

# **ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL**

**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y  
AGROINDUSTRIA**

**CIANURACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS Y ADSORCIÓN DE  
ORO Y PLATA CON CARBÓN ACTIVADO INMOVILIZADO (IAC)**

**PROYECTO PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE  
INGENIERA QUÍMICA**

**SILVANA BELTRÁN TORRES**

**silvanh2o@yahoo.com**

**DIRECTOR: ING. MARCELO LOZADA**

**marcelo.lozada@epn.edu.ec**

**Quito, enero 2012**

© Escuela Politécnica Nacional 2012  
Reservados todos los derechos de reproducción

## **DECLARACIÓN**

Yo, Silvana Beltrán Torres, declaro que el trabajo aquí descrito es de mi autoría; que no ha sido previamente presentado para ningún grado o calificación profesional; y, que he consultado las referencias bibliográficas que se incluyen en este documento.

La Escuela Politécnica Nacional puede hacer uso de los derechos correspondientes a este trabajo, según lo establecido por la Ley de Propiedad Intelectual, por su Reglamento y por la normativa institucional vigente.

---

Silvana Beltrán Torres

## **CERTIFICACIÓN**

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por Silvana Beltrán Torres, bajo mi supervisión.

---

Ing. Marcelo Lozada  
**DIRECTOR DEL PROYECTO**

## **AUSPICIO**

La presente investigación contó con el auspicio financiero del proyecto interno DEMEX 08, Métodos no Convencionales para Beneficiar Metales Preciosos, que se ejecuta en el Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional.

## **AGRADECIMIENTOS**

A Dios por guiar mi camino, fortalecerme en los momentos difíciles y bendecirme con el amor incondicional de mi familia.

A mi madre por su infinito amor, sacrificio y paciencia, quien siempre estuvo a mi lado brindándome su apoyo. Gracias por enseñarme que las metas se consiguen a través de esfuerzo y constancia.

A Nancy por su sacrificio, comprensión y ayuda para que logre alcanzar mis metas, mil gracias por ser un ejemplo de rectitud y sincera amistad.

Al Rvdo. Néstor por todo el apoyo y cariño.

A Viviana y Romel, por su apoyo, amistad, cariño y complicidad.

Al Ing. Marcelo Lozada por su guía durante la realización del presente trabajo.

Al Ing. Ernesto de la Torre por todo su apoyo y consejos.

Al Dr. Alfredo Sangurima Aguilar, por toda su valiosa colaboración.

A todos quienes conforman DEMEX por su amistad, ayuda y calidad humana.

A la Empresa Minera Agroindustrial “El Corazón”, en especial al Ing. Marco Estrella Reyes y al Arq. Jorge Escobar Cisneros, por la apertura para la realización de prácticas pre-profesionales y todo el respaldo brindado para la realización del presente trabajo.

A mis amigos: Mariu, Fer, Caro, Edu y Cris, por su amistad y por tantos momentos que compartimos durante este importante ciclo de nuestras vidas.

## DEDICATORIA

*A mi madre, por su amor infinito, por ser un ejemplo de lucha, valentía y constancia.*

*A Nancy por su apoyo y amistad incondicional.*

*A la memoria de mi abuelita Rosa, por que no hay mejor consejo que el que se da con el ejemplo de vida.*

*A mi hermana, por su cariño, amistad y complicidad.*

*A Nathaly y Stephanie, mis queridas sobrinitas.*

# ÍNDICE DE CONTENIDOS

	<b>PÁGINA</b>
<b>RESUMEN</b>	<b>x</b>
<b>INTRODUCCIÓN</b>	<b>xi</b>
<b>1 REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA</b>	<b>1</b>
1.1 Química de la cianuración	1
1.1.1 Generalidades	1
1.1.2 Soluciones cianuradas	1
1.1.3 Disolución de oro y plata	3
1.1.4 Parámetros que influyen en la cianuración	6
1.1.4.1 Concentración de cianuro	6
1.1.4.2 Concentración de oxígeno	8
1.1.4.3 pH y alcalinidad	8
1.1.4.4 Temperatura	9
1.1.4.5 Agitación	10
1.1.4.6 Tamaño de partícula	10
1.1.4.7 Densidad de la pulpa	11
1.1.4.8 Naturaleza del mineral	11
1.1.4.9 Presencia de minerales e iones extraños	11
1.2 Adsorción de oro y plata con carbón activado	14
1.2.1 Generalidades	14
1.2.2 Propiedades del carbón activado	15
1.2.3 Adsorción de oro y plata	17
1.2.3.1 Mecanismo de adsorción	17
1.2.3.2 Cinética de adsorción y capacidad de carga	18
1.2.4 Parámetros que influyen en la adsorción	20
1.2.4.1 Factores físicos	20
1.2.4.2 Factores químicos	23
1.2.5 Métodos de adsorción	25
1.2.5.1 Carbón en Pulpa (CIP)	25
1.2.5.2 Carbón en Lixiviación (CIL)	26
1.2.5.3 Carbón en Columna (CIC)	26
1.3 Descripción de procesos industriales de Carbón en Pulpa	27
1.3.1 Descripción general	27
1.3.2 Consideraciones del proceso	30
1.3.2.1 Preparación del carbón activado	30
1.3.2.2 Atrición del carbón activado	30
1.3.2.3 Tipo de agitación	31
1.3.3 Proceso de carbón en pulpa en el Ecuador	32
1.3.3.1 Producción de oro y plata en el Ecuador	33



<b>2 METODOLOGÍA</b>	<b>37</b>
2.1 Caracterización del mineral aurífero	40
2.1.1 Caracterización física	40
2.1.2 Caracterización química	40
2.1.2.1 Determinación del pH de la pulpa	41
2.1.2.2 Determinación de la composición química del mineral	41
2.1.2.3 Análisis Químico de fracciones granulométricas	44
2.1.2.4 Determinación de oro amalgamable	45
2.1.2.5 Determinación de la recuperación por flotación.	46
2.1.3 Caracterización mineralógica	47
2.2 Ensayos de cianuración	47
2.2.1 Tamaño de partícula	49
2.2.2 Porcentaje de sólidos	50
2.2.3 pH	50
2.2.4 Concentración de cianuro	50
2.2.5 Tiempo de agitación	50
2.3 Ensayos de adsorción con carbón en pulpa	51
2.3.1 Granulometría del carbón activado	52
2.3.2 Cantidad de carbón activado	53
2.3.3 Tiempo de agitación	53
2.4 Ensayos de adsorción con Carbón Activado Inmovilizado	53
2.4.1 Diseño de lechos de carbón activado contenido en mallas	53
2.4.1.1 Cordón circular	54
2.4.1.2 Canastas laterales	55
2.4.1.3 Reactor Carberry	56
2.4.1.4 Pared cilíndrica	56
2.4.1.5 Sección cilíndrica	57
2.4.2 Adsorción con tela de carbón activado	58
2.4.3 Ensayo de carbón en lixiviación	58
2.4.4 Determinación de la pérdida de carbón fino	58
2.4.5 Ensayo en planta piloto	59
2.4.5.1 Clasificación del tamaño del mineral	60
2.4.5.2 Molienda piloto	60
2.4.5.3 Cianuración piloto	62
2.4.5.4 Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado	63
<b>3 RESULTADOS Y DISCUSIÓN</b>	<b>65</b>
3.1 Caracterización del mineral aurífero	65
3.1.1 Caracterización física	65
3.1.2 Caracterización química	66
3.1.2.1 pH de la pulpa	66
3.1.2.2 Determinación de la composición elemental del mineral	67
3.1.2.3 Distribución granulométrica del oro	68

3.1.2.4	Recuperación de oro por amalgamación	68
3.1.2.5	Recuperación de oro por flotación	69
3.1.3	Caracterización mineralógica	69
3.2	Ensayos de cianuración	70
3.2.1	Tamaño de partícula	71
3.2.2	Concentración de sólidos	72
3.2.3	pH	72
3.2.4	Concentración de cianuro	73
3.2.5	Tiempo de agitación	74
3.2.6	Parámetros de cianuración establecidos para el mineral de Pacto	74
3.2.7	Cinética de cianuración bajo los parámetros establecidos	75
3.3	Ensayos de adsorción con carbón en pulpa	77
3.3.1	Granulometría del carbón activado	77
3.3.2	Cantidad de carbón activado	78
3.3.3	Tiempo de agitación	78
3.3.4	Parámetros de cip para el mineral de pacto	79
3.3.5	Cinética de adsorción bajo los mejores parámetros	79
3.4	Ensayos de adsorción con Carbón Activado Inmovilizado	81
3.4.1	diseños de inmovilización del carbón activado	82
3.4.1.1	Cinética de adsorción de oro y plata	83
3.4.1.2	Evaluación de la producción de carbón fino	87
3.4.1.3	Adsorción con tela de carbón activado	89
3.4.1.4	Selección del diseño de inmovilización	89
3.4.2	Efecto de la inmovilización en la cinética de adsorción	90
3.4.3	Pérdida de carbón fino en los métodos cip e iac	93
3.4.3.1	Pérdida de carbón por atrición	93
3.4.3.2	Pérdida de oro y plata en el carbón fino	95
3.4.4	Lixiviación y adsorción simultánea con iac	96
3.4.5	Incremento de la cantidad de carbón activado	98
3.5	Ensayo en planta piloto	99
3.5.1	Cianuración piloto	99
3.5.2	Adsorción piloto	99
3.6	Análisis económico comparativo	100
3.6.1	Balance económico en base a la pérdida de carbón fino	100
3.6.2	Balance económico en base a la pérdida de oro y plata	101
<b>4</b>	<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	<b>104</b>
4.1	Conclusiones	104
4.2	Recomendaciones	107
	<b>BIBLIOGRAFÍA</b>	<b>108</b>
	<b>ANEXOS</b>	<b>112</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

