dirección Regional de Educación, se ubican una escuela de educación primaria como también un colegio de educación secundaria, donde la empresa comprometida con la educación hace periódicamente entrega de útiles escolares y material de apoyo a la población escolar en general, también se realizan capacitaciones periódicas a los maestros de las dos instituciones educativas por parte de la Empresa.

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIONES

#### 4.1. Descripción de la situación actual de la planta

##### RESUMEN

La Compañía Minera Virgen del Rosario S.A.C., al iniciar operaciones en el distrito de Pichacani y específicamente en el centro poblado de Santa Rosa, en la Unidad de Producción del mismo nombre, no se contaba con el equipo necesario para la recuperación del oro y la plata como metales principales, el trabajo se realizaba artesanalmente como se describe a continuación:



*Figura 6.* Situación actual de la planta

## DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

Los relaves seleccionados y los molturados hasta malla 200 son aglomerados con adición de Cemento y Cal en una proporción de 5.Kg y 2 Kg respectivamente, por tonelada, los cuales con una humedad del 10% son depositados en la poza de lixiviación por un tiempo no menor de 24h, luego del cual se procede con el riego del lecho de relave con una solución cianurada al 2% obteniendo una solución pregmat o rica que pasa a un proceso primario Merrill Crowe. La solución pobre es enriquecida con cianuro y bombeada a la poza de solución lixivante para iniciar nuevamente el ciclo.

El mineral ( relaves ) se introducía de manera artesanal-manual, mediante el uso de picos, palas y carretillas de la cancha de recepción y aglomeración de relave hacia depósitos denominados pozas de distintas dimensiones, las cuales cumplieran con una capacidad de 240 toneladas y 720 toneladas.



*Figura 7.* Situación de relave de la planta

El relave una vez depositado en el interior de las pozas de lixiviación, el material era inundado de solución cianurada por encima del nivel del relave. Pasadas las 24 horas de reposo de la solución en el relave, se procedía

a verificar la disolución de los metales a recuperar mediante la utilización de sulfuro de sodio, como reactivo precipitante (solvente) en la solución pregnat (soluto) y un cambio de coloración nos en el proceso nos indicaba que la disolución era efectiva..



*Figura 8.* Situación de relave pesada de la planta

La precipitación de la solución rica o pregunta se efectúa utilizando polvo de zinc como elemento precipitador denominado proceso Cerril Crowe, en donde se veía por conveniente la utilización de cilindros convencionales y paletas aceradas como equipos de trabajo indispensables para este proceso de recuperación de oro y plata, en la cual las paletas aceradas cumplían la función de entes agitadores manuales, los cuales después de un determinado tiempo de agitación el zinc cumplía su función de precipitar al oro y plata. Posterior a la decantación del precipitado se procedía a vaciar la solución pobre de los cilindros para de esta manera recuperar el lodo del interior, acumularlo y posterior quemado en hornos de toberas para realizar el proceso de secado en forma de queque, embolsado y posterior refinación.

#### **4.1.1. Insumos para el proyecto de lixiviación**

- a) Cianuro de Sodio
- b) Cal
- c) Conglomerado hidráulico
- d) Hidróxido de sodio
- e) Peróxido de hidrógeno

#### 4.1.2. Sistema de seguridad e higiene industrial

Se propone la conformación de un comité de seguridad e higiene minera y cuadrillas de salvataje liderado por el Ing. Supervisor y el titular minero quienes comparten responsabilidades para el cumplimiento de las normas y compromisos en harás del buen desarrollo de las actividades del proyecto, tales como:

- a. Capacitación e información al personal en temas de seguridad e higiene minera.
  - b. Implementación del área de operaciones con señalizaciones de seguridad
  - c. Implementación de personal con equipo de Seguridad
  - d. Manejo adecuado de Cianuro
1. El mineral (relaves ) era introducido de manera manual, mediante el uso de carretillas de la cancha de almacenaje de relave hacia depósitos denominados pozas de distintas dimensiones, las cuales son 240.00 m<sup>3</sup> ( 20 x 10 x 1.2 ), 720.00 m<sup>3</sup> ( 20 x 30 x 1.2 ) entre otros.
  2. El relave una vez depositado en el interior de las pozas de lixiviación, el material era inundado de solución cianurada 10 cm por encima del relave, la solución cianurada tenía las siguientes características:

Fuerza de cianuro : 600 a 800 ppm

PH	: 12 – 12.5
Temperatura	: 25° (ambiente )
T. de reposo	: 24 horas

3. Pasadas las 24 horas de reposo de la solución en el relave, probamos si la solución esta cargada mediante el uso de sulfuro de sodio como sustancia probador, al ver que la solución este cargada se procede a la precipitación del mismo.
4. La precipitación del la solución rica se efectúa utilizando zinc como elemento precipitador, mediante la utilización de cilindros convencionales y paletas aceradas de la siguiente manera: la solución rica mediante tubos y mangueras ingresa a los cilindros para de esta manera agregar zinc y empezar a remover con las mencionadas paletas en el interior del cilindro, para así precipitar el oro.
5. La solución pobre o barren es cifoneada o vertida hacia la poza de solución pobre y así recircularla hacia la poza de lixiviación, este mecanismo se repite hasta que la solución rica baje su concentración. Posteriormente se recupera el precipitado para llevarlo al horno de tobera y realizar el proceso de secado, embolsado y refinado.

El diagrama de flujos ver en anexos (Figuras 01 y 02)

#### **4.1.3. Modificación de parámetros**

A la llegada del equipo portátil de precipitación de soluciones cianuradas para la recuperación de oro MERRIL CROWE, que es un proceso de recuperación del oro que se encuentra disuelto en la solución rica. El proceso comprende tres etapas: La primera una etapa de clarificación para eliminar cualquier partícula sólida que se encuentre suspendida en la solución. La segunda etapa consiste

en desoxigenación de la solución mediante el uso de bombas de vacío. Finalmente la tercera etapa consiste en la precipitación del oro con polvo de zinc metálico en donde el zinc reemplaza al oro que se encuentra en solución. El proceso finaliza con el filtrado de la solución para la obtención de un concentrado rico en oro. Por tal motivo se debe tener en cuenta lo siguiente:

### 1.4.3 Reactivos

**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 lixiviante está entre 0.05 - 0.10 % de NaCN como máximo.

**Cal** .- La cal se agrega directamente en la descarga del mineral, la función es mantener una alcalinidad de 10 a 11, su consumo variará de acuerdo a cada mineral y esta 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.

Para que este en funcionamiento el equipo de precipitación para soluciones cianuradas de oro y plata MERRIL CROWE, se tuvo que modificar la capacidad de de la planta, implementando remolienda, dos espesadores y un agitador, de igual modo la capacidad de solución era insuficiente para el proceso

Merril Crowe, entonces se amplió los depósitos de lixiviación de minerales ( relaves ), teniendo así mini pads de lixiviación, de esta manera aumentando el flujo de solución hacia planta, para el proceso de precipitación. Las modificaciones fueron las siguientes:

Fuerza de cianuro	: 0.05 - 0.10 % de NaCN
PH	: 10 a 11 ( recomendable 10.5 )
Temperatura	: 25° ( ambiente )
T. de reposo	: 48 horas

El equipo de precipitación de soluciones cianuradas de oro y plata, recupera valores hasta un 98 a 99.0% dejando en solución un 2 a 1 %, como ley para la recuperación de valores de jaba concentración de oro, dando aplicación al sistema Carbón en Pulpa en este último proceso.

La planta conteniendo el proceso Merrill Crowe, seguido del agitar y espesador y culminando con el tanque CIP. Cuenta con una capacidad de 100 m<sup>3</sup> a un tiempo de retención en el sistema CIP de 10 horas, para el sistema de agitación se dispone de una compresora de 25 CFM, la pulpa es alimentada por una bomba vertical de 9 HP.

Ver diagrama de flujos en anexos, (grafico No 03)

## **4.2. Ingeniería del proyecto**

### INGENIERÍA EN EL CARBÓN ACTIVADO

#### **4.2.1. Condiciones de operación del proceso de adsorción**

El proceso de recuperación de oro y plata con carbón activado ha revolucionado el método de la obtención de estos metales. Este proceso se utiliza generalmente

para tratar grandes volúmenes de soluciones de baja concentración de oro y plata o generalmente para soluciones de cianuración que contienen oro. La principal ventaja de este método de recuperación es de que se puede tratar mineral fino sin que se efectúe una separación mecánica de la solución cargada con oro del mineral lixiviado evitándose con esta técnica el costo de filtración o el sistema de decantación a contracorriente Debido a estas características el proceso de adsorción con carbón activado representa la mejor alternativa para recuperar el oro de arcillas, las cuales el proceso de filtración no es muy eficiente.

El carbón activado fabricado de la cáscara de coco o de nuez tiene una superficie de alrededor de  $1000 \text{ m}^2/\text{gramo}$  y puede absorber hasta 30,000 PPM de oro de una solución de cianuro, dejando la solución agotada con un contenido de 0.05 PPM de oro.

La afinidad del carbón activado para la adsorción de metales preciosos ha sido conocida a fines del siglo pasado.

En las primeras plantas de cianuración donde se utilizaba carbón para recuperar el oro el material precioso era recuperado quemando el carbón. Posteriormente Zadra [1,950] modifica este proceso utilizando reactivos químicos para recuperar el oro del carbón y a la solución pura de oro es tratada en un proceso electrolítico que utiliza cátodos de fibra de fierro.

Después de la disolución de oro en la sección de lixiviación, la pulpa es puesta en contacto con carbón activado (malla 6 x 16 ) en el circuito de adsorción donde la concentración de carbón es en el rango de 10 g/lit a 60 g/lit. En esta sección la densidad de pulpa estará en un rango de 40 a 45 % de sólidos. Esto

se debe a que con un contenido menor de 40 % el carbón tiende a precipitarse y con un contenido superior a 45% de sólidos el carbón tiende a flotar

En el proceso utilizamos cinco etapas de adsorción donde el carbón es movido en contracorriente del flujo de la pulpa. Usualmente, el carbón cargado con oro en el primer tanque contiene entre 3,000 a 2,000 gramos de oro /ton de carbón y el carbón agitado en el último tanque 100 g de oro /ton de carbón. La separación del carbón de la pulpa se realiza con una cedazo estacionario ubicado en la parte superior del tanque con el fin de evitar perdidas y es lavado con abundante agua, a este carbón después de desaguado se le realiza un muestreo y pesado para su posterior tratamiento, es preferible no almacenarlos en sacos ya que aquí se rompe en el manipuleo

La capacidad de los tanques (Pachucas) para nuestro caso es de 20 m<sup>3</sup> con el fin de obtener un tiempo de retención por tanque de 2 horas y un total de 10 horas para el circuito. La agitación se efectúa con aire a 25 psi de presión en el tubo central y un air life para cosechas o trasegar el carbón con una presión 20 psi, estos tanques tienen en la salida malla de acero de abertura 20 mallas que permiten un buen control en el inventario en el circuito.

El movimiento de carbón se realiza de acuerdo a la ley de carbón según los muestreos donde el carbón cosechado es reemplazado por igual cantidad de carbón nuevo.

En el Figura se muestra el proceso en Planta.

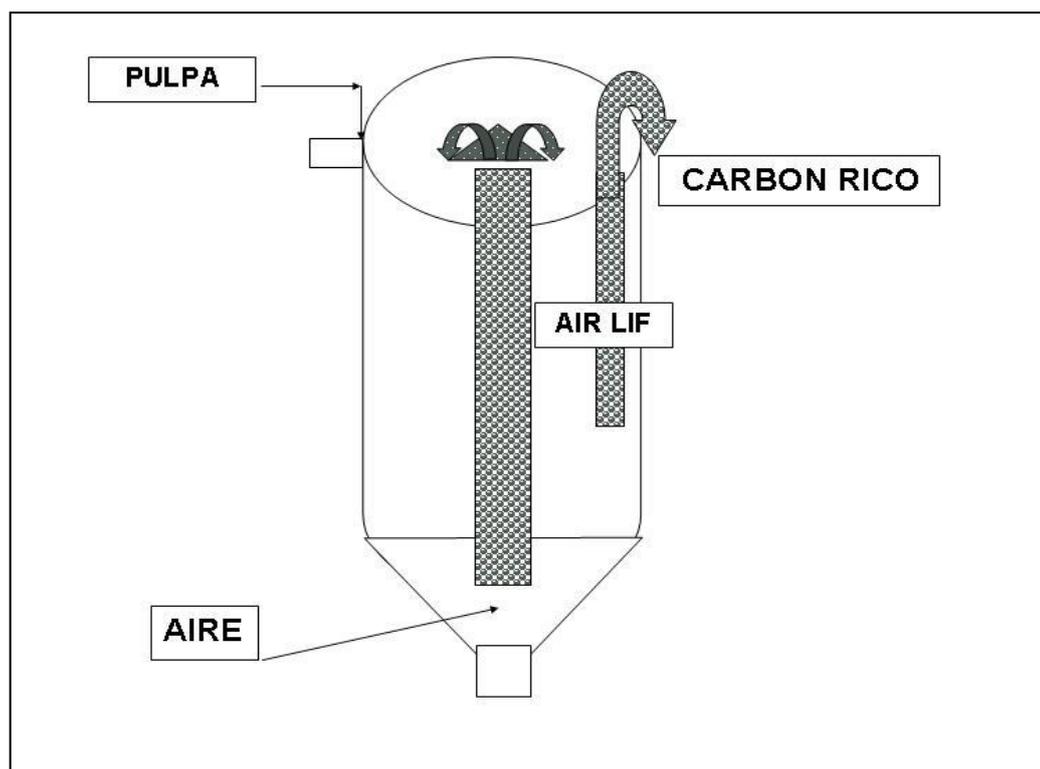


Figura 9. Tanque Pachuca y sus accesorios

#### 4.2.2. Aplicación del proceso en planta

La aplicación del proceso en Planta es recuperar los valores de oro de baja concentración en oro del último tanque de agitación ya que el 99.0 % de los valores de oro se recuperan por el proceso MERRIL CROWE y que solamente el 1% es recuperado en esta etapa de absorción con carbón [CIP].

La Planta cuenta con una capacidad de 100 m<sup>3</sup> y un tiempo de retención de 10 horas, para el sistema de agitación se dispone de una compresora de 25 CFM, la pulpa es alimentada por una bomba vertical de 9 HP.

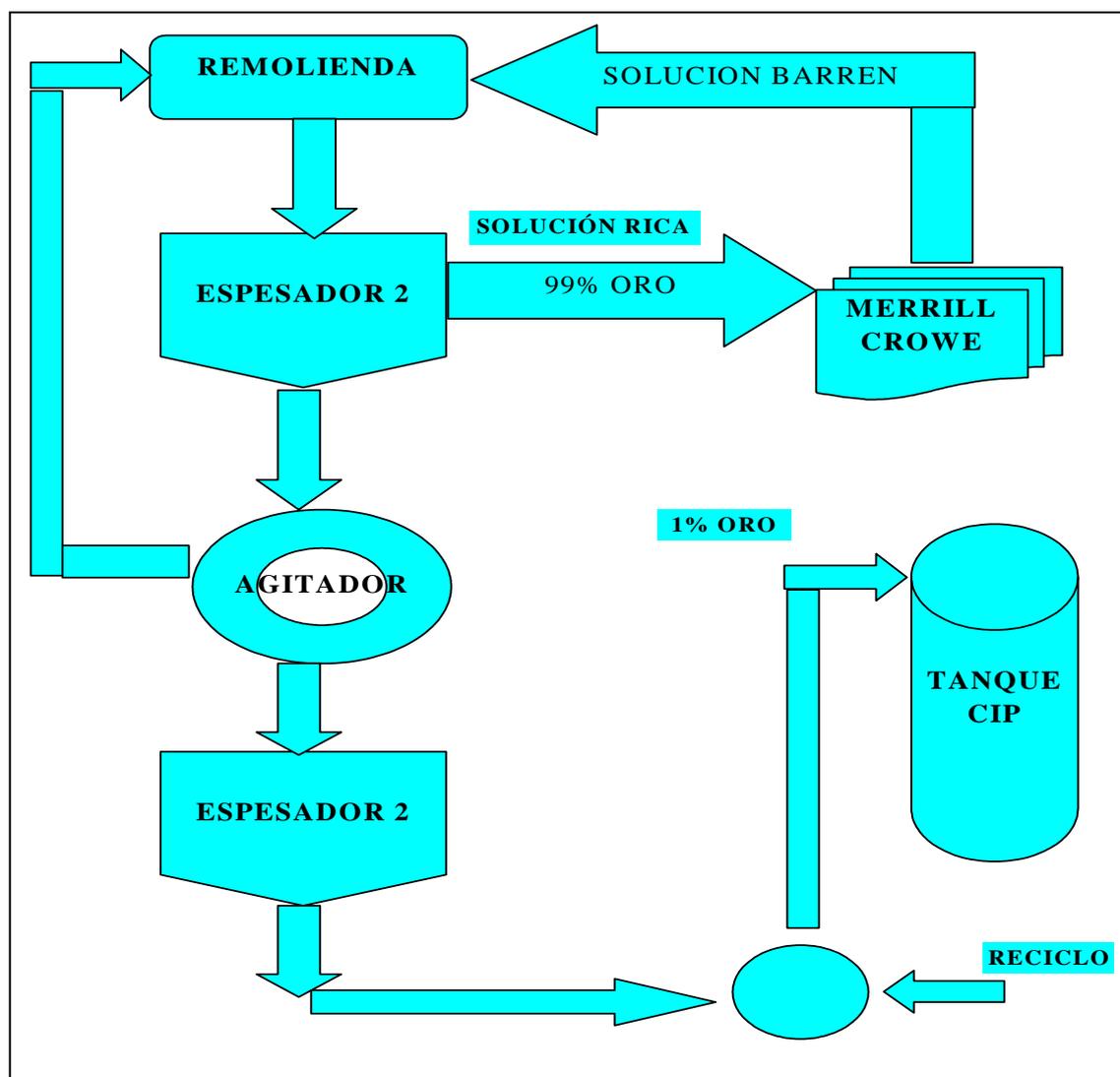


Figura 10. Distribución del oro en el circuito de planta actual

#### 4.2.3. Factores que afectan la carga de aurocianuro en el carbón

##### 4.2.3.1. Agitación

La velocidad de carga en el carbón es sensitiva al grado de agitación, sobre una planicie uniforme.

Las objeciones en el sistema de agitación con aire son sus altos costos, con tal que cuantifique la cantidad de carga requerida para una vigorosa agitación y la posibilidad de incrementar la suciedad por orgánicos vía la carga de aire y por el carbonato de calcio formado por la reacción del tiempo con el

CO<sub>3</sub>, introducido por el CO<sub>2</sub> en el suministro de aire resultando de la oxidación del cianuro.



#### 4.2.3.2. Temperatura, PH de la pulpa y carga iónica

Otro de los factores que afectan la carga del cianuro sobre el carbón son:

La temperatura, el pH y la carga iónica

- La cinética de la carga de oro y el equilibrio de oro son aumentadas por el pH, aumentando la carga iónica y reduciendo la concentración del cianuro libre.
- Incrementando la temperatura incrementa la velocidad de adsorción del oro y reduce la carga de oro en la solución
- La proporción del oro con respecto a la plata
- Concentración de impurezas
- Velocidad con que pasa la solución a través del carbón activado
- Tipo y tamaño de partículas del carbón granulado

#### 4.2.3.3. Método para el cargado del carbón

Hay dos métodos de cargado del carbón (adsorción) con oro en un sistema de Columnas o sea el sistema C.I.C. (Carbón en Columna) aplicado para el oro en solución:

1. La solución rica es percolada hacia abajo a través de una capa fija de carbón activado

2. La solución rica es bombeada hacia arriba a través de una capa fija de carbón a una velocidad suficiente para mantener la capa de carbón en estado fluido o suspendido en la corriente de la solución rica sin ser llevado fuera del sistema.

La elección de la técnica de cargado depende del grado de turbiedad de la solución rica y la presencia de lamas.

Las columnas con capas fijas de carbón activado están limitadas por un flujo de solución máxima alrededor de 5 galones/min./pie<sup>2</sup> de área transversal.

La solución rica que entra a las columnas debe estar libre de partículas de mena, en razón de que la capa de carbón se comporta como un filtro de arena.

La única ventaja de la Capa fija es que la cantidad de carbón activado que necesita es menor que para el sistema de Capa fluidizada para el procedimiento de la misma cantidad de carbón.

#### **4.2.3.4. Diseño del sistema de capa fluidizada de carbón**

Para este diseño se debe considerar cuatro factores variables:

1. Velocidad de entrada de la solución a la columna de carbón
2. Producción promedio de metales preciosos por día
3. Cantidad máxima de oro que puede ser cargado sobre el carbón
4. El tamaño de las partículas del carbón empleada para el efecto

La velocidad que requiere la solución para ser fluidizada la capa de carbón que contiene partículas de -6 + 16 mallas es de 25 galones/min./pie<sup>2</sup> de área

transversal de la columna de carbón. Por otra parte, para partículas de  $-12 + 30$  mallas es de 15 galones/min./pie<sup>2</sup> de área transversal de la columna de carbón bajo estas condiciones la capa de carbón se expande alrededor de 50%.

La altura de la capa de carbón en reposo no sería más de tres veces el diámetro de la columna. La altura de la columna sería de 2.5 a 3 la altura del carbón en reposo para permitir una adecuada expansión de la capa, dejando suficiente borde libre para el oleaje de la solución. La cantidad de carbón que requiere el sistema de carbón en capa fluidizada, empleando partículas de carbón de  $-12$  a  $+30$  mallas es alrededor de 10 veces la cantidad de carbón separado de los metales preciosos diariamente.

Para carbón de  $-6$  a  $+16$  mallas de tamaño de grano, el requerimiento de carbón sería de 15 veces la cantidad de carbón diariamente separado de los metales preciosos separados, debido a la alta velocidad de la solución y el tiempo de contacto corto.

La experiencia industrial ha demostrado que la carga de carbón sería distribuida igualmente a través de 5 columnas en serie para un sistema eficiente de adsorción.

#### 4.2.3.5. Diseño de una columna de carbón

Datos de Operación:

Flujo de solución = 15m<sup>3</sup>/hora

Para carbón de  $-6$  a  $+16$  mallas = 66 (m<sup>3</sup>/hora/m<sup>2</sup>)

Dimensiones:

a. Área de la Columna:

$$\frac{15 \text{ m}^3/\text{hora}}{66} = 0.2272 \text{ m}^2$$

$$66 \text{ (m}^3/\text{hora/m}^2)$$

b. Diámetro de la columna:

$$D = (4 \times 0.2272 / 3.1416)^{1/2} = 0.538 \text{ m}$$

c. Altura de la columna:

$$H = 3 \times D = 3 \times 0.538 \text{ m} = 1.614 \text{ m}$$

d. Volumen de la columna:

$$V = A \times H = 0.2273 \times 1.614 \text{ m} = 0.3668 \text{ m}^3$$

e. Tiempo de Retención en la columna:

$$T = \frac{V}{Q} = \frac{0.3668 \text{ m}^3}{15 \text{ m}^3/\text{h}} = 0.024 \text{ h}$$

$$15 \text{ m}^3/\text{h}$$

f. Altura de Expansión del carbón:

$$H_{\text{exp}} = \frac{\text{Volumen (exp.)}}{A} = \frac{[15 \text{ m}^3/\text{h} \times 0.024 \text{ h}]}{0.2273 \text{ m}^2} = 1.58 \text{ m}$$

$$A$$

$$0.2273 \text{ m}^2$$

g. Altura del cono:

$$H_{\text{cono}} = \frac{\text{Volumen (exp.)}}{4} = \frac{1.58 \text{ m}}{4} = 0.396 \text{ m}$$

$$4$$

$$4$$

f. Altura Libre:

$$H_{\text{libre}} = \frac{H_{\text{cono}}}{2} = \frac{0.396 \text{ m}}{2} = 0.198 \text{ m}$$

$$2$$

$$2$$

### CÁLCULO DEL VOLUMEN UTIL DE LA COLUMNA

$$V_{\text{útil}} = V_{\text{total}} - V_{\text{Libre}} \quad (1)$$

$$V_{\text{total}} = V_{\text{exp}} + V_{\text{cono}}$$

$$V_{\text{exp}} = 15 \text{ m}^3/\text{h} \times 0.024 \text{ h} = 0.360 \text{ m}^3$$

VV

$$V_{\text{cono}} = \frac{1}{3} \times \frac{1}{4} (D^2) \times \pi \times h \quad H_{\text{cono}} = 0.396 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{cono}} = \frac{1}{12} \times (0.5387^2 \times 3.1416 \times 0.396) = 0.030 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{total}} = 0.360 \text{ m}^3 + 0.030 \text{ m}^3 = 0.390 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{libre}} = (0.538)^2 \times 3.1416 \times 0.198 = 0.045 \text{ m}^3$$

Por lo tanto:

$$V_{\text{útil}} = 0.390 \text{ m}^3 - 0.045 \text{ m}^3 = 0.344 \text{ m}^3$$

### CÁLCULO PARA LA CARGA DE CARBÓN

Densidad del carbón = 480 kg/ton.

Altura de carbón =  $\frac{\text{Altura. expandida}}{3} = \frac{1.58}{3} = 0.527 \text{ m}$

Volumen ocupado por el carbón =  $\frac{(0.538)^2}{4} \times 3.1416 \times 0.527$   
 = 0.1198 m<sup>3</sup>

Peso de carbón = 0.1198 m<sup>3</sup> x 480 kg/ton  
 = 57.504 kg.

### CÁLCULO DE NÚMERO DE COLUMNAS

Capacidad del carbón activado = 2000 gr/ton [solución pobre]

Solución Rica = 350 m<sup>3</sup>

Ley de solución rica = 0.391 gr/m<sup>3</sup>

Finos Producidos = 136.85 gramos

Oro recuperado por Columna = 2,000gr / ton x 0.057 ton =114 Kilogramos

Nº de columnas = 136.85 gr de oro = 1.2 = 2 Columnas

114 gr de oro/columna

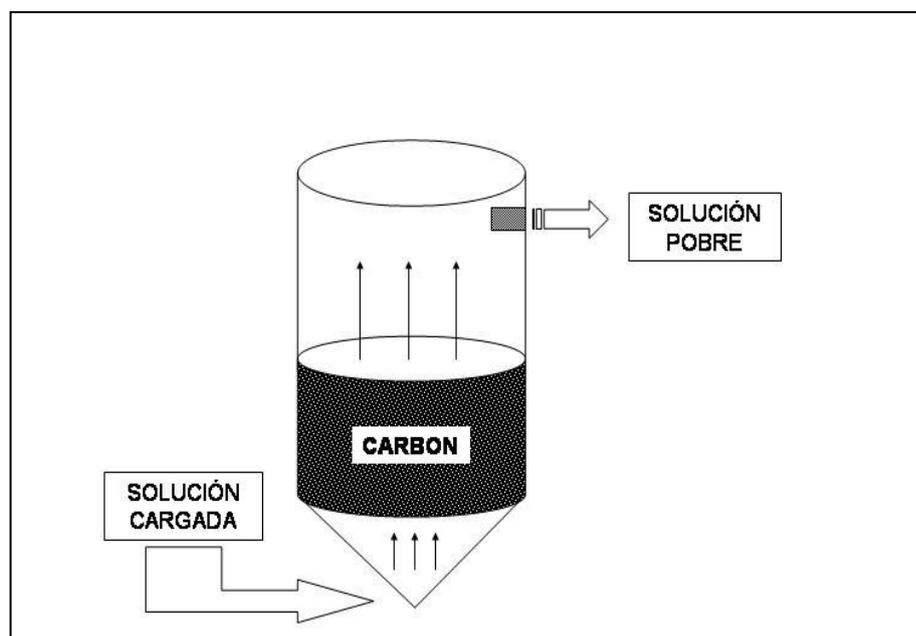


Figura 11. Representación esquemática de una columna para carbón

#### 4.2.4. Ingeniería del proceso de adsorción

##### Resumen

Las pruebas comprenden el proceso de adsorción del oro utilizando carbón activado mediante el proceso de Carbón en Pulpa, a fin de estimar la curva de equilibrio de adsorción y para determinar la velocidad de adsorción del oro en una pulpa lixiviada, esta etapa fue seguida de pruebas en contracorriente para evaluar los requerimientos de la concentración de carbón y probar una teoría de diseño cascada en desarrollo

La curva de equilibrio de adsorción de oro estimado para un carbón (malla 6 x 16) se muestra en el grafico N° 09 que sirve como una línea limite debajo del cual el sistema Carbón en Pulpa debe operar

La curva de adsorción proporciona una guía para el numero de etapas a ser usadas bajo condiciones especificas y para determinar el cálculo del tiempo de retención por etapas La muestra utilizada es una pulpa que es cola del circuito de agitación y es diluida con solución de lavado en contracorriente (solución pobre del circuito de precipitación con polvo de zinc)

#### **4.2.5. Metodología**

##### **4.2.5.1. Condiciones de operación**

Producto	= Pulpa cianurada (cola del circuito de agitación)
Carbón	= de -6 mallas a +16 mallas
Volumen de Pulpa	= De 4 a 40 litros
Agitación	= Mecánica
No. Pruebas	= Cuatro
pH	= 10
CN	= 0.03 %

Tabla 6: *Condiciones de operación de la prueba*

Prueba	Pulpa	%Peso		Peso(Kg)		CARBON	RELACION	LEY
		Sólidos	Líquidos	Sólidos	Líquidos	(-6#,+16#)	Solución	
4.2.5.1.	Kg					Grs.	Carbón	Gr/lt.
1	37.748	50.02	49.98	18.882	18.866	3.25	5.805	0.09
2	14.006	50.02	49.98	7.006	7.000	3.91	1.790	0.28
3	4.036	50.44	49.56	2.036	2.000	4.32	0.463	1.07
4	4.036	50.44	49.56	2.036	2.000	40.91	0.049	10.136

W/M = Relación en Peso de Solución / Relación en Peso de Carbón.

Fuente: Elaboración propia

#### 4.2.6. Resultados experimentales

##### 4.2.6.1. Determinación de la velocidad de adsorción

Las pruebas fueron hechas para obtener los datos de velocidad sobre los rangos de concentración de oro en solución y el carbón supuesto para la cuarta etapa del proceso C.I.P. La concentración supuesta de la solución rica y previo conocimiento del oro cargado sobre el carbón que se uso como guía.

Las muestras de pulpa fueron extraídas periódicamente para análisis de la solución y al final de la prueba se determino el % sólidos de la pulpa y las pérdidas de agua se calcularon sobre una base pre-rateada para los muestreos sucesivos en intervalos de tiempo siendo la toma de muestra uniforme y el oro cargado sobre el carbón fue calculado a partir de la ecuaciones:

$$q_1 = (C_o - C_i) (W/M)_j \tag{1}$$

$$C_j = (C_0) (r_0/r_j) \tag{2}$$

Donde:

$C_j$  = gr. Au/m<sup>3</sup> en solución

$q_1$  = gr. Au/ton de carbón en solución de la concentración  $C_1$

$C_0$  = Concentración de la solución inicial

$r$  = Relación peso Solución/mineral sólido

$W/M$  = Relación en peso de solución/Peso de carbón

Tabla 7: Datos de la velocidad de adsorción para prueba n°1.

Tiempo	Sólidos	Solución	Solución	Solución=	P.Solución	Solución	Concent.inicial	Carbón
Horas	%	%	Kg.	Sólidos	P.Carbón	Au.gr/m <sup>3</sup>	Conc.(gr/m <sup>3</sup> )	Au.gr/ton
0	50.02	49.98	18.886	0.999	5805	0.341	0.341	0
0.5	50.04	49.96	18.859	0.998	5803	0.306	0.341	203
1	50.06	49.94	18.851	0.997	5800	0.295	0.342	271
2	50.11	49.89	18.832	0.996	5795	0.283	0.42	343
3	50.15	49.85	18.817	0.994	5790	2.271	0.343	416
4	50.2	49.8	18.799	0.992	5784	0.263	0.343	465
5	50.24	49.76	18.783	0.990	5780	0.248	0.344	555
6	50.28	49.72	18.768	0.989	5775	0.239	0.345	610
7	50.33	49.67	18.749	0.987	5769	0.225	0.345	694
8	50.37	49.63	18.734	0.985	5764	0.225	0.346	696
9	50.42	49.58	18.715	0.983	5759	0.219	0.347	734
10	50.46	49.57	18.700	0.982	5754	0.219	0.347	737
20	50.91	49.09	18.530	0.964	5702	0.178	0.353	1000
25	51.17	48.86	18.444	0.955	5551	0.175	0.357	1008

Fuente: Elaboración propia

Mediante el uso de la ecuación (1), el efecto de la evaporación del agua es explicado en el cálculo del oro cargado sobre el carbón.

La velocidad de adsorción es explicada en el Tabla N° 07 al Tabla N° 10

Tabla 8: *Datos de la velocidad de adsorción para prueba n° 2*

T	Sólidos	Solució n	Solució n	Solución= r	P.Solució n	Solución	Concent.inicia l	Carbón
Hr	%	%	Kg.	Sólidos	P.Carbón	Au.gr/m <sup>3</sup>	Conc.(gr/m3)	Au.gr/tn
0	50.02	49.98	7.000	0.999	1790	0.341	0.341	0
0.5	50.04	49.95	6.996	0.998	1789	0.265	0.341	136
1	50.09	49.91	6.990	0.997	1788	0.222	0.342	214
2	50.16	49.84	6.981	0.994	1785	0.169	0.343	310
3	50.23	49.77	6.971	0.991	1781	0.143	0.344	358
4	50.29	49.71	6.962	0.988	1781	0.114	0.345	411
5	50.36	49.64	6.953	0.986	1778	0.102	0.346	433
6	50.43	49.57	6.943	0.983	1776	0.107	0.347	426
7	50.5	49.5	6.966	0.980	1773	0.099	0.348	441
8	50.57	49.43	6.923	0.977	1771	0.085	0.349	467
9	50.64	49.36	6.913	0.975	1768	0.083	0.350	471
10	50.71	49.29	6.913	0.975	1768	0.083	0.350	471
11	50.78	49.22	6.894	0.972	1766	0.085	0.351	469
13	50.92	49.08	6.874	0.964	1758	0.076	0.354	488
24	51.71	48.29	6.763	0.934	1673	0.064	0.365	503
28	52.00	48.00	6.723	0.923	1654	0.064	0.369	505
32	52.30	47.70	6.681	0.912	16.36	0.064	0.374	506

Fuente: Elaboración propia

Tabla 9: *Datos de la velocidad de adsorción para prueba n°3*

Tiempo	Sólidos	Solución	Solución	Solución=	P.Solución	Solución	Concent.inicial	Carbón
Horas	%	%	Kg.	Sólidos	P.Carbón	Au.gr/m <sup>3</sup>	Cog(gr/m3)	Au.gr/ton
0	50.44	49.56	2.000	0.983	463	0.385	0.385	0
0.5	50.48	49.52	1.999	0.981	463	0.158	0.386	105
1	50.52	49.48	1.997	0.979	462	0.088	0.386	138
2	50.6	49.4	1.994	0.976	462	0.035	0.387	163
3	50.69	49.31	1.990	0.973	461	0.019	0.389	170
4	50.77	49.23	1.987	0.970	460	0.016	0.390	172
5	50.85	49.15	1.984	0.967	459	0.012	0.391	174
6	50.93	49.07	1.980	0.963	458	0.011	0.393	175
7	51.02	48.98	1.977	0.960	458	0.011	0.394	175
8	51.1	48.9	1.974	0.957	457	0.011	0.395	176
9	51.18	48.82	1.970	0.954	456	0.011	0.397	176
11	51.35	48.65	1.964	0.947	455	0.01	0.399	177
22	52.3	47.7	1.925	0.912	446	0.012	0.415	179
26	52.65	47.35	1.911	0.899	423	0.009	0.421	174
30	53.01	46.99	1.897	0.886	417	0.009	0.427	174
34	53.37	46.63	1.882	0.874	411	0.009	0.433	174

Fuente: Elaboración propia

Tabla 10: Datos de la velocidad de adsorción para prueba n°4.