	<b>PÁGINA</b>
<b>Tabla 1.1</b> Solubilidad de minerales de cobre en soluciones de 0,1 % NaCN	12
<b>Tabla 1.2</b> Clasificación de los poros del carbón activado según su tamaño	17
<b>Tabla 1.3</b> Características de carbón activado de diferente materia prima	21
<b>Tabla 1.4</b> Distribución de las pérdidas por atrición	31
<b>Tabla 1.5</b> Condiciones de CIP de empresas mineras ecuatorianas	33
<b>Tabla 1.6</b> Producción de oro en el Ecuador en el periodo 2000-2007	33
<b>Tabla 1.7</b> Producción de plata en el Ecuador en el periodo 2002-2007	35
<b>Tabla 2.1</b> Carga fundente utilizada para la fusión del mineral original	43
<b>Tabla 2.2</b> Tamices empleados para el análisis químico de fracciones granulométricas	45
<b>Tabla 2.3</b> Carga fundente utilizada para la fusión de la arena relave de cianuración	49
<b>Tabla 2.4</b> Tamices normalizados utilizados para el análisis granulométrico del mineral de Pacto a diferentes tiempos de molienda.	49
<b>Tabla 2.5</b> Carga fundente utilizada para la fusión de las cenizas de carbón activado	52
<b>Tabla 3.1</b> Propiedades físicas del mineral de Pacto	65
<b>Tabla 3.2</b> Distribución de las partículas del mineral según su tamaño	66
<b>Tabla 3.3</b> pH natural de la pulpa	66
<b>Tabla 3.4</b> Resultados del análisis químico del mineral de Pacto	67
<b>Tabla 3.5</b> Resultados del Análisis de fracciones Granulométricas	68

<b>Tabla 3.6</b>	Resultados de amalgamación a 30 minutos de molienda	69
<b>Tabla 3.7</b>	Recuperación de oro y plata por flotación	69
<b>Tabla 3.8</b>	Resultados del análisis mineralógico del mineral de Pacto	70
<b>Tabla 3.9</b>	Recuperación de oro y plata a diferentes tamaños de partícula	71
<b>Tabla 3.10</b>	Recuperación de oro y plata a diferentes porcentajes de sólidos	72
<b>Tabla 3.11</b>	Recuperación de oro y plata a diferente pH	73
<b>Tabla 3.12</b>	Recuperación de oro y plata a diferentes concentraciones de cianuro	73
<b>Tabla 3.13</b>	Recuperación de oro y plata a diferentes tiempos de agitación	74
<b>Tabla 3.14</b>	Parámetros establecidos para la cianuración del mineral de Pacto	75
<b>Tabla 3.15</b>	Repartición de oro y plata en los productos de la cianuración	76
<b>Tabla 3.16</b>	Adsorción de oro y plata a diferente granulometría del carbón activado	77
<b>Tabla 3.17</b>	Adsorción de oro y plata con diferentes cantidades de carbón activado	78
<b>Tabla 3.18</b>	Adsorción de oro y plata a diferentes de agitación	78
<b>Tabla 3.19</b>	Parámetros de CIP establecidos	79
<b>Tabla 3.20</b>	Balance de masa de carbón activado en el proceso de CIP	80
<b>Tabla 3.21</b>	Adsorción de oro con diferentes diseños de carbón inmovilizado	83
<b>Tabla 3.22</b>	Adsorción de plata con los diferentes diseños de carbón inmovilizado	87
<b>Tabla 3.23</b>	Pérdidas de oro, plata y carbón activado durante la adsorción con diferentes diseños de inmovilización del carbón activado	88
<b>Tabla 3.24</b>	Porcentaje de adsorción de oro y plata con tela de carbón activado	89

<b>Tabla 3.25</b>	Adsorción de oro y plata con los métodos CIP e IAC a las 24 h de adsorción	92
<b>Tabla 3.26</b>	Producción de carbón fino durante la adsorción con los métodos CIP e IAC durante 24 h de adsorción con carbón activado de diferente materia prima.	93
<b>Tabla 3.27</b>	Porcentaje de pérdidas de carbón activado en la adsorción con CIP e IAC	94
<b>Tabla 3.28</b>	Adsorción de oro y plata en el carbón fino producido con los métodos de adsorción CIP e IAC	95
<b>Tabla 3.29</b>	Relaciones matemáticas que modelan la pérdida de carbón, oro y plata en el proceso de Carbón en Pulpa	96
<b>Tabla 3.30</b>	Relaciones matemáticas que modelan la pérdida de carbón, oro y plata en el proceso de Carbón Activado Inmovilizado.	96
<b>Tabla 3.31</b>	Balance de carbón activado durante 48 h del proceso de CIL	97
<b>Tabla 3.32</b>	Adsorción de oro y plata con carbón activado inmovilizado a diferente cantidad de carbón activado	98
<b>Tabla 3.33</b>	Pérdidas de oro, plata y carbón activado durante la adsorción con diferentes cantidades de carbón activado inmovilizado.	99
<b>Tabla 3.34</b>	Porcentajes de recuperación de oro y plata en la cianuración piloto	99
<b>Tabla 3.35</b>	Balance de carbón en la adsorción piloto con carbón activado inmovilizado	100
<b>Tabla 3.36</b>	Análisis económico comparativo de la pérdida de carbón fino en la adsorción industrial entre los métodos CIP e AIC	101
<b>Tabla 3.37</b>	Análisis económico de las pérdidas de oro y plata en el proceso CIP	102
<b>Tabla 3.38</b>	Análisis económico de las pérdidas de oro y plata en el proceso IAC	102
<b>Tabla 3.39</b>	Análisis económico comparativo de las pérdidas de oro y plata con los métodos de Adsorción CIP e IAC	103

## ÍNDICE DE FIGURAS

		<b>PÁGINA</b>
<b>Figura 1.1</b>	Esquema de la disolución del oro en soluciones cianuradas	4
<b>Figura 1.2</b>	Diagrama de Eh-pH par el sistema Au.H <sub>2</sub> O-CN a 25 °C	4
<b>Figura 1.3</b>	Diagrama de Eh-pH par el sistema Ag.H <sub>2</sub> O-CN a 25 °C	5
<b>Figura 1.4</b>	Efecto de la concentración de cianuro en la velocidad de disolución de oro y plata	7
<b>Figura 1.5</b>	Efecto de la concentración de cianuro en la velocidad de disolución de oro	9
<b>Figura 1.6</b>	Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-S-CN-H <sub>2</sub> O a 25 °C	13
<b>Figura 1.7</b>	Estructura panelar del carbón activado	16
<b>Figura 1.8</b>	Isoterma de adsorción de equilibrio para el carbón cargado	20
<b>Figura 1.9</b>	Tamaño de poro de carbón activado de diferente materia prima	21
<b>Figura 1.10</b>	Circuito de adsorción para la recuperación de oro en con carbón activado	28
<b>Figura 1.11</b>	Esquema de una planta de CIP. Proyecto Crucitas, San José de Costa Rica	29
<b>Figura 1.12</b>	Modelo de campo de flujo en un tanque con placa deflectoras y un agitador de turbina instalado centralmente	32
<b>Figura 1.13</b>	Precio internacional del oro en el periodo 2005-2011	34
<b>Figura 1.14</b>	Precio internacional de la plata en el periodo 2005-2011	35
<b>Figura 1.15</b>	Precio del Carbón Activado CALGON 6x12 en el periodo 2005-2011	36
<b>Figura 2.1</b>	Diagrama esquemático del procedimiento experimental	39