Tiempo	Sólidos	Solución	Solución	Solución=	P.Solución	Solución	Concent.inicial	Carbón
Horas	%	%	Kg.	Sólidos	P.Carbón	Au.gr/m <sup>3</sup>	Cog(gr/m <sup>3</sup> )	Au.gr/ton
0	50.44	49.56	2.000	0.983	49	0.385	0.385	0
0.5	50.48	49.52	1.999	0.981	49	0.003	0.386	18.7
1	50.52	49.48	1.997	0.979	49	0.001	0.386	18.7
2	50.61	49.39	1.993	0.976	49	0.001	0.388	18.7
3	50.69	49.31	1.990	0.973	49	0.001	0.389	18.7
4	50.78	49.22	1.987	0.969	49	0.001	0.390	18.6
5	50.86	49.14	1.986	0.966	48	0.001	0.392	18.6
6	50.94	49.06	1.980	0.963	48	0.001	0.393	18.6
7	51.03	48.97	1.976	0.960	48	0.001	0.394	18.6
8	51.11	48.89	1.973	0.957	48	0.001	0.395	18.5

Fuente: Elaboración propia

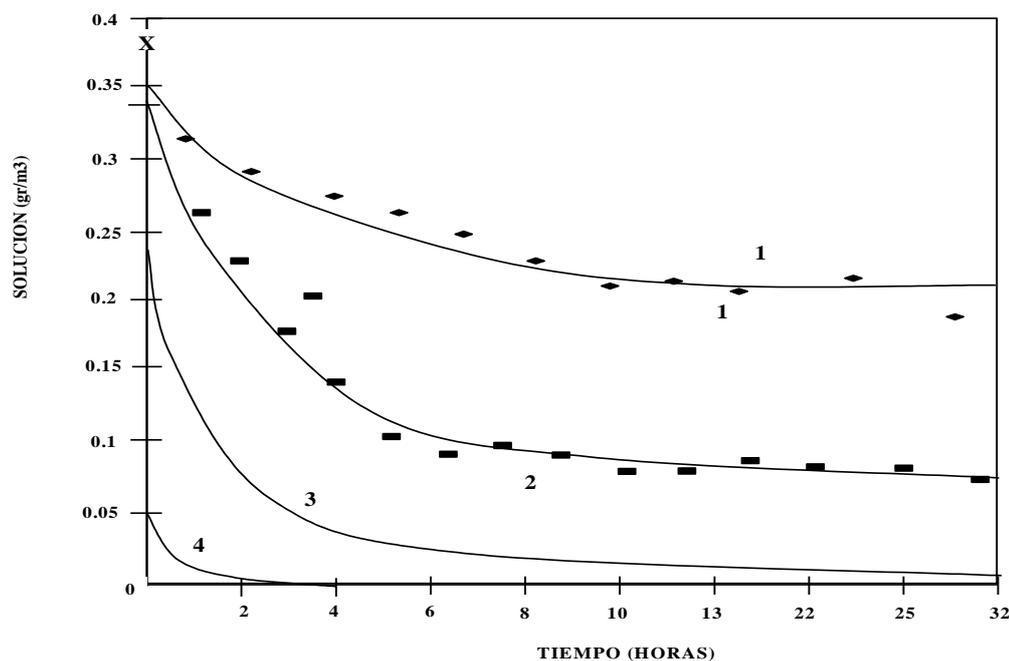


Figura 12. Concentración de la solución vs tiempo

Figura N° 12. El Tabla de distribución nos indica la concentración de la solución vs. tiempo para la adsorción del oro sobre carbón malla (6,16). Los datos muestran que en 0.5 horas, en la prueba 4 se alcanza un cambio en la

concentración de la solución de 0.0029 gr.Au/m<sup>3</sup>/hora En la pruebas 3,2,1 se alcanza la misma velocidad alrededor de 4,10,20 horas respectivamente con 90% de adsorción previa a esta velocidad que ocurre a 1.6,5y 14 horas respectivamente.

La diferencia de tiempo acentúa la necesidad de que se obtenga los datos de velocidad en la vecindad del cambio de concentración proyectado en el sistema dinámico, se obtuvo la carga máxima de carbón de 1010 gr Au/ton

#### 4.2.7. Curva de equilibrio de adsorción de oro sobre el carbón

Para el propósito de diseño en cascada en contracorriente En el sistema C.I.P., la solución y la concentración del oro en el carbón cerca del equilibrio en las pruebas 1 hasta la 4 fueron usadas para estimar una curva de equilibrio para la adsorción del oro.

Los datos fueron seleccionados de los puntos extremos finales de aquellas pruebas y son mostradas en el Tabla N° 11.

Tabla 11: *Datos de los puntos finales de la pruebas Batch 1 hasta 4*

Prueba	Tiempo	Solución	Carbón
N°	Horas	Au.gr/m <sup>3</sup>	Au.gr/ton
1	25	0.175	1010
2	24	0.064	504
3	26	0.009	174
4	0.5	0.0003	18.8

Fuente: Elaboración propia

Los datos fueron correlacionados por el método de los mínimos cuadrados y la línea recta resultante se dibujo como se muestra en el Figura N° 13.

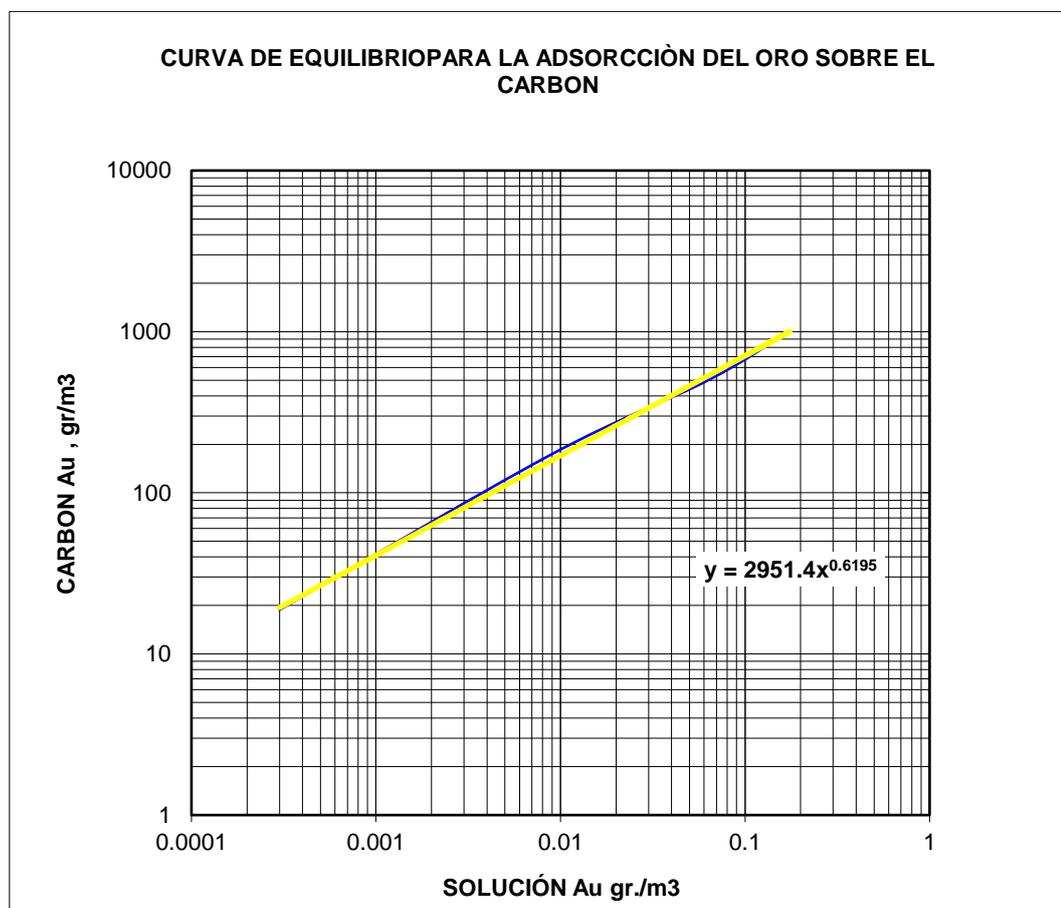


Figura 13. Curva de equilibrio para la adsorción del oro sobre el carbón

El Figura N° 14, nos indica el Ploteo log-log de la curva de equilibrio de adsorción para el oro sobre carbón de Malla (6 x 16) a temperatura ambiente.

La ecuación de la línea es, en unidades de gr de Au/ton de carbón

$$q^* = 2,951.4 \times C^{0.6195} \tag{3}$$

Donde:

$q^*$  = Valor de (q) para la curva de equilibrio de adsorción en una concentración de solución C en gr. Au/ton de solución.

q = Concentración de oro en el carbón (gr de Au/ton de carbón) Cálculo de C en el Figura:

$$C^* = (1/2951.4)^{1/0.6195} xq^{1/0.6195}$$

$$C^* = 2.504 \times 10^{-6} xq^{1.6142} \quad (4)$$

Donde:

$C^*$  = Valor de C para la curva de equilibrio de adsorción en el carbón enriquecido (cargado) de q

C = Concentrado de oro en la solución lixiviada

La ecuación (4) es típica a la ecuación de. FREUNDLICH obtenida sobre pequeños rangos de concentración en una solución diluida.

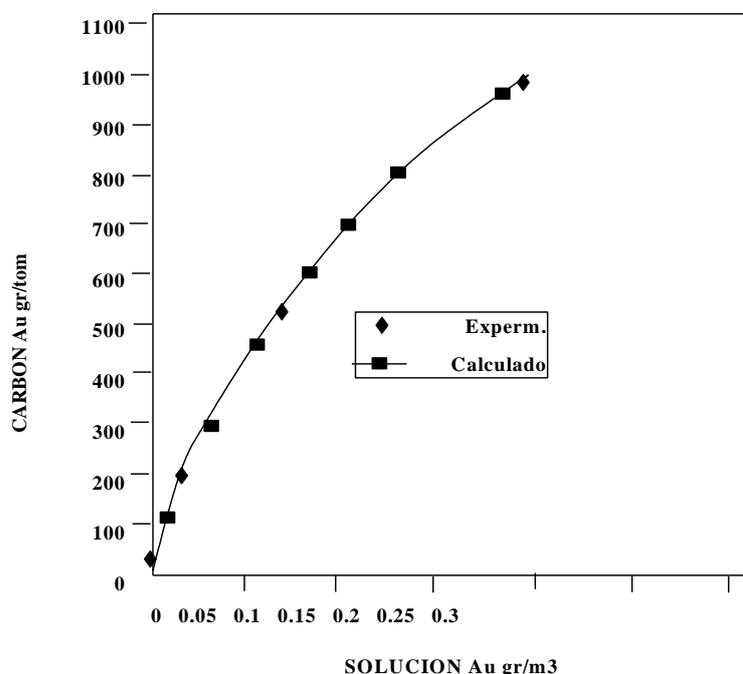


Figura 14. Curva de equilibrio para la adsorción del oro

#### 4.2.8. Pruebas en contracorriente para un diseño de cascada

Aparentemente el carbón podría cargarse a un nivel satisfactorio a partir de las pruebas batch anteriores.

Las pruebas batch en contracorriente se efectuó para evaluar los requerimientos de la concentración del carbón y probar una TEORIA DE DISEÑO CASCADA EN DESARROLLO.

La escala de la prueba batch se limito a vasos de 4 litros que contenían solución cianurada en una pulpa de 50 % sólidos.

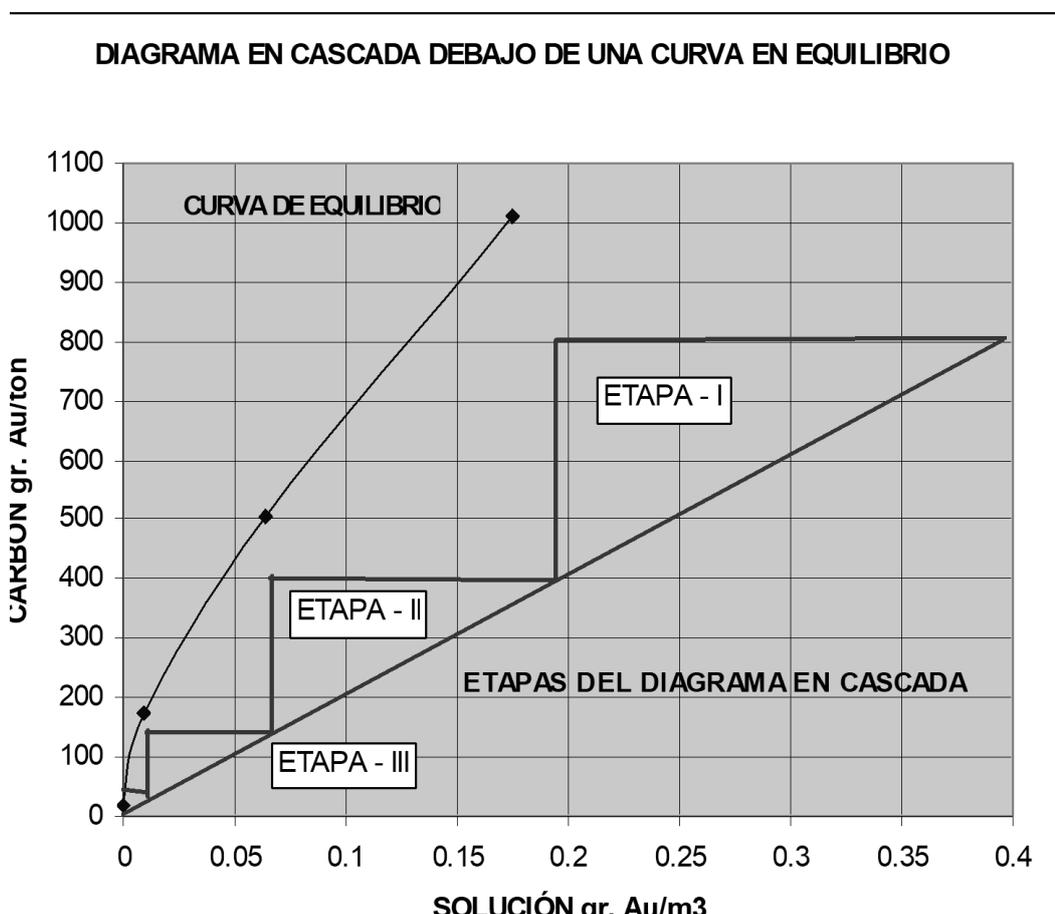


Figura 15. Diagrama en cascada debajo de una curva en equilibrio

La curva de equilibrio de adsorción de oro estimado para una carbón (malla 6 x 16) se muestra en la fig. N°4 que sirve como una línea limite debajo del cual el sistema C.I.P. debe operar.

La curva de adsorción proporciona una guía para el número de etapas a ser usadas bajo condiciones específicas como se indican:

- Material = Pulpa lixiviada (cola del circuito de agitación)
- % sólidos = 50%
- Ley = 0.391 gr.Au/m<sup>3</sup>
- pH = 10.7
- CN = 0.03%

Carbón Cargado Patrón (blanco) = 800 gr.Au/ton carbón

Solución barren del Patrón (blanco) = 0.005 gr.Au/m<sup>3</sup>

Por lo tanto la línea de operación tiene la pendiente:

$$W/M = m = 800 / (0.0391 - 0.010) = 2,099.7 \quad (5)$$

La carga de oro patrón para las cuatro etapas fue 800, 400, 150 y 18.8 gr Au/ton de carbón La cuarta etapa de la prueba batch se muestra en la grafico N° 11 como 4 etapas de operación

### ASPECTOS TEÓRICOS DEL DISEÑO DE CASCADA

Cuando la etapa de una cascada ha sido establecido como se muestra en el grafico N° 11 , el cálculo en la concentración del carbón de cada etapa requiere la determinación del tiempo de retención del carbón en cada etapa

Para i- enésima etapa de una cascada los valores (c<sub>i</sub>,q<sub>i</sub>) de solución y los valores de la concentración de oro en el carbón respectivamente en la descaiga (c<sub>i-1</sub>,q<sub>i+1</sub>) sedan los valores de la concentración de la solución y la concentración del oro en el carbón respectivamente a la entrada de la etapa.

El tiempo de retención - del carbón en horas para la i-enésima etapa es

$$T_{ri} = [k_{Ai}]^{-1} * \ln \frac{[C_i - C_i^*]}{[C_{i+1} - C_{i+1}^*]} \quad (6)$$

Donde:

$C_i^*$  = Valor de equilibrio para q<sub>i</sub> como en la ecuación (4)

$$k_{Ai} = k_{Ci} - l_i \times U_i \quad (7)$$

$$l_i = \frac{[C_i^* - C_{i+1}^*]}{[q_1 - q_{i+1}^*]} \quad (8)$$

$$k_{ci} = -U_i \times (W/M)^{-1} \quad (9)$$

$K_{Ai}$  = Es el promedio del coeficiente de velocidad para una fuerza manejada en la enésima etapa en la ecuación (6) y (7)

$K_{A1}$  = Es el promedio del coeficiente de velocidad para una fuerza manejada en la i- enésima etapa En las ecuaciones (7) y (9)

$k_{ci}$  = Es el promedio del coeficiente de transferencia de masa total de solución para la i- enésima etapa

$U_i$  = Es el promedio del coeficiente de transferencia de masa total de carbón para la i- enésima etapa.

La fuerza de solución manejada en algún punto  $(c_1, q_1)$  es  $(c_1^-, c_1^*)$  las unidades de

$$K_{Ai} = [\text{gr Au/hora}]/[\text{ton solución}]/[\text{gr.Au/ton solución}] = \text{horas}^{-1}$$

$$K_{Ci} = [\text{gr Áu/hora}]/[\text{ton Carbón}]/[\text{gr Au/ton carbón}] \text{ horas}^{-1}$$

En la ecuación (9)  $U_i$  es estimado a partir de los datos de la prueba batch desde los valores de la concentración de la solución y la concentración del oro sobre el carbón tan cerca como sea posible a la i- enésima etapa.

Si los datos de la prueba batch son  $(c_1, q_1)$  en el tiempo  $t_j$  y  $(c_k, q_k)$  en el tiempo  $t_k$ ,  $t_j < t_k$

$$\Delta t_{jk} = (t_k - t_j)$$

Luego  $U$  es estimado para

$$U_{jk} = m_{jk} \times k_{c(jk)} \quad (10)$$

Donde

$$m_{jk} = \frac{[q_k - q_i]}{[c_k - c_j]} \quad (11)$$

$$k_{c(jk)} = k_{Ajk} [1 - m_{jk} l_{jk}]^{-1} \quad (12)$$

Donde:

$$l_{jk} = \frac{[c_k^* - c_j^*]}{[q_k - q_i]} \quad (13)$$

$$K_{Ajk} = [At_{jk}]^{-1} \ln x. \frac{[c_k - c_k^*]}{[c_j - c_j^*]} \quad (14)$$

#### 4.2.9. Tiempo estimado de retención del carbón en Batch

Las ecuaciones de las secciones anteriores se usan para el CÁLCULO DEL TIEMPO DE RETENCIÓN en cada etapa.

La concentración del oro (Patrón Blanco) de la solución descargada desde cada etapa se cálculo a partir de una blanco cargado de oro sobre carbón activado en cada etapa y a pendiente de la línea de operación de la ecuación (5)

El blanco de la concentración descargada se lista como los (ci,qi) en la Tabla N° 16 El cálculo del tiempo de retención del carbón requiere la estimación de U para cada etapa:

#### CÁLCULO DE Ci:

Ci = oro en la solución de descarga en la i - enésima etapa en contracorriente.

Del Figura N°4 debajo de la curva de equilibrio experimental la solución de descarga desde cada etapa se cálculo a partir de un blanco cargado de oro y la

pendiente.	$W/M$	$= m$	$= 2099.7$
Etapa – 1	$( 800-400 ) / ( 0.391-Ci )$	$= 2.099.7$	$Ci = 0.2005$
Etapa – 2	$( 400-150 ) / ( 0.2005-Ci )$	$= 2.099.7$	$Ci = 0.0814$
Etapa – 3	$( 150-18.8 ) / ( 0.0814-Ci )$	$= 2.0997$	$Ci = 0.0189$
Etapa – 4			$Ci = 0.010$

**CÁLCULO DE qi:**

qi (1) 800 qi (2) = 400 qi(3) 150 qi (4) 18.8

**CÁLCULO DE Ci:**

li = Valor de C' para carbón enriquecido qi en la etapa de descarga según ec.(4)

Tabla 12: *Calculo de Ci*

	$Ci^* = 2.504 \times 10^{-6} \times q_i^{1.6142}$	
Etapa – 1	$= 2.504 \times 10^{-6} \times (800)^{1.6142}$	$= 2,099.7$
Etapa – 2	$= 2.504 \times 10^{-6} \times (400)^{1.6142}$	$= 2,099.7$
Etapa – 3	$= 2.504 \times 10^{-6} \times (150)^{1.6142}$	$= 2,099.7$
Etapa – 4	$= 2.504 \times 10^{-6} \times (18.8)^{1.6142}$	$= 0.00028$

Fuente: Elaboración propia

**CÁLCULO DE li:**

li = Inversa de la pendiente entre los puntos (qi+1, C\*(i+1)), (qi, Ci\*) para la etapa i - énsima en cascada según ecuación (8)

Tabla 13: *Calculo de li*

	$li = \frac{[Ci^* - Ci+1^*]}{[qi - qi+1^*]} \times 10^{-4}$	
Etapa – 1 =	$[0.121 - 0.0397] / [800-400]$	$= 2.03$
Etapa – 2 =	$[0.0397 - 0.0080] / [400 - 150]$	$= 1.268$
Etapa – 3 =	$[0. 0080 - 0.00028] / [150 - 18.8]$	$= 0.588$
Etapa – 4 =	$[0.00028 ] / [18.8]$	$= 0.149$

Fuente: Elaboración propia

**CÁLCULO DE  $U_i$ :**

Los datos de velocidad de adsorción de las pruebas batch de 1 hasta 4 se utilizaron para estimar el  $U_i$ ,

$$U_1=323.985 \qquad U_2 = 504.621$$

$$U_3=642.535 \qquad U_4 = 91.715$$

**CÁLCULO DE:  $K_{ci}=-U_i (W/M)^1$**

$$\text{Etapa-1} \quad K_{ci} \quad = \quad -323.985 \times 0.000476 \quad 0.15422$$

$$\text{Etapa-2} \quad K_{ci} \quad = \quad -504.621 \times 0.000476 \quad 0.2402$$

$$\text{Etapa-3} \quad K_{ci} \quad = \quad -642.535 \times 0,000476 \quad 0,3058$$

$$\text{Etapa-4} \quad K_{ci} \quad = \quad -95.715 \times 0.000476 \quad 0.0436$$

**CÁLCULO DE:  $K_{A1} = K_{ci} - l_i \times U_i$**

Tabla 14: *Calculo de  $K_{ci}$ ,  $l_i$  y  $U_i$*

$K_{ci}$	$l_i$	$U_i$	$k_{A1}$
0.15422	0.000203	323.985	= 0.2199
0.2402	0.00126	504.621	= 0.30378
03058	0.0000588	642.535	= 0.34358
0.0436	0.0000149	95.715	= 0.045026

Fuente: Elaboración propia

**CÁLCULO DEL TIEMPO DE RETENCIÓN**

$$t_{ri} = [ K_{Ai} ]^{-1} * \ln [ \frac{c_i - c_i^*}{c_{i-1} - c_{i+1}^*} ]$$

Tabla 15: *Calculo de Ci*

$C_i$	$C_i^*$	$C_{i-1}$	$C_{i+}^*$	$k_{At}$	$t_{ri}$
0.2005	0.1215	0.391	0.0397	0.2199	6.78
0.814	0.0397	0.2005	0.0080	0.30378	5.03
0.0189	0.0080	0.0814	0.00028	0.34358	5.84
0.010	0.00028	0.0189		0.045026	14.76

Fuente: Elaboración propia

**4.2.9.1. Resumen de los parámetros utilizados en el cálculo del tiempo de retención a partir de u estimado.**

Tabla 16 : *Parámetros utilizados en el cálculo del tiempo de retención a partir de u estimado.*

PARAMETROS	ETAPAS			
	1	2	3	4
CI	0.20050	0.08140	0.01890	0.01000
qi	800.00	400.00	150.00	18.80
ci*	0.12150	0.03970	0.00800	0.0028
lix104	2.03000	1.26800	0.58800	0.1900
Ui	323.98500	504.62100	642.53500	91.71500
kci	0.15422	0.24020	0.30580	0.04360
kai	0.21990	0.30370	0.34360	0.04503
tri	6.78	5.03	5.84	14.76

Fuente: Elaboración propia

**4.2.10. Cálculo del coeficiente de transferencia de masa (u)**

Los datos de la velocidad de adsorción de las pruebas N° 1 hasta N° 4 se usarán para estimar U para las etapas 1 hasta 4.

Las cargas de oro en la pruebas batch qj y qk mostradas en el Tabla N° 17 fueron seleccionados de los mismos valores como el blanco cargado en cada etapa.

Esto es ideal pero no siempre practico en trabajos de estimación. La pendiente mjk, fueron aproximados a la pendiente promedio de las concentraciones de oro inicial y final en la solución y en el carbón

Las concentraciones de la solución, cj y ck k fueron calculados a partir de qj, qk y mjk

Los valores de tj y tk se obtuvieron a partir del Figura concentración vs tiempo de la figura N°1 para valores correspondientes a cj y ck o desde los valores originales disponibles.

### CÁLCULO DE Cj

Cj = Es la cantidad de oro disuelto en la solución de la ecuación 1 tenemos.

$$q_j = (C_{oj} - C_j) (W/M)_j$$

Etapa 1	$(400/5805) = (0.341 - C_j)$	= 0.2721
Etapa 2	$(150/1790) = (0.341 - C_j)$	= 0.2572
Etapa 3	$(18.8/462.5) = 0.385 - C_j$	= 0.3444
Etapa 4		= 0.385

### CÁLCULO DEL TIEMPO Tj

Se calcula a partir del Figura N° 1 conocidas las concentraciones Cj

	<u>Cj</u>	<u>tj</u>
Etapa 1	0.2721	2.2
Etapa 2	0.2572	0.55

Etapa 3	0.3444	0.10
Etapa 4	0.385	0.00

**CÁLCULO DEL ORO EN EL CARBON qj**

$q_{j1} = 400$                        $q_{j2} = 150$                        $q_{j3} = 18.8$                        $q_{j4} = 0$

**CÁLCULO DEL Ck EN EL TIEMPO tk**

Ck = Es la concentración de la solución en el tiempo tk según la ecuación (1)

$$q_k = (C_{ok} - C_k) (W/M)_k$$

Etapa 1  $(800/5805) = (0.34 - C_k) = 0.203$

Etapa 2  $(400/179) = (0.341 - C_k) = 0.117$

Etapa 3  $(150/462.5) = (0.385 - C_k) = 0.061$

Etapa 4  $(18.8/462.5) = (0.385 - C_j) = 0.00046$

**CÁLCULO DEL TIEMPO Tk**

Se calcula a partir del Figura N° 1 conocidas las concentraciones Ck

	Ck	tk
Etapa 1	0.203	10.6
Etapa 2	0.117	3.8
Etapa 3	0.061	1.4
Etapa 4	0.00046	4.00

**CÁLCULO DE LA VARIACIÓN DEL TIEMPO  $\Delta t_{jk}$  (tk-tj)**

	tk	tj	$\Delta t$
Etapa 1	10.60	2.0	8.40
Etapa 2	3.8	0.55	3.25
Etapa 3	1.40	0.10	1.30
Etapa 4	4.00	0.00	0.00

**CÁLCULO DE LA PENDIENTE DE LA RECTA -  $m_{jk}$**

Entre los puntos ( $q_i, c_i$ ), y ( $q_k$ , correspondiente a los tiempos  $t_j$  y  $t_k$ )

$$m_{kj} = \frac{-[q_k - q_i]}{[C_k - C_j]}$$

Tabla 17: *Calculo de la pendiente de la recta*

	$q_k$	$q_i$	$C_k$	$C_j$	$m_{ki}$
Etapa 1	800	400	0.203	0.2721	5788.71
Etapa 2	400	150	0.117	0.2572	1783.42
Etapa 3	150	18.8	0.061	0.3444	466.12
Etapa 4	18.8	0.00	0.00046	0.385	48.89

Fuente: Elaboración propia

**CÁLCULO DE  $C_j^*$**

$C_j^*$  = Valor de  $C^*$  para carbón enriquecido de  $q_j$  en un tiempo  $t_j$ , se calcula utilizando la variación seccional del grafico N° 11 a partir de la ecuación (4) fueron usadas para las etapas 1 y 2 un estimado para los puntos finales de los datos de la prueba batch 1,2 y 3 se desarrollo usando la siguiente ecuación

$$ETAPA 1 - 2 = C^* = 1,396 \times 10^{-6} \times (q)^{1.7073} \quad (15)$$

Esta ecuación se logra graficando los tres últimos puntos finales de las pruebas de adsorción con el ajuste mínimos cuadrados se tiene:

$$q^* = 2687.60 \times (c)^{0.5857}$$

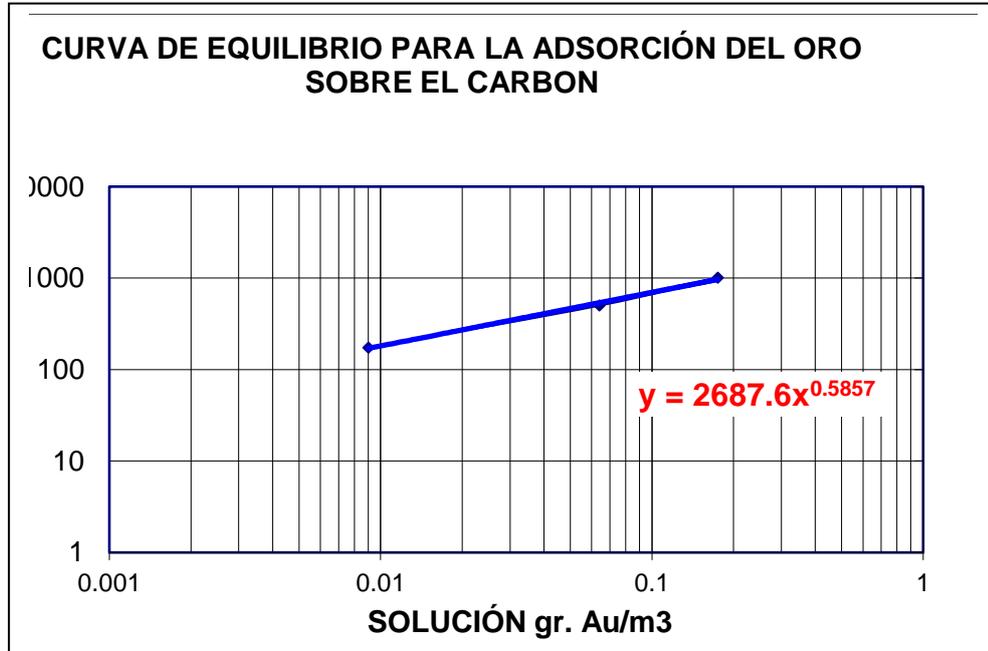


Figura 16. Curva de equilibrio para la adsorción del oro sobre el carbón

Para las etapas 3 y 4 una estimación tomada de los datos finales de las pruebas 3 y 4 se desarrolló usando:

$$\text{Etapa 3 - 4} = C^* = 3.1156 \times 10^{-6} \times (q)^{1.5450} \quad (16)$$

De las ecuaciones se tiene:

$$\text{Etapa 1} = C^* = 1.396 \times 10^{-6} \times (400)^{1.7073} \quad C_j^* = 0.03867$$

$$\text{Etapa 2} = C^* = 1.396 \times 10^{-6} \times (150)^{1.7073} \quad C_j^* = 0.00724$$

$$\text{Etapa 3} = C^* = 3.1156 \times 10^{-6} \times (18.8)^{1.5450} \quad C_j^* = 0.00029$$

**CÁLCULO DE Ck\***

$$\text{Etapa 1} = C^* = 1.396 \times 10^{-6} \times (800)^{1.7073} \quad C_k^* = 0.1263$$

$$\text{Etapa 2} = C^* = 1.396 \times 10^{-6} \times (400)^{1.7073} \quad C_k^* = 0.03867$$

$$\text{Etapa 3} = C^* = 3.1156 \times 10^{-6} \times (150)^{1.5450} \quad C_k^* = 0.00717$$

Etapa 4 =  $C^* = 3.1156 \times 10^{-6} \times (18.8)^{1.5450}$   $Ck^* = 0.00029$

**CÁLCULO DE  $I_{jk}$**

Utilizando la ecuación (13) se tiene:  $I_{jk} = \frac{[c_k^* - c_i^*] \times 10^4}{[q_k - q_j]}$

Etapa 1 =  $I_{jk} = [0.1263 - 0.03867] / [800-400] \times 10^4 = 2.1925$

Etapa 2 =  $I_{jk} = [0.03867 - 0.00724] / [400-150] \times 10^4 = 1.2572$

Etapa 3 =  $I_{jk} = [0.00717 - 0.00029] / [150-18.8] \times 10^4 = 0.5208$

Etapa 4 =  $I_{jk} = [0.00029] / [18.8] \times 10^4 = 0.1542$

**CÁLCULO DE  $K_{\Delta jk}$  Coeficiente de velocidad**

$$K_{\Delta jk} = [\Delta t_{jk}]^{-1} \ln x. \frac{[c_k - c_k^*]}{[c_j - c_j^*]}$$

Etapa 1  $K_{\Delta jk} = 1/8.4 \times \ln [(0.203-0.1263)/(0.2721-0.03867)] = 0.132$

Etapa 2  $K_{\Delta jk} = 1/3.25 \times \ln [(0.117-0.0386)/(0.2572-0.00724)] = 0.356$

Etapa 3  $K_{\Delta jk} = 1/1.30 \times \ln [(0.061-0.00717)/(0.344-0.00029)] = 1.425$

Etapa 4  $K_{\Delta jk} = 1/4 \times \ln [(0.00046-0.00029)/(0.385-0.00029)] = 1.93$

**CÁLCULO DE  $K_{c(jk)}$  Coeficiente de transferencia de masa en la solución.**

$$K_{c(jk)} = K_{\Delta jk} \times [1 - m_{jk} \times I_{jk}]^{-1}$$

Tabla 18: *Calculo de transferencia en masa en la solución*

	$K_{\Delta jk}$	$m_{jk}$	$I_{jk}$	$K_{c(jk)}$
Etapa 1	0.132	5788.71	0.00021925	0.0355
Etapa 2	0.356	1783.42	0.00012572	0.2762
Etapa 3	1.425	466.12	0.00005208	1.3904
Etapa 4	1.930	48.89	0.00001542	1.9285

Fuente: Elaboración propia

**CÁLCULO DE  $U_{jk}$**  Coeficiente de transferencia de masa en el Carbón

$$U_{jk} = m_{jk} \times [1 - m_{jk} \times l_{jk}]^{-1}$$

Tabla 19: *Calculo de coeficiente de transferencia de masa en el carbón*

	$U_{jk}$	$m_{jk}$	$U_{jk}$
Etapa 1	0.355	5788.71	205.4992
Etapa 2	0.2762	1783.42	492.580
Etapa 3	1.3904	466.12	648.093
Etapa 4	1.9285	48.89	94.28

Fuente: Elaboración propia

Se debe notar que el tiempo de resistencia del carbón en la etapa 4 es mucho más largo que las primeras 3 etapas debido a que su coeficiente de transferencia de masa es mucho más pequeño en la región zona de solución y la concentración de oro en el carbón de la etapa (4).