<b>Figura 2.2</b>	Esquema del diseño Cordón Circular y su disposición en el tanque agitado	54
<b>Figura 2.3</b>	Esquema del diseño Canastas Laterales y su disposición de las en el tanque	55
<b>Figura 2.4</b>	Esquema de disposición del reactor Carberry en el tanque agitado	56
<b>Figura 2.5</b>	Esquema de disposición de la pared circular en el tanque agitado	57
<b>Figura 2.6</b>	Disposición de la sección cilíndrica superior e inferior en el tanque agitado	57
<b>Figura 2.7</b>	Diagrama de procesamiento del mineral en planta piloto	60
<b>Figura 2.8</b>	Diagrama del circuito de molienda	61
<b>Figura 3.1</b>	Cinética de disolución de oro y plata bajo las condiciones de cianuración establecidas para el mineral de Pacto	75
<b>Figura 3.2</b>	Cinética de adsorción de oro y plata, con los parámetros de CIP	80
<b>Figura 3.3</b>	Balance de oro y plata en disueltos para el proceso de CIP	81
<b>Figura 3.4</b>	Cordón circular de malla de nylon con carbón activado	84
<b>Figura 3.5</b>	Canastas laterales empleadas en el ensayo	84
<b>Figura 3.6</b>	Reactor Carberry en el recipiente de adsorción	85
<b>Figura 3.7</b>	Sección cilíndrica en el tanque agitado	86
<b>Figura 3.8</b>	Pared cilíndrica de malla con carbón activado	86
<b>Figura 3.9</b>	Cinética de adsorción de oro con los métodos CIP e IAC	91
<b>Figura 3.10</b>	Cinética de adsorción de plata con los métodos CIP e IAC	92
<b>Figura 3.11</b>	Curva de pérdida de carbón fino en función del tiempo durante la adsorción de oro, con carbón en pulpa e inmovilizado	95
<b>Figura 3.12</b>	Cinética de adsorción de oro y plata por medio de la técnica de CIL con el carbón activado inmovilizado	97

**ÍNDICE DE ANEXOS**

	<b>PÁGINA</b>
<b>ANEXO I</b> Análisis granulométrico de la muestra inicial	113
<b>ANEXO II</b> Procedimiento de flotación del mineral aurífero	114
<b>ANEXO III</b> Concentración por floación del mineral aurífero	115
<b>ANEXO IV</b> Determinación de la concentración de cianuro libre por titulación	116
<b>ANEXO V</b> Análisis granulométrico del mineral a diferentes tiempos de molienda	117
<b>ANEXO VI</b> Fichas Técnicas	120
<b>ANEXO VII</b> Determinación de las eficiencias de pérdida de oro, plata y carbón por atrición	216



## RESUMEN

Con el objetivo de disminuir las pérdidas por atrición en el proceso convencional de adsorción de oro y plata con carbón en pulpa (CIP), en el presente trabajo, se desarrolló el método alternativo de carbón activado inmovilizado (IAC), el mismo que consiste en colocar mallas que contienen dicho material, dentro del tanque de agitación.

Se evaluó la cinética de adsorción con los métodos CIP e IAC, a idénticas condiciones, y se observó que la inmovilización del adsorbente provoca una disminución de 51,74 % adsorción de oro durante la primera hora de iniciado el proceso, respecto al método convencional, debido a la limitación en la difusión de las especies cianuradas, causada por el contacto entre carbones, que además disminuye el área de contacto y facilita la acumulación de arena.

Empleando el método propuesto de IAC, con carbón activado de cuesco de palmiste, se obtiene una reducción del 74 % en las pérdidas por atrición, en relación a las obtenidas con el proceso de CIP, empleando el carbón de cascara de coco, las mismas que disminuyen de 74,29 a 20 kg/t, durante 24 de agitación.

Para la optimización de este método, se incrementó la concentración de carbón activado de 15,62, empleados en el proceso convencional, a 22,32 kg/m<sup>3</sup>, lo cual incrementa la velocidad de adsorción y consecuentemente disminuye el tiempo de residencia, de esta manera se evita el efecto negativo de la acumulación de arena en el lecho.

De acuerdo al análisis económico realizado, considerando el procesamiento diario de 120 t/día, la implementación del método de IAC permite un ahorro diario de \$ 532,08 lo que representa una ganancia adicional de 194 209,20 \$/ año.

## INTRODUCCIÓN

La extracción industrial de oro y plata a partir de minerales auríferos, se realiza ampliamente, a través del proceso hidrometalúrgico de Cianuración – Carbón en Pulpa. El método de Carbón en Pulpa (CIP) es utilizado para tratar grandes volúmenes de pulpas cianuradas de baja concentración de oro, sin requerir la separación de la solución cargada del mineral. Esta técnica consiste en introducir carbón activado granular directamente en la pulpa cianurada, la cual contiene oro disuelto, y someterlo a agitación constante, una vez adsorbido el oro, el carbón es separado de la pulpa mediante tamización e introducido a un circuito de elución. (Aguirre y Amaya, 2005)

Durante el proceso de Carbón en Pulpa, el contacto directo entre la pulpa y el carbón provoca la atrición del carbón debido al contacto del mismo con el agitador mecánico y como consecuencia se obtiene carbón fino, el cual adsorbe los metales de interés y debido a su tamaño es imposible recuperarlo por tamización y es desechado con la arena relave. [Bradshaw y Swardt, 1998; Gray, 1999]

Industrialmente, se utiliza, carbón activado de cáscara de coco debido a su dureza y resistencia a la abrasión. El tamaño de partícula más utilizado es de 6x12 mallas, con el que se reporta en bibliografía una pérdida promedio de carbón en finos 45 g/t debido a la atrición. La producción de finos representa pérdidas económicas para la industria debido a la fracción de oro no recuperada en los mismos, considerando su elevado precio en el mercado internacional. [Laxen *et al.*, 1979; Marsden y House, 1992]

Este estudio presenta una alternativa al procedimiento convencional CIP, al inmovilizar el carbón empleando mallas, con la finalidad de eliminar el contacto del carbón activado con el agitador y minimizar la atrición, buscando reducir la cantidad de carbón fino producido y consecuentemente la pérdida del oro y plata contenidos en el mismo.

# 1 REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

## 1.1 QUÍMICA DE LA CIANURACIÓN

### 1.1.1 GENERALIDADES

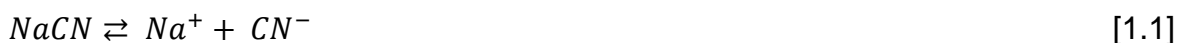
La cianuración es un proceso hidrometalúrgico que consiste en la disolución de los metales preciosos, principalmente oro y plata, en soluciones alcalinas de cianuro, mediante la formación de iones complejos. [Meza 1981; Logsdon *et al*, 1999]

La técnica de cianuración tiene una larga trayectoria, el primer estudio documentado acerca de la disolución de oro en soluciones de cianuro, fue publicada por Scheele en 1873, mientras que la primera planta industrial de cianuración se implementó en la Mina Crown en Nueva Zelanda en 1889. (SNMPE, 2010)

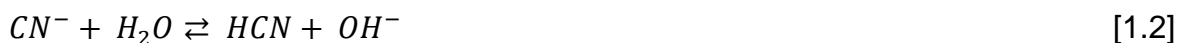
El cianuro es ampliamente utilizado en el proceso de extracción de metales preciosos, especialmente oro. Pese a su carácter altamente tóxico, este reactivo no ha podido ser sustituido debido a su eficiencia y relativo bajo costo. [de Andade Lima, 2005; Srithammavut, 2008]

### 1.1.2 SOLUCIONES CIANURADAS

Comúnmente se utilizan el cianuro de sodio y cianuro de potasio, debido a su disponibilidad en el mercado y su estabilidad en el agua, estas sales se disuelven e ionizan como se muestra en la reacción 1.1. [Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 1991]



Los iones de cianuro se hidrolizan en agua para formar la molécula de ácido cianhídrico (HCN) e ión hidroxilo (OH) como se muestra en la reacción 1.2.



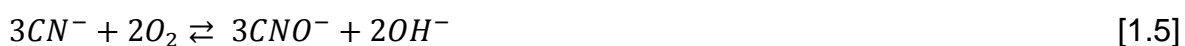
El ácido cianhídrico, al ser un ácido débil, se disocia parcialmente en agua como se muestra en la reacción 1.3.



El equilibrio de la reacción 1.3 depende del pH de la solución, es así que a un pH de 9,3 la mitad del cianuro total se encuentra como ácido cianhídrico y la otra mitad como cianuro libre (CN<sup>-</sup>), a mayores valores de pH se incrementa la cantidad de cianuro libre, llegando a un 90 % a un pH de 10, 2. [Marsden y House, 1992; Logsdon *et al*, 1999]

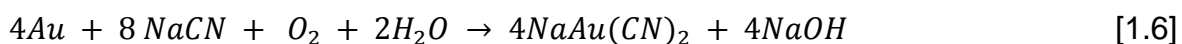
La formación de ácido cianhídrico disminuye la concentración de cianuro libre, ocasionando pérdidas del reactivo, además es un producto altamente tóxico, por lo que en la práctica se trabaja a pH de 10,5 para evitar la hidrólisis del cianuro. [Marsden y House, 1992; De la Torre y Guevara, 2005; Yannopoulos, 1991]

Tanto el ácido cianhídrico como el cianuro libre pueden oxidarse a iones cianato (CNO<sup>-</sup>), como se muestra en las reacciones 1.4 y 1.5, las mismas que son no deseadas durante la cianuración ya que el ión cianato no disuelve al oro y disminuye la concentración de cianuro libre. [Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 1991]

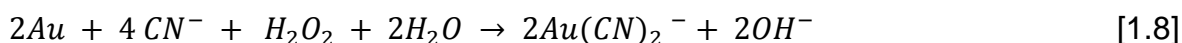
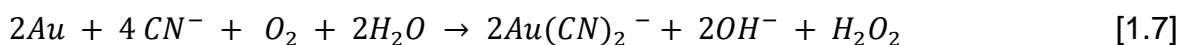