Tabla 20: *Tabla resumen de los parametros y datos para la estimación de u para cada etapa.*

PARAMETROS	ETAPAS			
	1	2	3	4
$t_j$	2.20000	0.55000	0.10000	0.01000
$c_j$	0.2721	0.2572	0.3444	0.3850
$q_j$	400.00	150.00	18.80	0.00
$t_k$	10.60	3.80	1.40	4.00
$c_k$	0.203	0.117	0.061	0.000
$q_k$	800.00	400.00	150.00	18.80
$t_{jk} [TK - Tj]$	8.40	3.25	1.30	0.00
$-m_{jk}$	5788.71	1783.42	466.12	48.89
$c_j$	0.3867	0.00724	0.00029	0
$c_k$	0.1263	0.03867	0.00717	0.00029
$l_{jk} \times 10^4$	2.1925	1.2572	0.05208	0.1542
$-k_{jk}$	0.132	0.356	1.425	1.93
$-Kc_{jk}$	0.0355	0.2762	1.3904	1.9285
$U_{jk}$	205.499	492.58	648.093	94.28

Fuente: Elaboración propia

#### 4.2.11. Cálculo de la concentración de carbón.

La concentración del carbón se calculo en base al movimiento de flujo vertical hacia debajo de la pulpa para cada hora igual un volumen de pulpa individual que contiene 2,000 gramos de solución.

El movimiento hacia arriba correspondiente el carbón se calculó de acuerdo a ecuación (5)

$$M_i = M \times t_{ri} \quad (17)$$

Donde:

$t_{ri}$  = Tiempo de Retención del carbón (hrs). Para la  $i$  – enésima etapa.

$M$  = Es la cantidad de carbón en (gr.) que se mueve en un tiempo determinado (g/hora)

$M_i$  = Es el carbón total requerido en cada etapa de la pulpa.

El número de etapas de adsorción depende principalmente del tamaño del tanque, que para estas determinaciones es necesario conocer el volumen a cargar.

La concentración del carbón es una variable importante que en nuestra operación utilizamos entre 10 y 30 gr/lit.

Conocidos la concentración del carbón y el volumen que necesitamos cargar determinamos el peso del carbón que se mueve  $P = [\text{Gr/lit}][\text{lit. pulpa}] =$  Gramos de carbón.

Conocido el tiempo de retención para un volumen determinado y la carga que necesita sabremos que:  $M = P/t_{ri} =$  gramos/hora.

Y el requerimiento de carbón basado sobre la ecuación (17) se muestra en el Tabla N° 21, con una concentración de carbón basado en un volumen de 2,714 litros de pulpa y a 50% sólidos.

Tabla 21: *Requerimientos por etapas de carbón de malla (6 x 16) para una prueba de adsorción batch en contracorriente.*

ETAPA	BLANCO CONCEN. DESCARGADA		CARBÓN DE COCO MALLA (6 X 16)	
	SOLUCIÓN	CARBÓN	CARBÓN Gramos	PULPA g/lit
	Au g/m <sup>3</sup>	Au g/ton		
Alimento	0.391			
1	0.196	800	6.91	2.55
2	0.074	400	5.31	1.96
3	0.022	150	9.5	3.5
4	0.01	18.8	81.12	29.89

Fuente: Elaboración propia

#### 4.2.12. Operación de pruebas Batch en contracorriente

Cada una de las etapas batch se efectuó en un vaso de 4 litros con un agitador mecánico después de cargar la cantidad apropiada de pulpa se agitó durante una hora

El carbón fue cernido sobre malla 28 y fue retenido para usar el próximo ciclo, se lavó el carbón descargando el agua de lavado con los residuos la pulpa no diluida se alimento a la próxima etapa.

El traslado de una pulpa batch fue de una etapa  $i$  a otra  $i + 1$ , la pulpa fresca del batch (2,714 litros) se purifico dentro del vaso en la primera etapa.

La pulpa desde la etapa 4 se muestreo para análisis de oro en solución

El peso exacto de carbón (M) se traslado en contracorriente al flujo de pulpa al final de cada ciclo mediante medición volumétrica sobre una base de una densidad total de 0.45 gr/lit.

Así el transporte del carbón fue desde la etapa i a la etapa i –1 “M” gramos de carbón fresco que se pusieron dentro de una nueva etapa (4).

Los M gramos de carbón removido desde la etapa 1 fue ensayada por vía seca por oro y plata.

Después que la cantidad exacta de carbón ha sido avanzada a través de las etapas, se inició la agitación para el próximo ciclo.

El sistema se operó durante 10 ciclos resultando los datos de alimentación y el carbón que son mostrados en el Tabla No 22.

Tabla 22: Datos de alimentación y el carbón

CICLO	PULPA ALIMENTADA		SOLUCIÓN RICA		MUESTRA DE CARBÓN	
	% Sólidos	Volumen	Volumen	Au. G/m <sup>3</sup>	Peso (g)	Au. Gr/ton
1	50.46	2.714	1.990	0.391	0.98	753
2	50.46	2.714	1.990	0.391	0.98	682
3	50.46	2.714	1.990	0.391	0.98	640
4	49.85	2.714	2.003	0.362	0.98	736
5	49.85	2.714	2.003	0.362	0.98	604
6	49.85	2.714	2.003	0.362	0.98	640
7	49.33	2.696	2.000	0.353	0.98	640
8	49.33	2.696	2.000	0.353	0.98	658
9	49.33	2.696	2.000	0.353	0.88	683
10	50.39	2.726	2.000	0.353	0.88	703

Fuente: Elaboración propia

El peso se determinó utilizando la densidad de 0.5 g/l.

En los dos últimos ciclos el movimiento de carbón fue cayendo 0.98 a .088 g/hora con una compensación de valores de oro más bajos de la solución rica. Un total de 27.10 litros de pulpa conteniendo 49.93% sólidos fue procesado.

La solución rica contenida en promedio de 0.367 g/m<sup>3</sup> de oro con 0.02% Na CN a un pH de 10.5

Las muestras de carbón de la etapa 1 variaron desde 604 a 753 g/ton carbón y con un promedio de 674 g/ton carbón, este se comparó con un carbón teórico producto de 763g/ton carbón, basados sobre un dato de operación promedio con W/M=2080.8

Hay varias fuentes potenciales de error en este procedimiento de prueba en batch

Al final del ciclo 10, el carbón y la solución de cada una de las etapas se muestrearon y los análisis son mostrados en el Tabla N° 23

Tabla 23: *Perfil del carbón y la solución en prueba batch en contracorriente después de 10 ciclos.*

Etapas	Perfil de Solución Au g/m <sup>3</sup>	Recuperac. De oro por Etapas	Carbón grs	Oro Gr/ton	Plata gr/ton	Dore gr/ton	Oro Fino
Alimento	0.367		XX	XX	XX	XX	XX
1	0.245	33.24	0.88	675	28	703	960
2	0.12	34.06	1.89	299	78	377	793
3	0.019	27.52	4.1	163	31	194	840
4	0.02	5.18	10.58	17	6	23	739

Fuente: Elaboración propia

**4.2.13. Pruebas piloto en laboratorio con carbón (6 x 16) mallas.**

Se construyó una Planta Piloto CIP en contracorriente para la adsorción y recuperación de oro sobre carbón de malla 6 x 16, a partir de la pulpa lixiviada que es cola final del circuito de cianuración, cuyas condiciones de operación fueron las mismas en las pruebas de laboratorio.

#### 4.2.13.1. Diseño en cascada en planta piloto de laboratorio

La isoterma de equilibrio de adsorción para un carbón de coco de 6 x 16 mallas se estima cerca de la misma isoterma para carbón de coco de 10 x 20 mallas como se muestra en la figura 4. Esta estimación se basa en trabajos anteriores.

Los resultados de lixiviación indican concentración de oro con un contenido de 0.34 g/m<sup>3</sup> de oro que estaría disponible para esta prueba.

Usando este valor la solución barren blanco se colocó a una concentración de 0.0005 gr/m<sup>3</sup> de oro y el carbón cargado blanco a 800 gr/ton de carbón.

La línea de operación es mostrada en el gráfico N° 12 con la isoterma del gráfico N° 11, la pendiente de la línea de operación es mostrada en el gráfico N° 12. Con la isoterma del gráfico N° 11, la pendiente de la línea de operación es:  

$$W/M = 800 / (0.34 - 0.0005) = 2,356$$

El blanco cargado de oro se fijó como sigue:

ETAPA 1	800 g/ tn de carbón
ETAPA 2	400 g/ tn de carbón
ETAPA 3	150 g/ tn de carbón
ETAPA 4	18.8 g/ tn de carbón

Las cuatro etapas de la prueba planta se muestran en la del gráfico N° 12 como pasos sobre la Línea de operación son aquellos usados en la prueba batch en contracorriente:

#### 4.2.13.2. Estimación del tiempo de retención del carbón en la etapa piloto

Los datos de adsorción de oro sobre el carbón de  $-6 \times 16$  mallas se estimaron a partir de los datos para un carbón de  $-10 \times 25$  mallas, mediante un factor desarrollado desde un área superficial relativa de los tamaños de carbón.

Tabla 24: *Parámetros para el cálculo del tiempo de retención del carbón  $-10 + 20$  mallas estimado a partir de  $u^*$  para la etapa de planta piloto.*

PARAMETROS	ETAPAS			
	1	2	3	4
Ci	0.17025	0.06416	0.00848	0.00050
Qi	800.00	400.00	150.00	18.80
Ci*	0.12604	0.03880	0.00717	0.00028
Lix104	2.18110	1.25900	0.52450	0.15410
Ui	323.18	504.62	642.54	91.72
-Kci	0.13799	0.21410	0.27260	0.03892
-kai	0.20815	0.27760	0.30630	0.04036
tri	<b>9.22</b>	<b>6.70</b>	<b>12.69</b>	<b>91.65</b>

Fuente: Elaboración propia

La velocidad de adsorción del oro para el carbón de tamaño más grande, así mismo fue estimado siendo 0.6 veces la velocidad para el carbón  $-10 + 20$  mallas

El blanco de la concentración de oro descargado en la solución se calculo en el blanco de oro cargado sobre carbón y la ecuación de la pendiente de la línea de operación

Los blancos de concentración descargada es listado como sigue [ci, qi] en en el Tabla N° 24

(\*) – Primeramente para calcular el tiempo de retención de carbón –6 + 16 mallas

Desde los blancos cargados de oro son los mismos que en las pruebas batch en contracorriente el estimado  $U_i$  en la tabla 7 es usado en el Tabla N° 24.

Los valores de  $T_{ri}$  en la tabla 12 con divididos por 0.6 para obtener el tiempo de retención del carbón –6 + 16 mallas el cual se muestra en el Tabla N° 25.

#### **4.2.13.3. Cálculo de las concentraciones de carbón en la etapa piloto**

La concentración de carbón en la etapa piloto se calculo en base una pulpa en flujo hacia abajo trasladado cada hora igual para una etapa de volumen de celda de 4.044 l/h que contenía 2,997 g. de agua a 50% de sólidos.

El carbón trasladado hacia arriba se calculo a partir de la ecuación 18 según:

$$M = 19.430 \text{ gramos} / 15.37 \text{ horas} = 1.264 \text{ g/h}$$

Los requerimientos de carbón se basaron en la ecuación (17) y es mostrado en la Tabla 25 con concentración de carbón basado en el volumen de celda de 4.044 litros.

Tabla 25: *Requerimiento por etapas de carbón -6 +16 mallas para pruebas de adsorción a nivel de planta piloto*

Etapa Piloto	Blanco de Soluciones descargadas		Carbón de Coco -6 + 16 mallas		
	Solución oro gr/m <sup>3</sup>	Carbón gr/ton	Tiempo de retención	Total gramos	Densidad gr/lit
Alimento	0.3400	0	0	0	0
1	0.1700	800	15.37	19.43	4.81
2	0.0640	400	11.17	4.12	3.49
3	0.0090	150	21.15	26.73	6.61
4	0.0005	18.8	152.75	193.07	47.74

Fuente: Elaboración propia

#### 4.2.13.4. Operación en planta piloto

La planta piloto se efectuó en 4 tanques en cascada de 4 litros con un overflow de aberturas cubiertas con malla 20 para retener el carbón -6 + 16 mallas.

La pulpa se agitó mecánicamente y la pulpa se alimentó al primer tanque, el carbón se traslado con un cucharón de malla 28 y lavados con agua y manteniendo una relación de pulpa/volumen de 0.45 g/ml. Las condiciones del blanco fueron:

1. La pulpa con 50% sólidos y un flujo de 4.044 l/h, correspondiente a un tiempo de retención de la pulpa de 1 hora.

2. Una velocidad de flujo de solución de 2.979 l/h con un movimiento de carbón en contracorriente de 1.264 g/ 2.81 ml en volumen total

3. La concentración del carbón -6+16 mallas se muestra en el Tabla N° 25, después de poner el carbón inicial en cada tanque de acuerdo al Tabla N° 25, la alimentación se midió en Planta durante 26 horas sin movimiento de carbón para cargar el carbón con un total de contenido de oro cercano a aquel que debería contener en el equilibrio.

Luego se inició el movimiento de carbón y se continuo por 36 horas el cual se resume mejorar en tres periodos de flujo en contracorriente, la velocidad de flujo de pulpa promedio e 4,25 l/h comparado con el blanco de 4.040 litros después del montaje de la bomba de alimentación cada día hubo una tendencia hacia arriba en la velocidad del flujo, el cual se ignoró mientras que los análisis de solución barren fueron satisfactorias.

Durante 18 horas de operación de este periodo el análisis promedio de la solución barren fue de 0.0009 gr/m<sup>3</sup> comparado con el blanco de 0.0005gr/m<sup>3</sup>.

El contenido promedio del producto de carbón en este periodo fue de 706 gr. de Oro por TN y 115 gr. de plata por tonelada.

Una acción continuada de lixiviación en la pulpa alimentada elevo lentamente el contenido de la solución rica durante la campaña. Así mismo el movimiento de carbón se mantuvo igual y el flujo de pulpa del blanco se recalculo hasta 3.705 l/h para una solución rica de 0.37 gr. de oro/m<sup>3</sup>.

El monitoreo más exacto de la velocidad de flujo alimentado fue ademas puesto en efecto durante 8 horas de operación en el segundo periodo de movimiento de carbón, la velocidad de flujo de pulpa fue de 3.64 l/h y el análisis promedio del barren fue de 0.003 gr/m<sup>3</sup> cayendo hasta 0.002 gr/m<sup>3</sup>.

Tabla 26: Datos de una planta piloto para adsorción de oro utilizando carbón – 6+16 mallas en un proceso CIP.

PARÁMETROS	PERIODOS DE OPERACIÓN				
	CARBÓN RICO	FLUJO EN CONTRACORRIENTE			
		1	2	3	4
Alimento de pulpa	--	--	--	--	--
Flujo de tiempo (horas)	26.00	18.00	8.00	10.00	62
Promedio de solidos %	49.85	50.00	50.30	52.71	50.08
Promedio de flujo (l/h)	4.279	4.249	3.635	3.088	XX
Solución rica	--	--	--	--	--
Total (litros)	82.00	56.30	21.40	22.60	182.30
Gr/m	0.337	0.368	0.370	0.387	0.356
<b>Muestra de carbón E-1</b>					
Muestra de carbón E-1	XX				
Total (gramos)	XX	22.23	10.11	12.64	44.98
Gramos de oro/ton	XX	706	715	702	707
Gramos de Plata/ton	XX	115	100	81	102
Gramos ton Dore	XX	821	815	783	809
Oro Fino	XX	860	877	897	474

Fuente: Elaboración propia

Las soluciones barren contienen un promedio de 0.004 gr/m<sup>3</sup> aunque la relación en soluciones ricas de plata y oro era cerca de 1 a 4 y la relación de carbón rico fue de 1 a 6 y el contenido de plata fue de el barren fue satisfactorio.

Para promover la posible acumulación de plata en el sistema de carbón en pulpa, especialmente en las dos últimas etapas, la velocidad de flujo de la pulpa en el blanco se ajusto a 3.05 l/h. La base del ajuste fue un blanco de carbón rico fue de 800 gr. de oro mas plata por tonelada.

La rapidez del movimiento no se cambio durante 10 horas de operación en el tercer período del movimiento de carbón y la velocidad de flujo promedio fue de 3.09 l/h. y el análisis de barren final fue de 0.001 gr/m<sup>3</sup> cayendo hasta 0.0006 gr/m<sup>3</sup> y el contenido de plata promedio de la solución barren es de 0.008 gr/m<sup>3</sup>

En 36 horas de movimiento de carbón, el tiempo promedio de retención de la pulpa alcanzó 0.93 horas y la relación promedio en peso en contracorriente en solución a carbón igual a 2,228.28 ó 0.449 gramos de carbón por litro de solución en flujo.

El análisis promedio de solución rica igual a 0.372 g/m<sup>3</sup> y el promedio de la solución barren de 0.0006 gr/m<sup>3</sup>.

El producto de carbón contenía en promedio de 707 gr. de oro/ton y 102 gr de plata/ton luego del último movimiento de carbón, el perfil de la solución final y del carbón es obtenido como se muestra en el Tabla N° 27.

En comparación con el carbón rico [cargado de oro], la variable que afecta el material sólido en la entrada del carbón debe ser mantenido en mente. El análisis del carbón y las soluciones relativas son razonables.

El control (mediciones) del dore fino del contenido relativo de oro y plata en el carbón disminuye desde 952 en la etapa 1 hasta 438 en la etapa 4.