### 1.1.3 DISOLUCIÓN DE ORO Y PLATA

Se han realizado varios estudios para describir el mecanismo de disolución del oro, siendo la teoría más aceptada, la propuesta por Elsner (1846), que se presenta en la reacción 1.6. [Meza, 1981; Yannopoulos, 1991]



La reacción 1.6 no describe completamente el mecanismo de disolución del oro por lo que Bodländer (1896), planteó dos reacciones que se efectúan en paralelo y cuya suma equivale a la reacción de Elsner. [Meza, 1981; Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 1991]

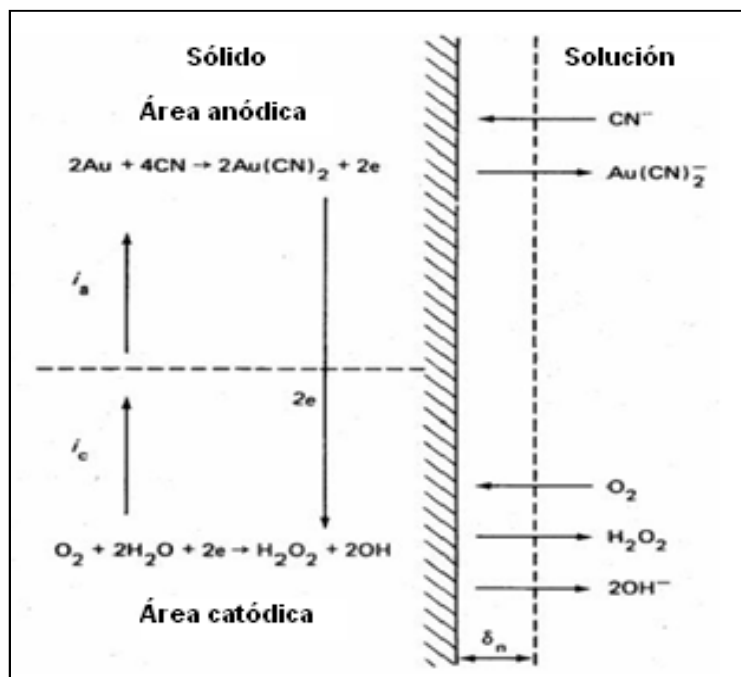


En la reacción 1.7 se puede ver que se requiere oxígeno para que el oro sea oxidado y disuelto, mediante la formación del ión complejo estable ( $Au(CN)_2^-$ ). [Habashi, 1997; Kondos *et al*, 1995]

La disolución de oro en soluciones cianuradas es una reacción heterogénea, de carácter electroquímico, cuyo mecanismo de disolución se esquematiza en la figura 1.1. [De la Torre y Guevara, 2005]

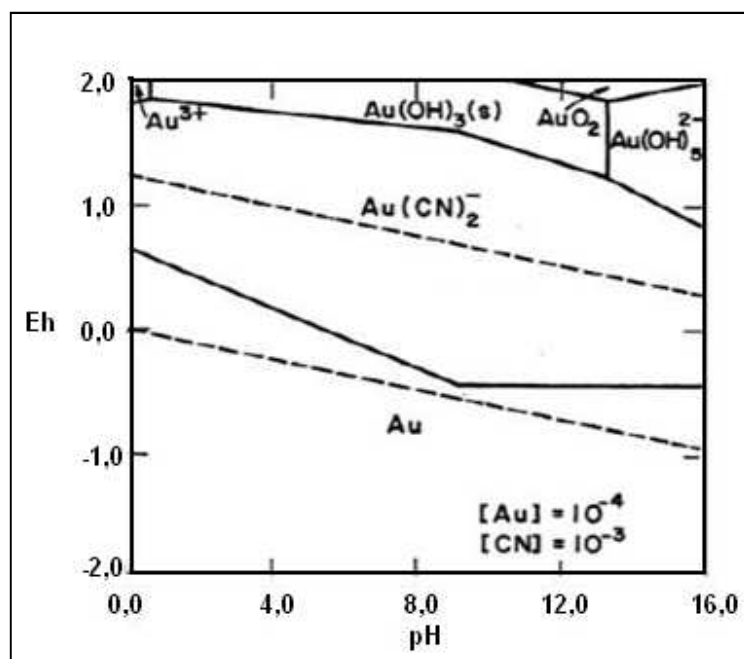
En este proceso, se produce la oxidación del ión cianuro, en la zona anódica, a un potencial de  $-0,6$  V, la misma que se muestra en la reacción 1.9. Mientras que en la zona catódica se produce la reducción del oxígeno, a un potencial de  $0,4$  V, la cual se presenta en la reacción 1.10. (Marsden y House, 1992)





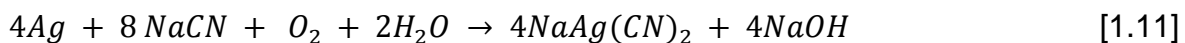
**Figura 1.1** Esquema de la disolución del oro en soluciones cianuradas (Marsden y House, 1992)

En el diagrama Eh-pH de la figura 1.2, se puede observar que a un potencial de -0,6 V y al pH de trabajo, la formación del ion complejo  $\text{Au}(\text{I})$ , es más probable y estable. [Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 1991]

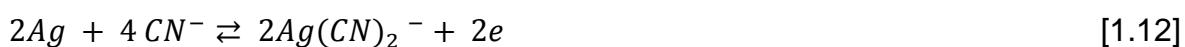


**Figura 1.2** Diagrama de Eh-pH par el sistema Au.H<sub>2</sub>O-CN a 25 °C (Marsden y House, 1992)

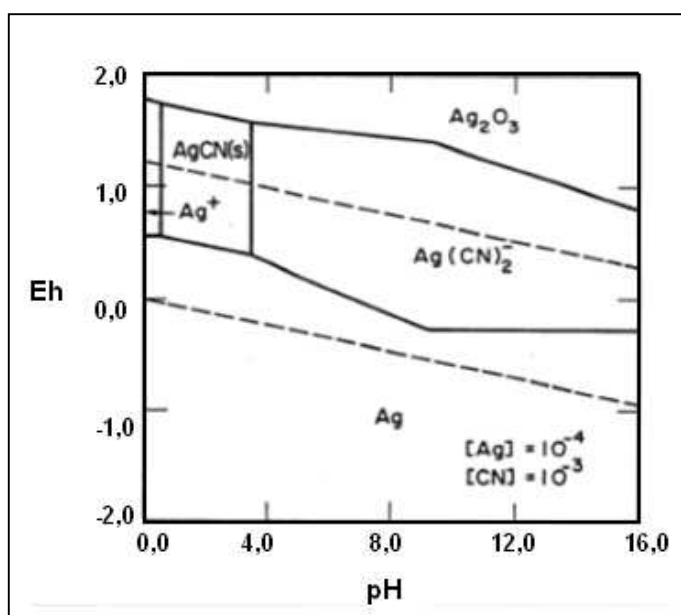
La plata en la naturaleza se encuentra generalmente asociada al oro y su mecanismo de disolución en soluciones cianuradas es esencialmente el mismo, como se muestra en la reacción 1.11. [Habashi, 1997; Higuera *et al*, 2007]



En la reacción 1.12, se muestra la reacción de disolución anódica de la plata, que se efectúa a un potencial de  $-0,31$  V.



En el diagrama de la figura 1.3, se puede observar que la formación del ion complejo cianurado  $Ag(CN)_2^-$ , se puede efectuar en un amplio rango de pH, lo cual favorece la disolución de la plata metálica mediante la reacción 1.13. (Marsden y House, 1992)



**Figura 1.3** Diagrama de Eh-pH par el sistema Ag.H<sub>2</sub>O-CN a 25 °C (Marsden y House, 1992)

A diferencia del mecanismo de disolución del oro, el correspondiente a la plata se basa en la reducción directa del oxígeno a iones hidroxilo como se presenta en la

reacción 1.13, en la que existe el flujo de cuatro electrones en lugar de dos como ocurre en la disolución de oro y no se forma  $H_2O_2$  como producto intermedio.



La transferencia de electrones interfiere en la difusión del oxígeno en la superficie de la plata, siendo el coeficiente de difusión del oxígeno de 0,25 mientras que el correspondiente al oro es de 0,5, por lo tanto la velocidad de disolución de la plata es menor que la determinada para el oro, a las condiciones óptimas de cianuración del mismo. (Marsden y House, 1992)

Mediante estudios experimentales se ha determinado que a bajas concentraciones de cianuro, alrededor de 0,0025 M de NaCN, la velocidad de disolución de la plata es aproximadamente la mitad de la correspondiente al oro, mientras que al trabajar con un exceso de cianuro, concentraciones del rango de 0,1 M de NaCN, esta diferencia se reduce, debido a que a estas condiciones se favorece la extracción de plata, retardando la disolución de oro por la competencia de estas dos especies por el cianuro libre. (Marsden y House, 1992)

#### **1.1.4 PARÁMETROS QUE INFLUYEN EN LA CIANURACIÓN**

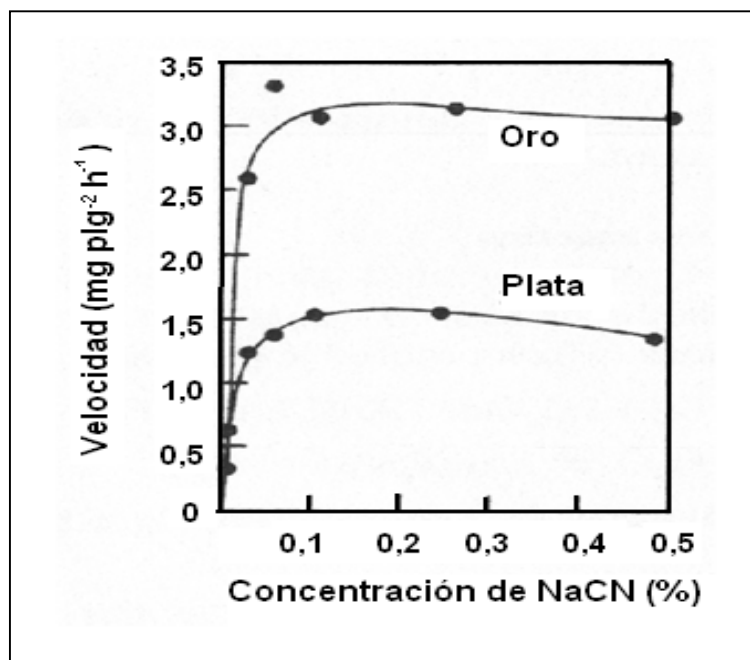
A continuación se estudian los parámetros que afectan la velocidad de disolución de oro y plata.

##### **1.1.4.1 Concentración de cianuro**

Se han realizado varios estudios para evaluar el efecto de la concentración de cianuro en la cinética de disolución de oro y plata, en los que se ha podido ver que la conversión de oro metálico en ion  $Au(CN)_2$  se incrementa con la concentración de cianuro hasta llegar a un valor máximo por encima del cual su



incremento causa una ligera disminución en la velocidad de disolución, como se muestra en la figura 1.3. (Marsden y House 1992)



**Figura 1.4** Efecto de la concentración de cianuro en la velocidad de disolución de oro y plata  
(Marsden y House, 1992)

De acuerdo a la estequiometría de la reacción 1.6 se requieren dos moles de cianuro de sodio para disolver una mol de oro metálico; sin embargo, en la práctica se trabaja con un exceso de cianuro debido a la presencia de sustancias que compiten con los metales de interés por la disolución, ocasionando el consumo de cianuro. (Marsden y House 1992)

El rango de la concentración de cianuro de sodio utilizado para el procesamiento industrial de minerales es de 0,2 a 0,3 g/L y 1 g/L para minerales que contienen cianicidas. [Marsden y House, 1992; De la Torre y Guevara, 2005]

Este parámetro es relativamente fácil de controlar mediante la adición del reactivo en el sistema de cianuración, considerando que la solubilidad del cianuro de sodio en agua es de 4, 8 g/L a 25 °C. (Marsden y House 1992)

#### 1.1.4.2 Concentración de oxígeno

La presencia de oxígeno es indispensable para la disolución de los metales preciosos. Este parámetro limita la reacción debido a la baja solubilidad del oxígeno en agua que es de 8,2 mg/L a 25 °C y presión atmosférica, la misma que disminuye con el incremento de la temperatura y la disminución de la presión, por lo que se concluye que el proceso de cianuración está controlado por el transporte de oxígeno hasta la superficie del sólido. [Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 1991]

Debido a la importancia de este factor, existen dos métodos para incrementar la concentración del oxígeno en la solución: lixiviación bajo presión y la utilización de agentes altamente oxidantes como O<sub>2</sub> puro y H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>. Dichos métodos son muy costosos y se justifica su utilización en minerales de alta ley. (Marsden y House, 1992)

Mediante valores experimentales y prácticos se ha determinado que cuando la relación  $[CN^-]/[O_2]$  tiene un valor cercano a 6, se tiene la máxima velocidad de disolución de oro. (Meza, 1981)

#### 1.1.4.3 pH y alcalinidad

En el diagrama de Pourbaix de la figura 1.2, se puede ver que a un pH de 9,5, se favorece la formación del complejo de Au (I); sin embargo, a este pH se pierden importantes cantidades de cianuro debido a la hidrólisis del cianuro en agua. El pH típicamente utilizado es de 10,5 para evitar la formación de ácido cianhídrico.

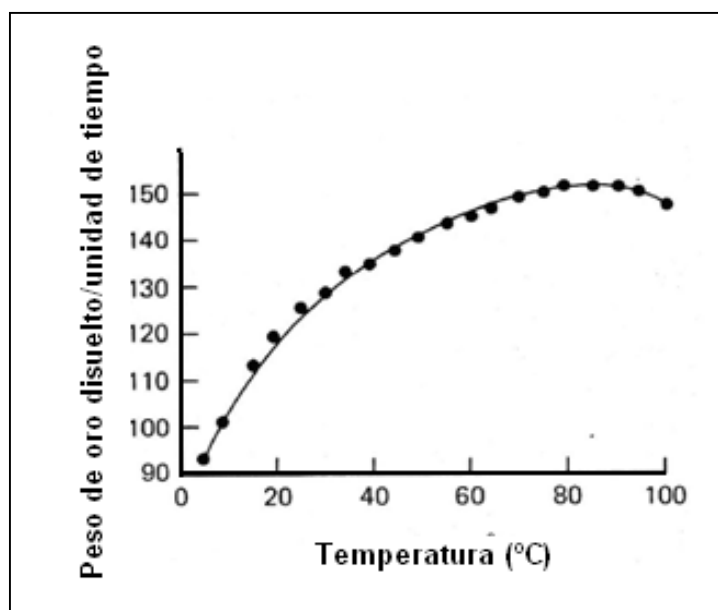
El efecto del pH a valores superiores a 9,5 depende de los constituyentes de la mena y el álcali utilizado para su regulación. Se ha encontrado que la velocidad de disolución de oro disminuye a pH superiores a 11, siendo significativo su efecto a valores superiores a 12,2. El valor del pH de trabajo se determina para cada

mineral en particular, en base a pruebas experimentales, de acuerdo a las características del mismo. [Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 1991]

El álcali comúnmente utilizado para regular el pH es la cal (CaO), además cumple las siguientes funciones: neutraliza los componentes ácidos, descompone los bicarbonatos y ayuda a la sedimentación. [Marsden y House, 1992; De la Torre y Guevara, 2005]

#### 1.1.4.4 Temperatura

La velocidad de disolución de oro se incrementa con la temperatura debido al aumento de la velocidad de difusión de los reactantes en el proceso de cianuración, como se muestra en la figura 1.5.



**Figura 1.5** Efecto de la concentración de cianuro en la velocidad de disolución de oro (Marsden y House, 1992)

Mediante pruebas experimentales se ha demostrado que la velocidad de disolución se incrementa hasta valores de temperatura cercanos a 85 °C, decreciendo a temperaturas mayores, debido a que la solubilidad del oxígeno disminuye con el incremento de la temperatura. En dichas pruebas se obtuvo un

incremento del 20 al 25 % en la velocidad de disolución, con un aumento de temperatura de 25 a 85 °C. [Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 1991]

En la práctica el incremento de la velocidad de disolución no justifica el costo asociado al calentamiento en el procesamiento de minerales de baja ley, por lo que se trabaja a temperatura ambiente. [Meza, 1981; Marsden y House, 1992; De la Torre y Guevara, 2005]

#### **1.1.4.5 Agitación**

Con el incremento de la velocidad de agitación se produce un aumento en la cinética de disolución de oro y plata, al disminuir el espesor de la capa límite de fluido que rodea a la partícula sólida; facilitando la difusión de los reactantes, hasta un máximo sobre el cual un aumento en la agitación ya no tendrá mayores beneficios. En la práctica se opera con sistemas de agitación mecánica y/o neumática. [Meza, 1981; Marsden y House, 1992]

#### **1.1.4.6 Tamaño de partícula**

El tamaño de partícula del mineral en el proceso de cianuración agitada, depende de la eficiencia de la molienda que lo precede, lo cual determina la facilidad del acceso de la solución cianurada a la superficie del metal.