Tabla 27: Perfil de carbón final y solución final a partir de operación de planta piloto

ETAPAS	PERFIL DE SOLUCIÓN AU gr/m3	RECUPERACIÓN DE ORO POR ETAPAS	CARBÓN -6 + 16			
			CARBÓN gr.	Oro gr/ton	Dore gr/ton	Oro fino
Alimento	0.356	XX	XX	XX	XX	XX
1	0.251	29.5	21.40	610	641	952
2	0.158	26.1	13.00	364	445	818
3	0.039	33.4	26.80	207	286	724
4	0.006	10.8	179.80	28	64	438
		99.8				

Fuente: Elaboración propia

Se chequearon los blancos en oro con 5% y los blancos con carbón con 4%. Si la diferencia de pesos de carbón inicial y final se atribuyo al fenómeno de atricción, las pérdidas fueron de 0.135 lbs/ton de mineral.

#### 4.2.14. Dimensionamiento del equipo

##### DIMENSIONAMIENTO DEL AGITADOR:

Las condiciones del proceso a considerar para una correcta selección del sistema de Agitación son los siguientes:

A.- % de sólidos y gravedad específica del sólido.- El % de sólidos por peso en una pulpa afecta en los siguientes parámetros.

a.- Potencia requerida

b.- determinación de la Velocidad de asentamiento de las partículas.

Para su determinación, se usa las siguientes fórmulas

$$HP_{\text{absorbido}} = HP_{H_2O} \times SG_1 \tag{1}$$

Donde:

$SG_1 =$  Gravedad específica de la Pulpa

$HP_{H_2O} =$  HP curvas

Velocidad de Asentamiento

Ley de Rittinger:

$$V = c \times d (s-\sigma)/\sigma \quad C = 1.8$$

Ley de Allan:

$$V = c \times d(s-\sigma)^{2/3}/\sigma \quad C = 7.7$$

Ley de Stockes:

$$V = c \times d^2 (s-\sigma)/\sigma \quad C = 666$$

Donde

V = Velocidad de asentamiento (pies/segundo)

d = Diámetro de las partículas (pulgadas)

s = Gravedad específica de las partículas

$\sigma$  = Gravedad específica de la pulpa

Viscosidad de la pulpa.- Las pulpas en este trabajo su viscosidad no exceden a los 300 cp Para un Tratamiento en Planta de:

$$\text{TMSD} = 125$$

$$\text{G.e} = 4.3$$

$$\text{Dp} = 1.4$$

$$\% S = 37.23\%$$

Toneladas Pulpa 335.75 Ton. Pulpa

Volumen de Pulpa = 335.75 Ton. Pulpa = 239.82 m<sup>3</sup> Pulpa = 9.99 m<sup>3</sup>/hora

$$1.4 \text{ Ton/m}^3$$

Tiempo de Adsorción (Laboratorio) = 3 horas

Volumen a Tratar = 29.97 m<sup>3</sup>

$$D = (29.97 \times 4 / 3.1416) = 6.17 \text{ m}$$

$$D = H = 20 \text{ pies}$$

### DIMENSIONAMIENTO DEL SISTEMA DE AGITACIÓN:

$$\text{Tamaño del Agitador} = 20' \times 20'$$

$$\text{Granulometría } 100\% - 200 \text{ mallas} = 74 \text{ micrones}$$

$$\text{Gravedad específica} = 4.3$$

$$\text{Densidad de Pulpa} = 1,350$$

Con el tamaño de partículas más grande y el % de sólidos (peso) determinamos la velocidad de asentamiento ( $S_r$ ) haciendo uso de las fórmulas de las leyes de Stokes. *Allan* y *Rittenger* para nuestro caso y con el uso de Tabla tenemos que  $S_r = 0.62$ , con este dato determinamos la Velocidad Anular ( $V_{uP}$ ) que se define por:

$$V_{uP} = S_r \times K / 0.7$$

Donde:

$$S_r = \text{Velocidad de Asentamiento (pies/minuto)}$$

$$K = \text{Constante de operación} = 3$$

$$V_{uP} = 0.62 \times 3 / 0.7 = 2.65 \text{ pies/minuto}$$

$$V_{uP} = 35 \text{ pies/minuto}$$

Lo mínimo utilizado para el diseño = 35 pies/ minuto

#### A.- Determinación del diámetro de la hélice:

Conocido  $V_{uP}$  determinamos la relación  $D_r$  en Tabla

$$Dr = 0.42$$

$$Dr = \frac{\text{Diámetro de la hélice}}{\text{Diámetro del tanque}}$$

Diámetro del tanque

$$\text{Diámetro de Hélice} = 0.42 \times 20$$

$$= 8.4 \text{ pies}$$

**B.- Ubicación de la Hélice:** Básicamente esta ubicación esta dada por el tipo de velocidad. A mayor velocidad de la hélice la distancia del fondo será mayor y viceversa se recomienda los siguientes parámetros.

Rango de velocidad	Distancia del fondo
900 pies/min. o mayor	1D – 2D
750 A 900 pies /pies	0.8 D – 1D
750 pies/min o menor	0.6D

### C.- Determinación del consumo de energía: (HP)

Usamos las curvas de potencia Vs Tipo Velocidad

De la curva BHP = 8.2

El BHP lo multiplicarnos por la Densidad de pulpa

$$\text{HP consumo} = 8.2 \times 1.35 = 11.07$$

## CONCLUSIONES

1. En la 4ta etapa de 36 horas en contracorriente en la prueba de laboratorio con carbón de coco -6 + 16 mallas que se enriqueció en un promedio de 710 gr de oro/ton y 100 gr de plata/ton a partir de una

solución rica que contenía  $0.37 \text{ gr/m}^3$  de oro y menos (de  $0.1 \text{ gr/m}^3$  de plata y dejando un barren de  $0.0006 \text{ gr/m}^3$ .

2. La prueba en batch sobre la pulpa cianurada mejoraron los datos de velocidad valorable y la curva de equilibrio de adsorción a temperatura ambiente para carbón de coco de  $-10 + 20$  mallas. Donde un diseño de la teoría de cascada fue satisfactoriamente aplicado a al batch en contracorriente y las pruebas a nivel de planta piloto laboratorio.
3. De los resultados y utilizando los parámetros obtenidos diseñamos un agitador para nuestra operación con las siguientes medidas  $H = 20$  pies  $D = 20$  pies, con una potencia de 12 HP.

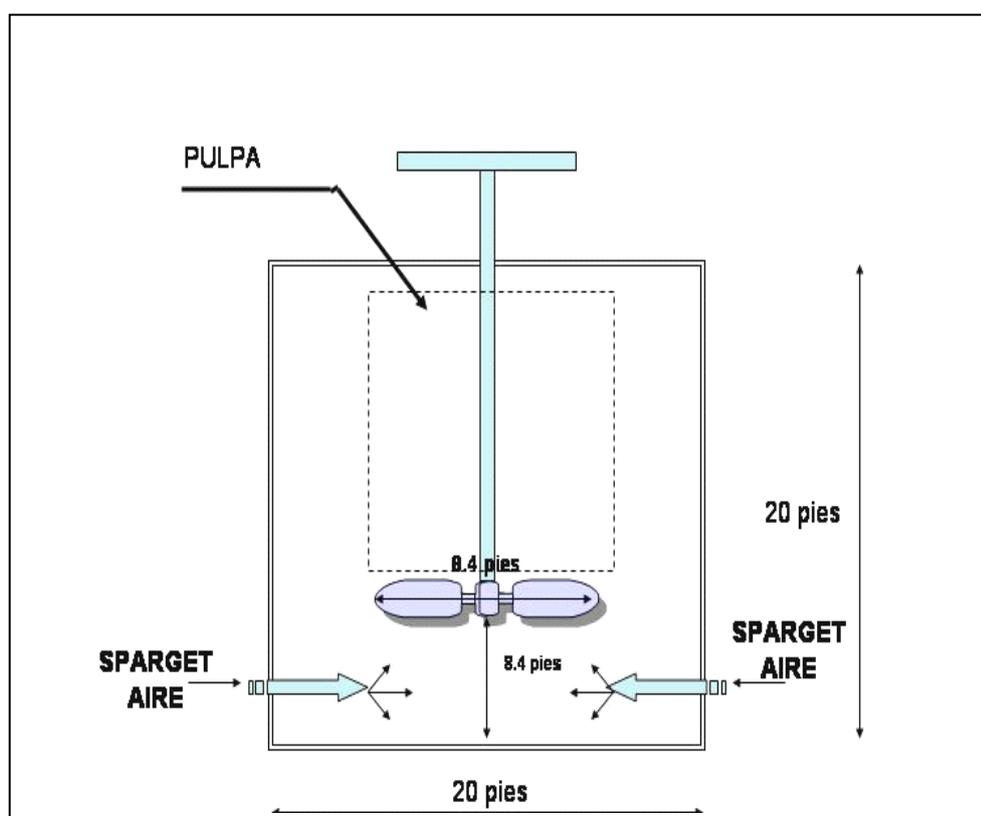


Figura 17. Tanque agitador y sus componentes

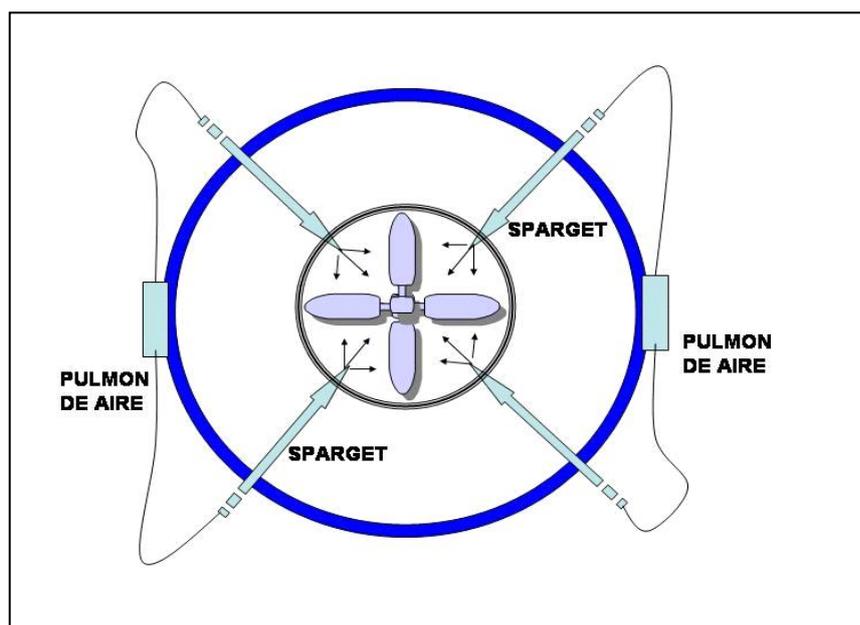


Figura 18. Ubicación de los Sparget y Helice

## INGENIERIA EN ELUCIÓN Y DESORCIÓN

### 4.2.15. Dimensionamiento del equipo

De acuerdo a la capacidad de planta de adsorción diseñaremos los reactores necesarios para la operación:

Capacidad = 2400 kilogramos de carbón Rico

Flujo = 60 GPM

Temperatura = 86°C

Densidad Aparente = 480 kg/m<sup>3</sup>

#### 4.2.15.1. DIMENSIONAMIENTO DEL STRIPER:

#### 4.2.15.2. PARAMETROS DEL DISEÑO:

Composición química de la solución rica

Flujo de la solución Rica

Capacidad de adsorción del carbón

Granulometría del carbón.

#### 4.15.1.2. REQUERIMIENTOS:

Diámetro del Stripper  
Altura del Stripper

Número de Etapas

Peso de Carbón en cada stripper

Tiempo y transferencia de Carbón

Tamaño del Carbón                      GPM/ft<sup>2</sup>

6 x 12                                              27

6 x 16                                              25

12 x 20                                            15

Velocidad superficial mínima 14

Flujo                                              60 GPM

A. Area del Stripper =  $\frac{60 \text{ GPM}}{15 \text{ GPM/ft}^2} = 4 \text{ ft}^2 = 0.371 \text{ m}^2$

15GPM/ft<sup>2</sup>

B. Diámetro del Stripper:

$$D = (4 \times 0.371 / 3.1416)^{1/2} = 0.687 \text{ m}$$

C. Altura del Stripper:

$$H = 3 \times D = 3 \times 0.687 \text{ m} = 2.061 \text{ m}$$

D. Volumen del Stripper:

$$V = A \times H = 0.371 \times 2.061 = 0.764 \text{ m}^3$$

E. Tiempo de Retención en la columna:

$$T = V/Q = \frac{0.764\text{m}^3}{13.62\text{m}^3/\text{h}} = 0.056\text{h}$$

F. Altura de Expansión del carbón:

$$H_{\text{exp}} = \frac{\text{Volumen (exp.)}}{A} = \frac{[13.62\text{m}^3/\text{h} \times 0.056\text{h}]}{0.371\text{m}^2} = 2.06\text{m}$$

G. Altura del cono:

$$H_{\text{cono}} = \frac{\text{Volumen(ex p.)}}{4} = \frac{2.061\text{m}}{4} = 0.515\text{m}$$

H. Altura Libre:

$$H_{\text{libre}} = \frac{H_{\text{cono}}}{2} = \frac{0.515\text{m}}{2} = 0.257\text{m}$$

### VOLUMEN UTIL DE LA COLUMNA

$$V_{\text{útil}} = V_{\text{total}} - V_{\text{Libre}} \quad (1)$$

$$V_{\text{total}} = V_{\text{exp.}} + V_{\text{cono}}$$

$$V_{\text{exp}} = 13.62 \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \times 0.056 \text{ h} = 0.765\text{m}^3$$

$$V_{\text{cono}} = \frac{1}{3} \times \frac{1}{4} (D^2) \times \pi \times h_{\text{cono}} = 0.515\text{m}$$

$$V_{\text{cono}} = \frac{1}{12} \times (0.687)^2 \times 3.1416 \times 0.515 = 0.063\text{m}^3$$

$$V_{\text{total}} = 0.765\text{m}^3 + 0.063 \text{ m}^3 = 0.828\text{m}^3$$

$$V_{\text{libre}} = \frac{(0.687)^2}{4 \times 3.1416} \times 0.257$$

$$V_{\text{útil}} = 0.765\text{m}^3 - 0.095\text{m}^3 = 0.670\text{m}^3$$

### CARBÓN DE CARBÓN

$$\text{Densidad del carbón} = 480 \text{ kg/ton}$$

$$\text{Volumen ocupado por el carbón} = 0.828\text{m}^3$$

$$\text{Peso de carbón} = 0.828\text{m}^3 \times 480 \text{ kg/ton} = 400 \text{ kg}$$

**N° DE STRIPE**

Capacidad del carbón activado = 2300 Kilogramos (Carbón Rico)

Cantidad por Stripper = 400 Kilogramos

Número de Stripers =  $2300\text{kg}/400\text{ kg} = 5.7$ .

= 6 Stripers

Dimensión de los equipos auxiliares

**TANQUE DE ALIMENTACIÓN**

H = 1.52 m

D = 0.80 m

V = 720 litros

**TANQUE DE REACTOR**

H = 1.96 m

D = 0.910 m      V = 1.270 litros

**TANQUE DE ENFRIAMIENTO DE LA SOLUCIÓN**

H = 0.87 m

D = 1.02 m      V = 710 litros

**PARÁMETROS DE OPERACIÓN EN DESORCIÓN**

% Cianuro = 0.20

pH = 11.5

Volumen de solución = 5.040 litros

% Volumen de Cianuro = 1.23%

% Volumen de NaOH = 1.76%

%Volumen de Alcohol = 9.14%

Consumo de Petróleo = 0.12 Gal/Kg Carbón

= 2.54 Gal/Hora de operación

Tiempo de Operación = 104 horas

Temperatura del caldero = 83.3°C

Temperatura del reactor-1 = 83.3°C

Temperatura del Reactor 2 = 78.0°C

Temperatura del reactor-3 = 73.0°C

Total de carbón por Campaña 2.332.00 Kg.

Carbón reactor 1 = 1400.00 Kg

Carbón rector 2 = 466.00 Kg

Carbón reactor 3 = 466.00 Kg.