A menor tamaño de partícula del mineral, se incrementa el área superficial y por lo tanto mejora el contacto con la solución, incrementándose la velocidad de disolución; sin embargo, a tamaños excesivamente pequeños esta disminuye debido a que se incrementan las reacciones de competencia. [Meza, 1981; Marsden y House, 1992; De la torre y Guevara, 2005]

Para una relación  $[CN^-]/[O_2]$  igual a 6, la velocidad máxima de disolución es de 34  $\mu\text{m}/\text{h}$ , para partículas de 150  $\mu\text{m}$  en un tiempo de 44 h y 13 h para partículas

de 45  $\mu\text{m}$ . A tamaños mayores a 150  $\mu\text{m}$  se incrementa la dificultad de mantener los sólidos en suspensión y aumenta la abrasión en el tanque agitado. (Marsden y House, 1992)

#### **1.1.4.7 Densidad de la pulpa**

Generalmente el proceso de cianuración se efectúa a concentraciones de sólidos entre 35 % y 50 %, dependiendo del tamaño de partícula, el peso específico de los sólidos y el contenido de minerales que afecten la viscosidad de la pulpa. A bajas concentraciones de sólidos se maximiza la difusión, y un incremento en la densidad de la pulpa puede incrementar el tiempo de retención en el tanque de cianuración. [Meza, 1981; Yannopoulos, 1991; Marsden y House, 1992]

#### **1.1.4.8 Naturaleza del mineral**

En minerales refractarios la recuperación de oro por cianuración es menor al 80 %, entendiéndose como refractarios a los minerales que empleando métodos convencionales de concentración gravimétrica y lixiviación no se puede recuperar un porcentaje significativo de los metales de interés. Este comportamiento se debe: al encapsulamiento en matrices de otros compuestos como silicatos y sulfuros, asociación a sulfuros, telururos, material carbonáceo, entre otros, y tamaño de partícula del oro, por lo que requieren tratamientos especiales para su procesamiento. [Yannopoulos, 1991; De la Torre y Guevara, 2005]

#### **1.1.4.9 Presencia de minerales e iones extraños**

Generalmente el oro y la plata se encuentran asociados a metales y minerales que pueden disminuir la velocidad de disolución debido al consumo de cianuro y oxígeno. [Marsden y House, 1992; Aghamirian y Yen, 2005]

- **Minerales de cobre**

El cobre se presenta como cobre metálico o formando compuestos como sulfuros, óxidos, etc., los mismos que al disolverse en la solución cianurada, disminuyen la velocidad de disolución de los metales de interés debido a la competencia por el cianuro. En la tabla 1.1, se presenta la solubilidad de los minerales de cobre más relevantes en una solución al 0,1 % de cianuro de sodio, lixiviados a un tamaño de partícula menor a 150  $\mu\text{m}$ , expresada como porcentaje del peso total del mineral disuelto en solución. (Marsden y House, 1992)

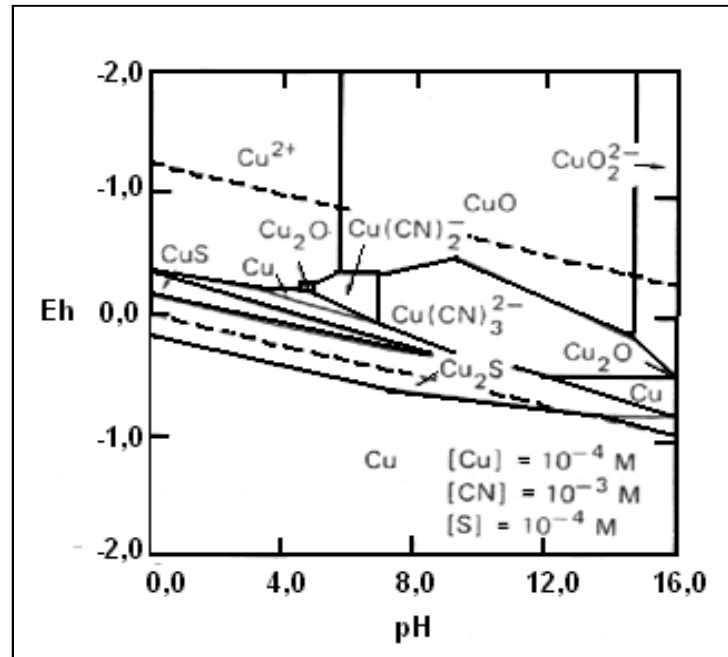
**Tabla 1.1** Solubilidad de minerales de cobre en soluciones de 0,1 % NaCN

<b>Mineral</b>		<b>Porcentaje de cobre disuelto</b>	
<b>Nombre</b>	<b>Fórmula</b>	<b>23 °C</b>	<b>45 °C</b>
Cobre metálico	Cu	90,0	100
Cuprita	Cu <sub>2</sub> O	85,5	100
Chalcocita	Cu <sub>2</sub> S	90,2	100
Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>	5,6	8,2

(Marsden y House, 1992)

El cobre metálico se disuelve aparentemente fácil en soluciones de cianuro, pero a una velocidad mucho menor que el oro y la plata. Los minerales de cobre se disuelven formando los complejos cianurados: CuCN, Cu(CN)<sub>2</sub><sup>-</sup>, Cu(CN)<sub>3</sub><sup>2-</sup>, Cu(CN)<sub>4</sub><sup>3-</sup>, como se muestra en el diagrama Eh-pH de la figura 1.6, en el que se observa una amplia zona de estabilidad del ion Cu(CN)<sub>3</sub><sup>2-</sup>, cuya formación se favorece a un pH alcalino y elevadas concentraciones de cianuro, y se adsorbe con dificultad en la superficie de carbón activado. [Marsden y House, 1992; Lui e Yen, 1994]

El efecto perjudicial de la disolución de cobre se puede contrarrestar con una adecuada concentración de cianuro libre. Cuando la concentración de cobre en la solución de lixiviación es mayor a 0,3 %, es necesario realizar tratamientos previos para la remoción del cobre. [Lovera *et al*, 2002; Marsden y House, 1992]



**Figura 1.6** Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-S-CN-H<sub>2</sub>O a 25 °C  
(Marsden y House, 1992)

- **Minerales de hierro**

Los sulfuros de hierro se descomponen en soluciones cianuradas formando complejos y varias especies sulfuradas, los cuales, pueden causar pasivación de la superficie del metal por la formación de hidróxido de hierro (III). [Marsden y House, 1992; Lui e Yen, 1994]

- **Minerales de zinc**

Los minerales de zinc se disuelven en soluciones cianuradas alcalinas, pero su efecto en la disolución es mucho menos marcado que el efecto producido por la presencia de cobre. [Meza, 1981; Yannopoulos, 1991; Marsden y House, 1992]

Los complejos cianurados de zinc y cobre interfieren en la determinación de cianuro libre mediante titulación, debido a la disociación parcial de sus complejos y la formación de complejos con la plata, estableciendo un nuevo equilibrio, lo cual produce resultados erróneos en la titulación. [Meza, 1981; Marsden y House, 1992]

- **Minerales de plomo**

En estudios realizados por Deschênes (1995) se ha observado que el nitrato de plomo  $Pb(NO_3)_2$  puede activar la superficie de oro pasivada, prevenir dicha pasivación y precipitar los sulfuros solubles, favoreciendo de este modo, la cinética de disolución del oro en soluciones cianuradas.

- **Ganga cuarcífera**

Los minerales que contienen cuarzo, cuando están finamente divididos y en un medio acuoso a pH alcalino forman sílice coloidal, la cual tiene una alta capacidad de adsorción de cianuro de sodio. (Meza, 1981)

## **1.2 ADSORCIÓN DE ORO Y PLATA CON CARBÓN ACTIVADO**

### **1.2.1 GENERALIDADES**

El carbón activado es un material carbonáceo, de estructura esencialmente gráfica, con un área superficial específica que excede los  $1000 \text{ m}^2/\text{g}$ , de excelentes propiedades adsorptivas, alta reactividad y una gran estructura porosa que permite el paso de las moléculas a su interior. [Marsden y House, 1992; De la Torre y Guevara, 2005]

El uso del carbón activado como adsorbente de oro a partir de soluciones cianuradas se conocía ya en 1880, sin embargo su utilización en el proceso recuperación de oro fue patentado en 1894 por Johnson y su empleo a escala industrial se desarrolló a partir de la década de 1950, siendo hasta entonces la precipitación con zinc el método de extracción empleado. (Yannopoulos, 1991)



### 1.2.2 PROPIEDADES DEL CARBÓN ACTIVADO

Las principales propiedades del carbón activado para extracción de metales preciosos son:

- Capacidad de adsorción
- Velocidad de adsorción
- Dureza y resistencia a la abrasión
- Características de reactivación
- Distribución de tamaños de partículas

Para la selección del carbón activado, se considera además criterios económicos como el costo y disponibilidad. [Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 1991]

Se puede obtener carbón activado a partir de cualquier material carbonáceo, siendo, los más utilizados: madera, carbón bituminoso, cáscara de coco, antracita, semillas, etc. Tanto la materia prima como las condiciones de activación influyen en las propiedades del carbón activado. [Yannopoulos, 1991; Marsh, 2006]

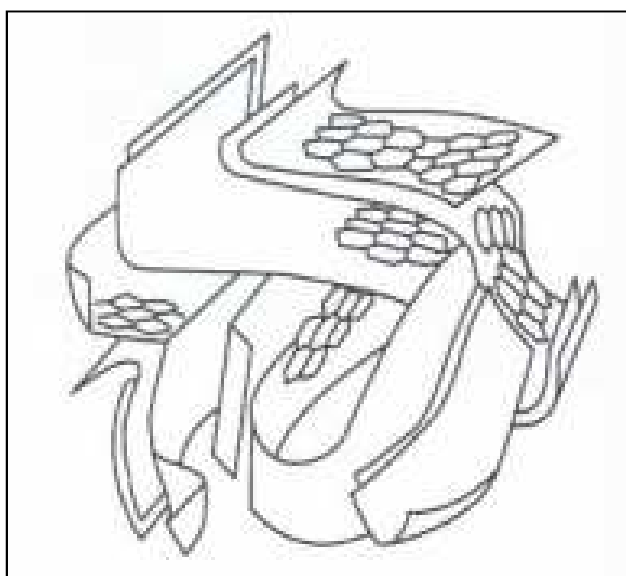
La obtención de carbón activado se efectúa en dos etapas; la primera denominada carbonización, consiste en el calentamiento de material hasta aproximadamente 500 °C en una atmósfera pobre en oxígeno, en este proceso se volatilizan las sustancias celulósicas produciendo la liberación de átomos de carbono y la reagrupación en secciones cristalinas, dando lugar a la formación de la estructura porosa interna y el consecuente incremento de la superficie específica que varía entre 10 y 500 m<sup>2</sup>/g. [Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 1991; De la Torre y Guevara, 2005]

La segunda fase del proceso es la etapa de activación, la cual consiste en tratar el material carbonizado con agentes oxidantes como: vapor de agua, aire, o dióxido de carbono, a temperaturas entre 700 y 1100 °C. En esta etapa se desarrolla aún más la porosidad interna y reactividad, debido a la oxidación de los átomos de carbono más expuestos, lo cual provoca dislocaciones en la estructura cristalina y

la existencia de valencias insaturadas, los cuales constituyen los sitios activos del carbón activado. [Marsden y House, 1992; De la Torre y Guevara, 2005; Marsh, 2006]

El carbón utilizado para la adsorción de oro y plata, generalmente es activado a 1000 °C, se caracteriza por adsorber iones hidrógeno al estar en contacto con el agua, provocando la disminución del pH de la solución bulk.

Mediante análisis de rayos X del carbón activado, se ha determinado la existencia de dos estructuras básicas: una cristalina, ordenada en capas paralelas, combinada con otra desordenada con arreglos hexagonales, cuyo esquema se presenta en la figura 1.7. [Marsden y House, 1992; De la Torre y Guevara, 2005]



**Figura 1.7** Estructura panelar del carbón activado  
(De la Torre y Guevara, 2005)

La estructura porosa del carbón activado, se clasifica según el radio de los poros, como se muestra en la tabla 1.2.

La adecuada distribución del tamaño de los poros es importante para la cinética de adsorción, ya que los macro y mesoporos permiten el acceso del adsorbato a los microporos, en donde se produce la adsorción. [Laxen *et al*, 1979; McDougall *et al*, 1980; Marsden y House, 1992; Jía *et al*, 1998]

**Tabla 1.2** Clasificación de los poros del carbón activado según su tamaño

Clasificación	Tamaño de poro (nm)
Macroporo	> 200
Mesoporo	1,6 a 200
Microporo	< 1,6

(Marsden y House, 1992)

La determinación del tamaño de los poros se realiza mediante la obtención de los índices de Iodo, azul de metileno y melaza los cuales permiten establecer la macro, meso y microporosidad, respectivamente, a través de la medición de la adsorción de estas sustancias con carbón activado. [Marsden y House, 1992; Marsh, 2006]

Las propiedades adsorptivas del carbón activado están relacionadas con el área superficial y con otras propiedades químicas del carbón activado tales como: alteraciones en la estructura microcristalina, grupos funcionales en la superficie y la presencia de compuestos inorgánicos. [McDougall *et al*, 1980; Marsh, 2006]

La adsorción de oxígeno e hidrógeno en el carbón, durante la activación provoca la existencia de grupos funcionales tales como: ácidos carboxílicos, fenoles, hidróxidos, anhídridos, lactonas, ésteres, etc., los mismos que afectan las características electrostáticas de la superficie del carbón. (Marsden y House, 1992)

### 1.2.3 ADSORCIÓN DE ORO Y PLATA

#### 1.2.3.1 Mecanismo de adsorción

Debido a la compleja estructura del carbón activado, el mecanismo específico de adsorción de oro con carbón activado ha sido difícil de describir por lo que se han postulado varias teorías, entre las más importantes se tiene:

- Adsorción de oro como ión complejo  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$

- Adsorción de la molécula AuCN
- Adsorción de oro metálico Au
- Adsorción del ión complejo asociado con un ión metálico M (Au(CN)<sub>2</sub>)

Siendo la última la más aceptada y conocida como la teoría del ión par, sustentado en varios estudios realizados de las especies presentes en el carbón cargado. El mecanismo que postula esta teoría es la combinación del ión complejo cianurado con un anión metálico, preferentemente calcio, para ser adsorbido en la superficie del carbón como molécula neutra, dicho mecanismo se representa en la reacción 1.14. [McDougall *et al*, 1980; Marsden y House, 1992; Jía *et al*, 1998]



El proceso de adsorción tiene las siguientes características:

- Es un proceso físico asociado a las fuerzas de Van Der Waals.
- La adsorción de los complejos cianurados de oro y plata es favorecida con la presencia de electrolitos tales como CaCl<sub>2</sub> y KCl.
- La adsorción y el equilibrio de carga se incrementa con la disminución del pH.
- Es un proceso reversible, es decir que es posible extraer el oro adsorbido mediante la modificación de las condiciones de equilibrio.
- La adsorción de oro disminuye con el incremento de la temperatura.
- Los complejos neutros como Hg(CN)<sub>2</sub> se adsorben fácil e independientemente de la fuerza iónica. [Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 199; Marsh, 2006]

### 1.2.3.2 Cinética de adsorción y capacidad de carga

La adsorción es un proceso de carácter electrostático en el que el adsorbente en este caso es el carbón activado que atrae al adsorbato y lo retiene debido principalmente a la existencia de las fuerzas de Van Der Waals.

La velocidad inicial de adsorción de los complejos cianurados es alta, debido a que ésta se efectúa en los macro y mesoporos, pero disminuye al acercarse al equilibrio, ya que estas especies deben difundirse hacia los microporos y dicho transporte de masa depende de la longitud y tortuosidad de los poros. [Yannopoulos, 1991; Fleming, 1984; Marsh, 2006]

La cinética de la adsorción de oro en carbón activado corresponde a la ecuación de velocidad de primer orden, como se muestra en la ecuación 1.15.

$$\log C_t = mt + \log C_o \quad [1.15]$$

Donde:

$C_t$ : concentración de oro en el tiempo  $t$ .

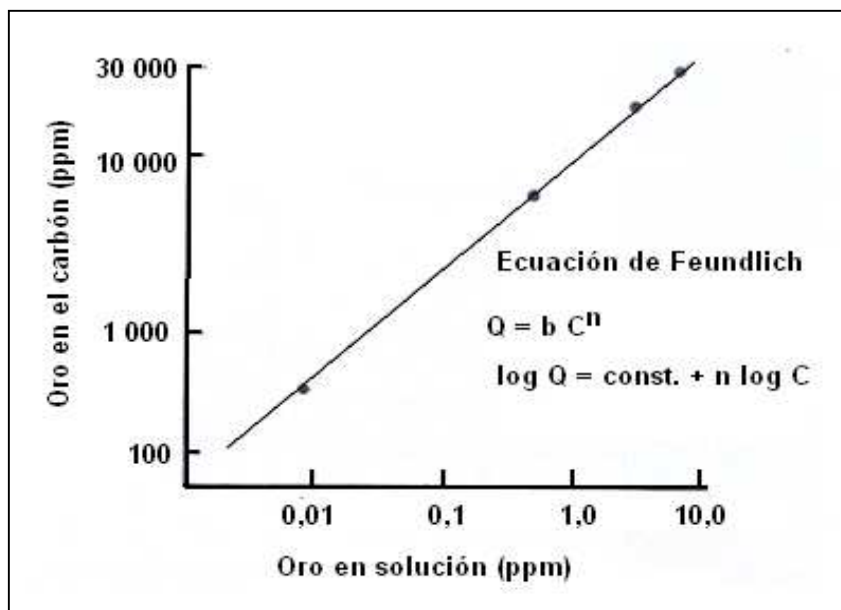
$C_o$ : concentración de oro inicial.

$m$ : constante de velocidad.

La constante de velocidad se puede obtener de la pendiente de la curva  $\log C$  vs. tiempo con datos experimentales.

La capacidad de adsorción del carbón activado, se determina mediante la denominada isoterma de adsorción, la misma que describe el equilibrio entre la concentración del oro en solución con el presente en el carbón, a una temperatura constante. (Marsden y House, 1992; Marsh, 2006)

La isoterma se obtiene experimentalmente, poniendo en contacto diferentes cantidades de carbón activado con una solución estándar de cianuro de oro durante un determinado tiempo. Los resultados se grafican de acuerdo a la ecuación de Freundlich, como se muestra en la figura 1.8, y se obtiene la capacidad de carga de oro como el denominado *valor K* el mismo que es interpolado como el contenido de oro en el carbón en equilibrio con una solución residual de oro de concentración 1 mg/L. [Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 1991; Marsh, 2006]



**Figura 1.8** Isoterma de adsorción de equilibrio para el carbón cargado (Marsden y House, 1992)

#### 1.2.4 PARÁMETROS QUE INFLUYEN EN LA ADSORCIÓN

A continuación se detallan los parámetros físicos y químicos que influyen en el proceso de adsorción de oro y plata.