Ley de Carbón Rico = 2.04 Kg de oro

*Tn de Carbón*

*Ley de Carbón Pobre* = 0.06 kg de oro

*Tn de carbón*

Densidad parente de Carbón = 0.85 kg M<sup>3</sup>

Kg de carbón/Tiempo de operación =22.48 Kg/h

Eficiencia de Desorción = 97.00%

**4.2.16.1. Distribución de la solución**

Tabla 28: *Distribución de la solución*

EQUIPOS	VACIO	OPERANDO
Tanque Alimentador	720	539
Caldero	1200	1170
Reactor 1	2470	845
Reactor 2	780	343
Reactor 3	780	345

Fuente: Elaboración propia

**4.2.16.2. Distribución de la carga de carbón**

Volumen del striper = 828 m3  
 Peso de Carbón = 466 kg  
 Densidad carbón = 0.80 Kg/m3  
 Volumen ocupado/Carbón = 466/0.8 = 583 litros  
 Volumen ocupado/Liquido = 246 litros  
 Relación peso/Liquido = 466/246 = 1.89

**4.2.16.3. Balance metalúrgico**

Tabla 29: *Balance metalúrgico*

Productos	Unidad	Cantidad	Ley	Finos(Kg)	Rendimient o
Carbón Rico	KNS	2,333.000	2.04	4.759	100.00
Sol. Efluente	M <sup>2</sup>	5.0400		4.619	97.06
Carbón Pobre	KNS	2,333.000	0.06	0.139	2.94

Fuente: Elaboración propia

**4.2.16.4. Consumo de energía**

**Motor del soplador (104 horas de operación)**

$$Kw - h = \frac{(450 \times 1.8 \times 0.80 \times 1.73 \times 104)}{1000} = 67.57$$

**Motor de la Bomba de recirculación (97 horas de operación)**

$$Kw - h = \frac{(450 \times 2.0 \times 0.80 \times 1.73 \times 104)}{1000} = 120.82$$

#### 4.2.16.5. Consumo de reactivos

Cianuro de Sodio	= 90 Kilogramos
Hidróxido de Sodio	= 74 Kilogramos
Alcohol etílico	= 330 litros
Petróleo	= 270 galones

#### 4.2.16.6. Equipos de control

Termómetro  
Potenciómetro  
Cronómetro

#### 4.2.16.7. DIAGRAMA DE FLUJO DE UN PROCESO DE DESORCIÓN

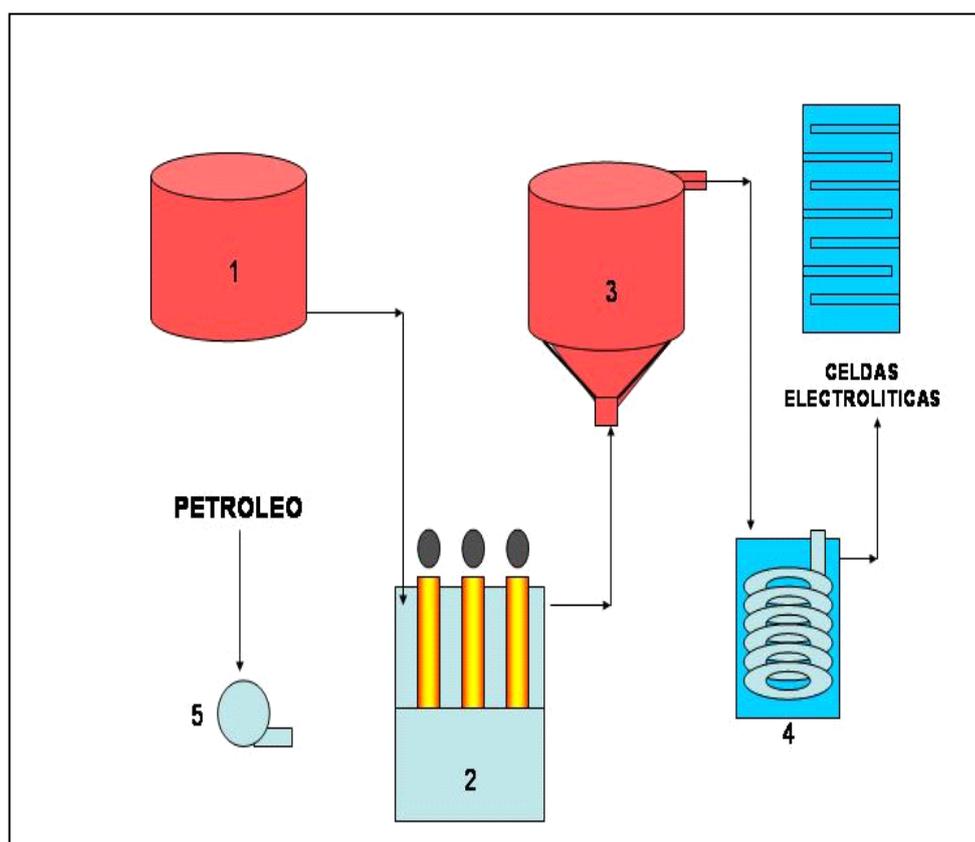


Figura 19. Diagrama de flujo de un proceso de desorción

Tabla 30: Descripción de la capacidad de los equipos

NÚMERO	DESCRIPCIÓN	CAPACIDAD
01	Tanque de Alimentación	720 Litros
02	Reactor	1,270 Litros
03	Striper (6)	4,020 Litros
04	Enfriador	710 Litros
05	Soplador	1.9 HP

Fuente: Elaboración propia

#### 4.2.16. Resultados de un proceso de desorción a nivel de planta

Tabla 31: Resultados de un proceso de desorción a nivel de planta

CAMPAÑA	CANTIDAD KNH	LEY kg-Au/tm-c	PREC-ELECT kg-ORO	CAR-POBRE kg-Au/tm-c	% DISTRIBUCION
1	1011.00	2.17	1.87	0.14	4.17
2	1579.66	1.96	2.93	0.1	6.55
3	1646.77	1.78	2.82	0.11	6.31
4	1421.45	1.75	1.97	0.07	4.44
5	1737.99	1.4	2.55	0.05	5.71

Fuente: Elaboración propia

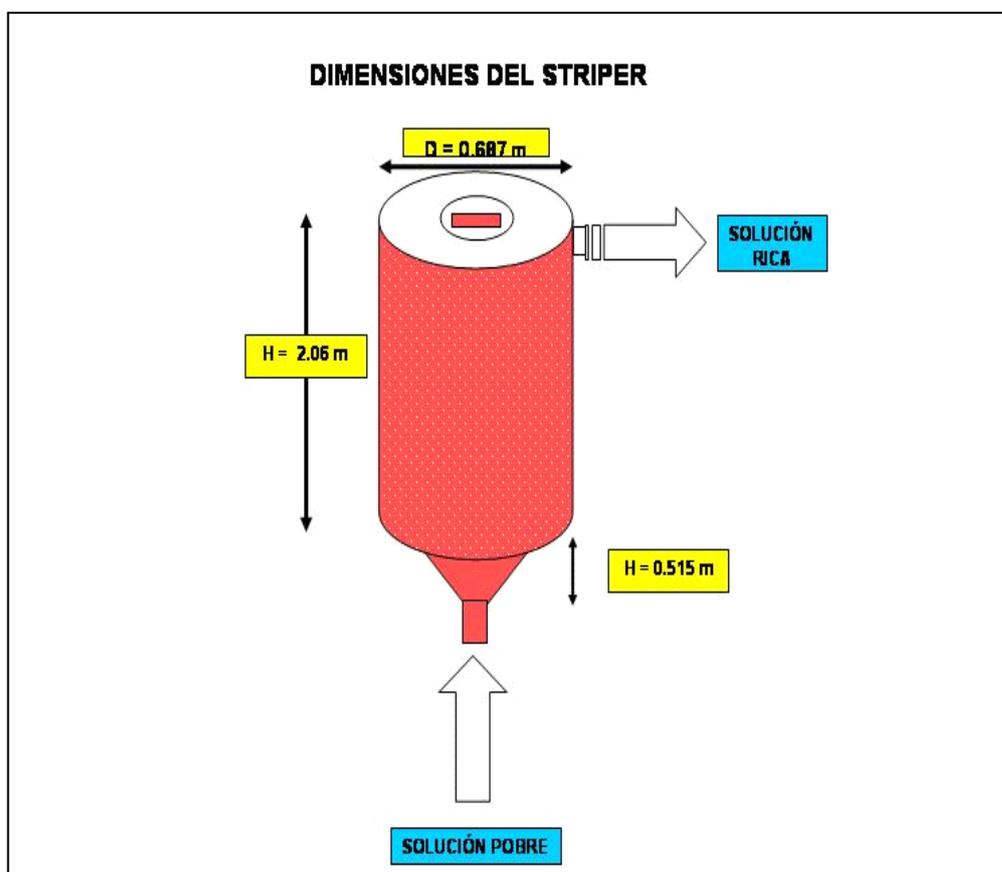


Figura 20. Diagrama de columna de carbón

RESULTADOS DEL PROCESO DE DESORCIÓN A NIVEL PLANTA

Tabla 32 : Reporte del proceso de desorción a nivel de planta

REPORTE DE DESORCIÓN DEL ORO DEL CARBON ACTIVADO											
Tiempo	Horas	T°C	pH	%	GPM	LEYES		%	CELDA		
		Reactor				NaCN	S. R.		S.B.	RECP	T°C
1	7 a.m.	Inicio									
2	8 a.m.	78	10,12	0,170	7,00	8.84	1.09	87.67	59	1040	3,5
7	2. p.m.	88	10,18	0,200	7,65	47.02	0.96	97.96	63	1040	3,5
12	7 p.m.	92	10,03	0,125	7,59	52.03	1.11	97.87	63	1040	3,5
17	12 p.m.	92	10,1	0,210	7,41	40.35	1.13	97.20	60	1045	3,4
22	5 a.m.	87	10,02	0,225	7,27	31.55	1.18	96.26	57	1030	3,4
27	10 a.m.	90	10,18	0,193	6,89	28.06	1.42	94.94	57	1050	3,5
32	3 p.m.	80	10,13	0,205	8,34	25.8	1.06	95.89	58	1050	3,4
37	8 p.m.	82	10,15	0,205	7,6	25.8	1.13	95.62	58	1050	3,5
42	1 a.m.	82	10,13	0,180	8,12	21.4	1.3	93.93	62	1050	3,5
47	6 a.m.	88	10,10	0,166	8,20	20.95	2.03	90.31	64	1040	3,4
52	11 a.m.	87	10,11	0,199	8,24	21.15	1.23	94.18	62	1040	3,4
57	4 p.m.	86	10,08	0,202	8,34	17.68	1.18	93.33	59	1040	3,4
62	9 p.m.	81	10,05	0,109	8,34	12.43	1.17	90.59	58	1040	3,4
67	2 a.m.	84	10,34	0,190	7,93	10.49	1.1	89.51	60	1050	3,4
72	7 a.m.	90	10,16	0,192	7,26	12.8	1.15	91.02	61	1050	3,4
77	12 p.m.	89	10,14	0,198	8,23	9.63	1.37	85.77	61	1050	3,5
82	5 p.m.	88	10,18	0,186	8,57	6.72	1.17	82.59	60	1040	3,5
87	10 p.m.	85	10,16	0,170	8,63	5.47	1.25	77.15	59	1040	3,5
92	3 a.m.	84	10,14	0,196	8,81	3.96	1.06	73.23	60	1035	3,5
97	8 a.m.	86	10,12	0,105	8,45	3.2	1.12	65.00	60	1035	3,5
102	1 p.m.	84	10,1	0,088	8,23	3.45	1.16	66.38	60	1040	3,4
103	2 p.m.	82	10,12	0,081	8,46	3.16	1.12	64.56	59	1040	3,5

Fuente: Elaboración propia

**4.3. Análisis económico del proceso de cianuración C.I.P.**

**4.3.1. Tamaño de planta y consideraciones de la demanda**

Un estudio del análisis económico para la instalación de una planta de recuperación de Oro utilizando carbón a partir de soluciones diluidas en un Proceso de Cianuración en donde ya no es necesario el gasto de cianuro ni de cal, se tiene todo en el circuito donde se tendrá que incluir solamente el equipo necesario.

Debe precisar las ventajas de la instalación debido que nos permitirá no preceder más valores de oro en estas soluciones e incluso se daría mayor tiempo de cianuración a esta pulpa y de esta manera bajar unos puntos del relave de cianuración y obtener una mejor recuperación El tamaño se escogió de acuerdo a la cantidad de Solución Rica a Recuperar y solamente se determino la cantidad de carbón a utilizar según condiciones de operación (8000 kilogramos) iniciales es decir 4000 kilogramos por tanque y con un movimiento mensual de 2,300 kilogramos que entraran al proceso de Desorción y Reactivación.

#### **4.3.2. Estimación de la inversión**

##### **4.3.2.1. Capital fijo**

Fue estimado considerando los siguientes aspectos

**COSTO DEL EQUIPO.** Fue calculado, en los casos que fue posible su cotización directa de los fabricantes, mientras de la mayoría se recurrió a estimaciones y luego fueron actualizados usando índices de costos de Marshall an Stevens (M,S) tomados de la revista Chemical Engineering.

Tabla 33: Costos y HP necesarios del equipo seleccionado

EQUIPO	N° UNIDADES	HP POR UNIDAD	HP TOTAL	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
AGITADOR 20' X 20	2	12	24	8.415	16,830
BOMBA. VERITCAL 1" X ½"	2	4	8	540	1,080
COMPRESORA 125 CFM	1	30	30	9,000	9,000
ZARANDA 12" X 36"	1	2.4	2	900	900
Sub Total			64		27810
REACTOR	1		-	1,350	1,350
STRIPER	3		-	1800	5,400
SOPLADOR	1	4	4	720	720
ENFRIADOR	1			540	540
TANQUE DE SOLUCIÓN	1			720	720
CELDA ELECTROLITICA	1	25	25	270	270
BOMBA. VERTICAL 1" X ½"	1	4	4	540	540
TANQUE DE REAC ACIDA	1		-	1,620	1,620
BOMBA. VERTICAL 1" X ½"	1	4	4	540	540
HORNO ROTATORIO 3.5 X 0.6 M	1	6	6	3,600	3,600
QUEMADOR DE PETROLEO	1	1	1	700	400
ZARANDA 12" X 36"	1	2	2	900	900
Sub Total			46		16600
TOTAL			110		44,410

Fuente: Elaboración propia

### **COSTO DE INSTALACIÓN DEL EQUIPO.**

El costo de operación abarca las etapas de adsorción, desorción y electrodeposición para dar un enfoque general del costo que pueda alcanzar una Planta de recuperación de Oro con carbón Activado. y es estimado mediante el índice asignado, por Wilbrant y Dryden quienes dan para este costo, el 43% del costo del equipo Costo de construcciones adicionales se dan el 7% del costo del equipo y 3% al transporte.

Imprevistos, se tomó como el 10% del Sub total de los tres costos nombrados.

De este modo, el costo del capital fijo quedaría calificado como sigue:

Costo del equipo		= \$ 44,410
Costo de instalación	= 44,410 x 0.43	= \$ 19,096.3
Costo de Construcciones Adicionales	= 44,410 x 0.07	= \$ 3,108.7
Costo de Transporte	= 44,410 x 0.03	= <u>\$1332.3</u>
	Sub Total	= \$ 23,537.3
Imprevistos (10% Sub total)		= <u>\$ 2353.7</u>
	<b>TOTAL</b>	= <u>\$ 25891.03</u>

### **CAPITAL DE TRABAJO**

El capital de trabajo o circulante que demandará el proyecto para atender la operación de producción y la distribución de los precipitados del proceso electrolito, así como los servicios, ha sido estimado en \$ 42,000

Finalmente, la Inversión será:

$$\begin{aligned} \text{Inversión} &= \text{Capital de trabajo} + \text{Capital Fijo} \\ \text{Inversión} &= \$ 42\,000 + \$ 25\,891.03 \\ \text{Inversión} &= \$ 67, \\ &891.03 \end{aligned}$$

### CÁLCULO DE LOS COSTOS DE PRODUCCIÓN

En este punto se consideran los costos que entran en la producción real. No se consideran costos de investigación, de administración, impuestos etc.

#### a) Capacidad de planta

En el proceso lo que se quiere es recuperar el oro ya disuelto, solamente consideremos la cantidad de carbón a utilizar que se distribuye como sigue:

- a. Cantidad de carbón inicial para los tanques (15 gramos/ litro pulpa) = 8 TM
- b. Movimiento de Carbón mensual (2 TMC /mes) = 20 TM
- c. Movimiento de carbón al año = 28 TM

1. FUERZA: HP Instalados = 110

$$\frac{\text{Kw-h}}{0.746} = 110 \text{ Hp} \times \frac{\text{Kw}}{28 \text{ TM}} \times 24 \text{ h} \times \frac{1}{1} = 126.38 \text{ Tm}$$

Considerando el costo de energía en la zona de 0.160 US\$/kw-h (petróleo, flete y mantenimiento)

$$126.38 \text{ Kw-h} \times 0.160 \$ = 20.22 \$/\text{TM}$$

TM Kw-h

b) *Reactivos*

Tabla 34: *Costos de los reactivos:*

4.3.3. REACTIVO	CONSUMO	\$Lb	\$TM
Carbón	1.5 lb/TM	1.00	1.5
Cianuro de Sodio	0.31 Lb/TM	1.5	0.46
Hidróxido de Sodio	0.21 Lb/TM	1.0	
Alcohol etílico	0.8 Lb/TM	1.0	0.21
Acido Clorhídrico	1.0 Lb/TM	1.2	0.80
Lana de Acero	0.03 Lb/TM	0.8	
Petróleo	2.5 Lb/TM	1.3	1.20
			0.02
			3.25
	TOTAL	7.44	
Costo de Reactivo		= 7.44 \$/TM	

Fuente: Elaboración propia

c) *Costo de agua*

Este valor, es sumamente variable, se asume por ello un costo de 0.01 \$/TM

d) *Costo de mano de obra*

04 Obreros con salarios de \$ 700.00 = S/. 2,800.00

01 Supervisor con salario de S/. 2,500.00 = S/. 2,500.00

ANUAL S/. 5300.00 X 12 Meses = S/. 63,000.00 = \$ 18,928.57  
 Mes Año

TONELADAS TRATADAS EN UN AÑO = 28 Tm x 340 Días  
 = 9520 TM

COSTO DE MANO DE OBRA = \$ 18928.57 = 1,99 \$/ TM  
 9520TM

e) *Tabla de costos*

Fuerza	= 20.22 \$/TM
Agua	= 0.01 \$/TM
Mano de Obra	=1.99 \$/TM
Reactivos	= 7.44 \$/TM
SUB TOTAL.	= 29.66\$/TM

Se considera 10% del subtotal como costo de mantenimiento y operación = 2.97\$/TM.

COSTO TOTAL DE PRODUCCIÓN = 32.63 \$/TM

COSTO TOTAL DE PRODUCCIÓN ANUAL = 32.63\$/TM X 0.07 TM/Día x 360  
Días

COSTO TOTAL DE PRODUCCIÓN ANUAL = \$ 822.276

## CÁLCULO DE LOS INGRESOS

## VALORIZACIÓN DE LOS PRODUCTOS (CARBÓN CARGADO Y PRECIPITADO)

Se asume 340 días de trabajo en donde se tendrá la siguiente producción

1. Adsorción = 100 gramos de oro/día  
= 34,000 gramos de oro al año
2. Desorción = 31,280 gramos de oro (Para 92% de eficiencia)
3. Electrodeposición = 30,654 gramos de oro (Para 98% de Eficiencia)
4. Fundición = 30,562.44gramos de oro (Para 99.7% de Eficiencia)

## PRECIO DE VENTA

Costo de la Onza de oro = \$ 445.47

Cantidad de Onzas de oro = 30562.44 gramos x  $\frac{1 \text{ onza}}{31.10 \text{ g}}$  = 982.72 Onzas

Precio de venta = 982.72 Onzas x \$ 445.47 = \$ 437,770.055

Onza

Valor de venta = \$ 437,770.055

Costo Anual de Producción = \$ 822.276

Contribución Bruta = \$ 436,947.779

Consideremos una depreciación lineal que se obtiene dividiendo la inversión que corresponde al capital fijo entre el número de años de vida útil asignado al equipo (para plantas concertadoras se considera 10 años).

Depreciación = \$ 25,891.03  
10

Depreciación = 2589.103 \$ / Año

BENEFICIO NETO = CONTRIBUCIÓN BRUTA - DEPRECIACIÓN  
= 436,947.779 - 2589.103

BENEFICIO NETO = 434358.676

EVALUACIÓN DEL PROYECTO

Retorno de la Inversión = Beneficio Neto x 100  
Inversión

Retorno de la Inversión (RI) = 434358.676 x 100 = 639.79  
67,891.03

Tiempo de Retorno del capital = 1 = 0.156 años  
639.79%  
= 1 mes y 26 días.

El Break Even Point, será calculado considerando los siguientes costos:

Costos fijos: Aquellos en que se incurre aunque no se produzca nada, o que no varían con el volumen de material tratado en planta:

Mano de Obra = 1.99 \$/Tmc x 0.07 Tmc = 0.14\$  
Día Día Día

Costo de mantenimiento de operación = 2.966 \$/Tmc x 0.07 Tmc = 0.208 \$  
Día Día Día

Depreciación = 2589.103 \$/Año = 7.093 \$/día

Costo Fijo = 7.441 \$/Día

$$\begin{array}{lcl} \text{Costo Fijo} & = 7.441 \text{ \$/Día} \times 1 & = 106.3 \$ \\ & 0.7 \text{ Tmc} & \text{Tmc} \end{array}$$

Costos variables: Los costos se hallan referidos al tonelaje de capacidad de producción de la planta (28 toneladas de carbón a tratar)

Para determinar el tonelaje de producción en el BEP, referimos a la cantidad se carbón tratado y la cantidad de precipitado producido de este modo se tendrá.

$$\begin{array}{lcl} \text{Fuerza} & = 20.22 \text{ \$/Ton C} & \\ \text{Agua} & = 0.010 \text{ \$/Ton C} & \\ \text{Reactivos} & = 7.44 \text{ \$/Ton C} & \\ & = 27.67 \text{ \$/Ton C} & \\ 27.67 \text{ \$/TmC} \times 0.07 \text{ TmC} & = 1.94 \text{ \$/Ton C} & \end{array}$$

Valor de Ventas:

Para una Tonelada de Carbón Procesado = \$ 49.58

La ecuación de Nivelación de Costos = Ventas.

$$49.58 (X) = 106.3 \$ + 1.94(X)$$

$$X = 2,23$$

#### 4.4. Estudio de impacto ambiental

##### 4.4.1. Situación deficiente de la salud ocupacional

Al considerar la situación ambiental de la pequeña minería es de suma importancia no tener en cuenta sólo los impactos sobre el entorno físico, sino también aquellos sobre el entorno social. Las actividades laborales y otros aspectos de la vida de los mineros se desarrollan en condiciones tales que el impacto en su salud es de amplia complejidad, en muchos casos con el compromiso serio de la vida.

Las situaciones relacionadas con el cianuro son tan sólo una pequeña parte del problema, otras son: las condiciones sanitarias generales, las enfermedades características de la actividad minera que van desde la muerte por accidentes de trabajo hasta las eventuales intoxicaciones agudas y crónicas de diferente tipo; incluyéndose, además, las neumopatías, las otopatías por ruido, las implicaciones por la exposición a vibraciones, los efectos de la fatiga por jornadas prolongadas, las alteraciones mentales, etc. A todo esto se suma el riesgo de derrumbes de tierras, explosiones, incendios, inundaciones, mala manipulación de herramientas y maquinarias, por arrastre y transporte de materiales; riesgos de caídas y de múltiples problemas por el uso inadecuado de electricidad. Frecuentemente no se pueden separar las condiciones de trabajo con otras condiciones de vida que afectan a la salud de los mineros. Parasitosis, paludismo, anemia, tuberculosis son los problemas que padecen los mineros y sus familias.

No se puede desconocer que los problemas de salud de los mineros se encuentran estrechamente relacionados con la existencia o no de programas de salud ocupacional y con la disponibilidad de suficientes y adecuados servicios de salud, con las características de la vivienda, saneamiento básico, alimentación, educación, reposo y recreación, con las políticas estatales y de las empresas privadas en el campo de la minería, con la organización y conciencia de los trabajadores mineros.

#### **4.4.2. Causas de problemas ambientales**

Muchas y muy variadas son las causas del impacto ambiental en la pequeña minería. En la siguiente lista se enumeran las principales razones:

- Falta de conocimiento, educación y capacitación (técnico y ambiental).
- Tecnología ineficiente / limitaciones técnicas.
- Manejo y gestión administrativa ineficiente.
- Errores de control humano.
- Limitaciones económicas.
- Falta de acceso a la tecnología.
- Falta de información sobre mejores prácticas.
- Falta de control y de sanciones / refuerzo.

#### **4.4.3. Gestión ambiental a nivel de la empresa**

##### **Prácticas sanas de gestión**

Para la política ambiental de la Compañía Minera Virgen del Rosario S.A.C. existen varios principios básicos, que pueden ser denominadas «prácticas sanas de gestión». Estas son recomendaciones generales sobre la gestión ambiental, dirigidas hacia una mejora permanente de la protección ambiental empresarial. Se puede considerar que, en el momento actual, prácticamente todas estas recomendaciones se encuentran en su fase de "promoción de cumplimiento". Las "prácticas sanas de gestión" establecen:

- Se fomentará el nivel de conciencia y responsabilidad ambiental entre los empleados a todo nivel .
- Se evaluará anticipadamente los impactos ambientales de cualquier nueva actividad, producto o proceso.
- Los impactos de las actividades actuales al medio ambiente local serán examinados y monitoreados, y todos impactos de estas actividades al medio ambiente en general serán evaluados.
- Se tomarán todas las medidas necesarias para evitar y eliminar los impactos ambientales y, donde esto no sea factible, se minimizará las

emisiones y la producción de basura y se conservarán los recursos; en todo esto se toma en cuenta técnicas ambientalmente sanas.

- Se tomarán las medidas necesarias para evitar las emisiones de sustancias y energía debido a accidentes.
- Se establecerá y aplicará procedimientos para monitorear la coincidencia con la política ambiental, y en cuanto estos procedimientos requieren de mediciones y ensayos, se procederá al registro y a la actualización de los resultados.
- Se establecerá y actualizará procedimientos y medidas para aquellos casos en que se determina que la empresa no cumple con su política ambiental o con sus metas ambientales.
- En cooperación con las entidades gubernamentales se elaborará y actualizará procedimientos especiales, para minimizar en lo posible los impactos de eventuales derrames debidos a accidentes.
- La comunidad recibirá toda información necesaria para poder entender los impactos ambientales de la empresa; además, se buscará el diálogo abierto con la comunidad.
- Todas las personas de la empresa serán asesorados en forma adecuada sobre los aspectos ambientales relacionados con el manejo, uso y deposito final de los productos de la empresa.
- Se tomarán las medidas que garantizan, que todas las contrapartes contractuales que trabajan dentro de las instalaciones de la empresa, apliquen las mismas normas ambientales que la empresa.

El objetivo de este sistema es promover el mejoramiento continuo de la protección del medio ambiente por parte de la empresa dentro del marco de su actividad minera:

- Fijar e implementar sistemas de política ambiental, programas ambientales y gestión ambiental por parte de la empresa.
- Evaluar de forma sistemática, objetiva y regular la efectividad de estos instrumentos, y
- Poner a disposición de la opinión pública las informaciones pertinentes sobre las medidas de protección ambiental por parte de la empresa.

Para mejorar la efectividad de la protección ambiental en las **pequeñas empresas mineras** se requiere de sistemas de gestión ambiental sencillos e idóneos, ya que los sistemas de gestión ambiental tradicionales no cumplen con los objetivos y no son aplicables. Estos deberían contemplar mínimo los siguientes componentes:

- Aspectos estratégicos y políticos:
  - Consideración del medio ambiente y de la protección ambiental y de los costos que de ello se derivan, en todas las decisiones de la empresa (incluye crear reservas para cubrir los gastos de cierre de la empresa y/o medidas de saneamiento, para la formación y capacitación de personal, etc.).
  - Determinación explícita en la empresa de responsabilidades con respecto al medio ambiente, a la prevención de riesgos, a la seguridad industrial, etc.

- Aplicación de un sistema interno de monitoreo.
- Existencia de planes de emergencia.
- Existencia de planes de desarrollo a largo plazo para la empresa, incluyendo plan de cierre.
  
- Aspectos jurídicos
  - Cumplimiento de las normas legales vigentes.
  
- Aspectos de producción
  - Utilización de materias primas y de producción compatibles con el medio ambiente.
  - Aplicación de tecnologías y procesos limpios.
  - Introducción de innovaciones con el objeto de mejorar la efectividad de la protección ambiental por medio de medidas integradas al proceso de producción.

Saneamiento adecuado de material residual y desechos (reciclarlos antes de depositarlos, etc.).

#### **4.4.4. Impacto ocasionado por operaciones mineras**

##### **4.4.4.1. Impacto Medio Ambiental**

Identificados los impactos ambientales potenciales provocados por el desarrollo de las actividades de la planta de beneficio, identificamos del mismo modo las

acciones correctivas, y/o las medidas de mitigación para reducir los posibles impactos.

#### **4.4.4.2. En el ambiente físico**

##### **Sobre los Suelos**

- Acondicionar previamente las áreas con material impermeable y/o geotextil para la deposición de desmontes y relaves de amalgamación y flotación.
- Se construirá un relleno sanitario manual con las condiciones técnicas requeridas igual tratamiento recibirán los residuos sólidos industriales (chatarra, los residuos domésticos dispuestos al ambiente.
- Evitar la infiltración de aguas ácidas y servidas, mediante una planta de tratamiento específico.
- Evitar los derrames (relaves) con concentraciones de mercurio y cianuro sobre los suelos, mediante la construcción de canaletas para conducir dichos derrames inevitables hacia las tuberías que llevarán los relaves a la cancha.

#### **4.4.4.3. Sobre las aguas**

##### **a. Superficiales**

- La mitigación de las aguas ácidas ya generadas se harán mediante la neutralización con calizas previa a su vertimiento final.
- Se ha construido una planta de sedimentación para las aguas clarificadas de relaves frescos y aguas residuales de la planta, luego se reciclará el agua decantada para volver a usar en el proceso de la planta.

- Se evitará que las aguas servidas entren en contacto directo, mediante un sistema de tratamiento, consistente en un pozo séptico y un tanque de percolación.

#### **b. Subterráneas**

- Monitoreo constante y análisis físico químico de las aguas subterráneas de consumo humano (manantiales, puquios) para evitar que la solución de mercurio y cianuro pueda contaminar el acuífero por infiltración.

#### **4.4.4.3. Sobre el aire**

- Para mitigar la polución de relaves secos con contenido de Hg y CN se va ha controlar mediante la instalación desmontable de un sistema de riego por aspersión durante los meses de mayor brillo solar hasta concluir su vida útil, luego será sustituido por la rehabilitación post-cierre para su abandono definitivo. Los gases de mercurio que podrían escapar de la retorta se controlará con el mantenimiento constante del sistema de condensación de vapores.
- En las secciones de chancado y molienda de la planta está prácticamente controlado porque la presencia de polvos es mínimo debido a que el material a tratar viene de la mina en sacos y húmedos cada vez que se acumule la cantidad necesaria a procesar.
- Las emisiones gaseosas de los grupos electrógenos, motocompresoras, maquinarias pesadas y vehículos, serán monitoreados periódicamente para dotarlos de equipos de control de gases que no permitan sobrepasar los límites permisibles.

#### **4.4.5. Residuos, tratamiento y su almacenamiento.**

El principal residuo del procesamiento que genera el proceso es el mismo relave ( como materia prima y desecho ), el mismo que será depositado en una cancha de lixiviación de minerales (relaves), el mini pad cumple también la función de botadero.

Los desechos producidos en la planta como consecuencia de las operaciones metalúrgicas son:

Agua de cianuradas que serán rebombadas hacia la cancha de lixiviación o cancha de relaves.

#### **4.4.6. Descripción de la cancha de relaves.**

Es necesario indicar que por la existencia de mineralización y rastros de tratamiento desde los españoles existían canchas de relaves a pequeña escala, debido ha esto no se cuenta con el diseño original; sin embargo, en cumplimiento de las normas vigentes se viene realizando los estudios correspondiente para el depósito de relaves, y drenajes del actual depósito de relaves, más pozas de decantación o sedimentación, para su posterior proceso de destrucción del cianuro.

#### **4.4.7. Plan de cierre y rehabilitación del proyecto.**

El periodo de cierre se inicia cuando se cesan las actividades extractivas de la explotación minera, consecuentemente paralizada las actividades de procesamiento de la Planta Merrill Crowe y sistema CIP, efectuaran la medidas necesarias para la estabilización física y química post clausura, tal que sean los

suficientemente estables para alcanzar el estado de abandono sin el requerimiento de posteriores monitoreos.

Es necesario la implementación bajo normas ambientales para que al cumplir su vida útil al mismo ritmo que viene operando tenga condiciones para su etapa de clausura la recuperación y o rehabilitación de la superficie del indicado depósito, evitando los efectos erosionantes del viento y precipitaciones fluviales.

Por las características climatológicas de la zona la estabilización superficial de los relaves se hará con los fragmentos ligeros de rocas, desmonte minero limpio o grava extraídas del río cubriendo en capas delgadas con tierra de desbroce que permita la re vegetación natural inducida.

Por ultimo, para el cierre definitivo de las demás instalaciones se prevé que los suelos disturbados por el desmantelamiento y remoción de equipos, serán rehabilitados de la misma manera previa limpieza procurando obtener el perfil inicial.

## CONCLUSIONES

1. La instalación de una planta de recuperación de oro, utilizando carbón a partir de soluciones diluidas en un proceso de cianuración fue efectivo y eficaz porque no es necesario el gasto de cianuro ni de cal; porque se cuenta con todos los materiales necesarios en el circuito. La principal ventaja de este método de recuperación es el tratamiento de mineral ( relave ) sin que se efectúe una separación mecánica de la solución cargada de oro del mineral lixiviado, evitándose de esta manera la filtración o sistema de decantación a contra corriente.
2. En las pruebas metalúrgicas desarrolladas durante el proceso de recuperación de oro la velocidad de absorción del oro fue optimo debido a que se requiere mayor horas ( tiempo ) en menor ley de solución, mayor concentración en el carbón.

La temperatura de la solución adecuada fue menor a 30 grados porque a medida que se iba incrementando la temperatura se iba produciendo simultáneamente el fenómeno de absorción del oro. El proceso de carbón activado representa la mejor alternativa para recuperar el Oro a partir de pulpas diluidas. Sin que se efectúe una separación mecánica de la solución cargada con oro del mineral lixiviado evitándose con esta técnica el costo de filtración o el sistema de decantación a contracorriente.

De los resultados obtenidos a nivel experimental e industrial con los sólidos del último espesador y repulpados con el liquido que regresa de cancha de relaves con un pH de 10.2 y una fuerza de cianuro de 280 ppm de cianuro libre, se lograron carbones cargados hasta con 2 Kg de oro/tonelada, que por el método de alimentación en contracorriente

cosechamos el carbón cargado.

Finalizando se concluye, que la instalación de una planta de cianuración que utiliza el sistema de Carbón en Pulpa, recupera los valores de baja concentración, elevando la producción en planta, con un costo mínimo de instalación y dando mayor rentabilidad a la misma.

3. El costo de la instalación de una planta de cianuración a través del sistema CIP es de 25 891.03 dólares. Esta planta de recuperación de oro tiene una producción total anual de 822 276.00 dólares y el valor de venta del oro al mercado ( precio del oro en oz ) es de 437 770.055 dólares; por lo que, la rentabilidad de la planta de cianuración es conveniente e interesante.

## RECOMENDACIONES

1. Se sugiere utilizar otro tipo de carbón para realizar pruebas metalúrgicas, respecto a la recuperación total del oro.
2. Se recomienda a las empresas mineras desarrollar capacitaciones y entrenamiento que constituyen la base para la prevención de incidentes y accidentes que evitara indudablemente pérdidas humanas y de propiedad que se traduce en grandes perdidas económicas, de ahí que se deberá plantear una capacitación acorde con el grado de instrucción de nuestros trabajadores

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Dorr y Bosque (1950). *Cyanidation and concentration of gold and Silver Ores*, Edit.  
Mc.Graw-Hill.

Hussey, S.J. (1992) *Metallurgist, Bureau of mines*, Salt Lake City, UTAH.

Imm K. (1982). *Carbón in Pulp techonology for the extractive of gold seminer*, Australia.

Int. Bu. Of mines PGH, U.S. June 1979.

Pizarro, F.V. (1996). *The Carbón in pulp Plant Of The Masbate Gold Operations  
Philippines*, Atlas Consolidate Mining, Metallurgist, Bureau Of mines, Salt Lake  
City, UTAH.

Potter G.M. (1989) *Research Supervisor: Bureau of mines*, Salt Lake City, UTAH

Salisbury, H.B. (1992) *Metallurgist, Bureau of mines*, Salt Lake City, UTAH.

Sergio, F. (1993). *Metalurgia del Oro*, 1ra Edic., Vol. I,

Sigmund L.(1995). *Cyanidation of Gold and Silver Ores And Laboratory Instructions*, Vol.  
I , San Diego- California

Vargas, J. (1995). *Metalurgia del oro y la Plata*, 2da Edic., Edit. San Marcos, Lima –Perú

Yannopoulos J. C. (1990). *The extractive Metallurgical of Golds*, New York