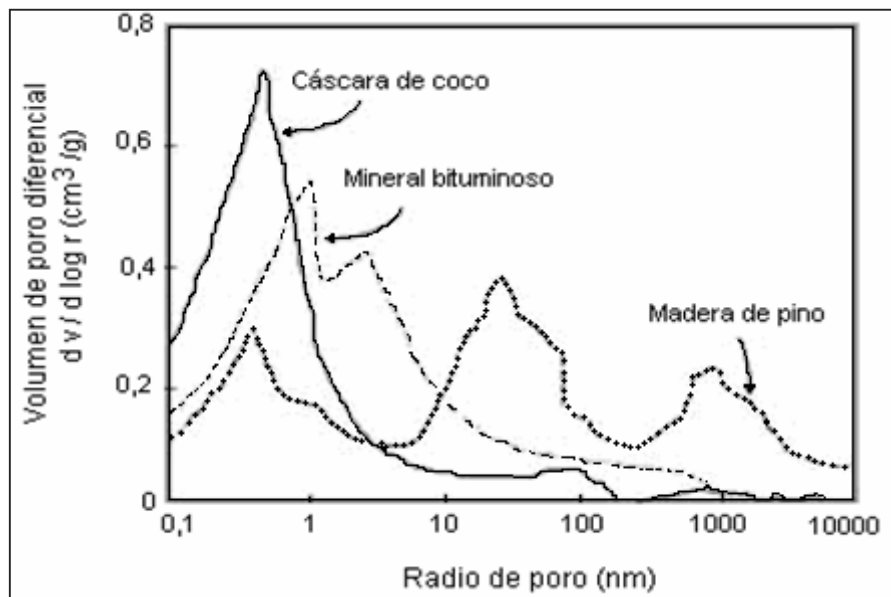
##### 1.2.4.1 Factores Físicos

- **Tipo de carbón**

Tanto la materia prima como el proceso de fabricación, determinan la estructura porosa y la resistencia del carbón activado. En la figura 1.9 se muestra la distribución de tamaños de poro del carbón activado de diferentes materias primas. [Marsden y House, 1992; Golodkov *et al*, 200; Jia *et al*, 1998; Mejía *et al*, 2007]

El desarrollo de una gran superficie porosa interna, favorece la adsorción de las especies cianuradas, pero disminuye la resistencia mecánica del carbón,

causando altas pérdidas por atrición, lo que constituye un factor de gran importancia, debido no solo al consumo de carbón sino a las pérdidas de oro asociadas. [Navarro *et al*, 2009; Golodkov *et al*, 2001; Mejía *et al*, 2007; Yalcin y Arol, 2002]



**Figura 1.9** Tamaño de poro de carbón activado de diferente materia prima (Marsden y House, 1992)

En la tabla 1.3, se presentan las características de carbón activado, 6x12 mallas, procedente de diferentes materias primas, determinadas en el estudio realizado por Valencia (1993).

**Tabla 1.3** Características de carbón activado de diferente materia prima

Marca comercial	Materia prima	Dureza (%)	Índice de Iodo (mg I <sub>2</sub> /mg C.A.)	Capacidad de Carga K (mg Au/g C.A.)
CALGON GRC- 22	Cáscaras de coco	91,6	955	24
NORIT RO-3515	Hulla bituminosa	95,2	890	18
QUIMICARB	Cuesco de palmiste	87,9	525	14

(Valencia, 1993)

El carbón más utilizado para la adsorción de oro en sistemas de adsorción agitada, es el proveniente de cáscara de coco debido principalmente a su capacidad de adsorción y dureza, dichas propiedades se relacionan con la

estructura microporosa, la cual beneficia la adsorción de los complejos cianurados de oro y plata. [Yalcin y Arol, 2002; Marsden y House, 1992; Jía *et al*, 1998; Mejía *et al*, 2007; Navarro *et al*, 2009]

En el estudio realizado por Flores (2010), se desarrolló una tela de carbón activado a partir de tela índigo 100 % algodón, la misma que presenta las siguientes características: deficiente estructura microporosa, (índice de Iodo de 485 mg I<sub>2</sub>/mg tela); estructura fundamentalmente macroporosa (37 UBR), con baja resistencia mecánica (fuerza a la ruptura 0,2 N/cm en trama y urdimbre).

- **Tamaño de partícula**

La disminución del tamaño de partícula acorta la longitud de poro lo que produce un incremento en la velocidad de adsorción. Para la selección del tamaño de partícula se debe considerar los siguientes factores:

- Facilidad de separación del carbón cargado, mediante cribado. En la práctica, ésta operación se efectúa con una abertura de mallas entre 0,7 – 0,8 mm (malla 20).
- Pérdidas por atrición, que se incrementan con la disminución del tamaño de partícula. [Marsden y House, 1992; Yannopoulos, 1991]

- **Agitación**

Le eficiencia de mezcla tiene un efecto importante en la velocidad de adsorción debido a que la agitación permite disminuir el espesor de la capa límite facilitando el transporte de los iones cianurados a la superficie del carbón activado.

- **Sólidos**

El incremento de la densidad de la pulpa disminuye la eficiencia de mezcla, provoca la obstaculización de los poros del carbón por partículas muy finas y reduce la relación solución/carbón. [Marsden y House, 1992; Habashi, 1997]



### 1.2.4.2 Factores Químicos

- **Temperatura**

La adsorción es un proceso exotérmico, el cual provoca un aumento en la temperatura del sistema y la consecuente disminución de la velocidad de adsorción y la capacidad de carga del oro en el carbón activado. [Marsden y House, 1992; Fleming, 1984]

- **Concentración de Cianuro**

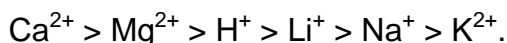
A mayor concentración de cianuro, menor velocidad de adsorción de oro, debido al incremento de la competencia de adsorción de otros complejos cianurados. [Marsden y House, 1992; Fleming, 1984]

- **pH**

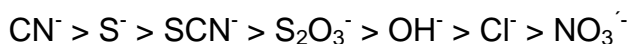
La adsorción de oro se favorece a valores bajos de pH; sin embargo, para evitar la formación de ácido cianhídrico debido a la hidrólisis del cianuro, se trabaja a un pH superior a 10. [Marsden y House, 1992; Fleming, 1984]

- **Presencia de otros iones en solución**

La presencia de iones extraños en solución influye en la adsorción de oro con carbón activado. El incremento en la concentración de cationes complementarios aumenta la velocidad de adsorción, de acuerdo al siguiente orden de preferencia:



La velocidad de adsorción disminuye con el aumento de la concentración de aniones de acuerdo al siguiente orden: [Marsden y House, 1992; Fleming, 1984]



- **Oxígeno disuelto**

El oxígeno en solución oxida al cianuro libre, provocando una disminución de la concentración de cianuro en la solución, lo cual a su vez, produce un incremento en la velocidad de adsorción. ([Marsden y House, 1992; Navarro y Wilkomirski, 1999])

- **Envenenamiento del carbón**

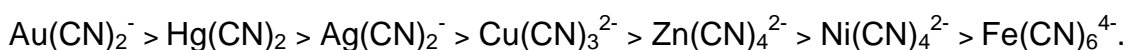
La obstrucción física de los poros del carbón disminuye la eficiencia de la adsorción, y se produce debido a la presencia de materia inorgánica y orgánica en el sistema de adsorción.

Las principales sustancias orgánicas causantes del taponamiento son: sales de sodio y magnesio, silicatos y aluminatos y partículas de hierro. Entre las sustancias orgánicas podemos nombrar: diesel, aceites lubricantes anticongelantes, productos de la descomposición vegetal, como el ácido húmico, reactivos de flotación, coagulantes y otros agentes activadores de superficie. (Marsden y House, 1992)

El bloqueo de los poros del carbón también se puede ocasionar por la presencia de partículas finas del mineral, su efecto no es permanente en sistemas agitados ya que dichas partículas son removidas por el efecto de la agitación. (Jones y Linge, 1989)

- **Adsorción de otras especies cianuradas**

La adsorción de otras especies cianuradas, depende de su concentración en la solución y del pH, su adsorción es indeseable ya que disminuye la actividad del carbón activado y contaminan el producto final. La preferencia del carbón activado en la adsorción de complejos cianurados se da de acuerdo al siguiente orden:



El complejo neutro  $\text{Hg}(\text{CN})_2$ , compite directamente con el complejo cianoauroso, por la adsorción con carbón activado. Generalmente el mercurio se encuentra en muy bajas concentraciones a las cuales no causa un efecto perjudicial en la adsorción de oro. (Marsden y House, 1992)

La adsorción de los complejos cianurados de plata se reduce significativamente a altas concentraciones de cianuro libre debido a la formación de  $\text{Ag}(\text{CN})_3 (\text{H}_2\text{O})_2^-$ , el cual no se adsorbe en el carbón activado, lo que ocasiona la disminución de la concentración de la especie  $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ , la cual se adsorbe preferencialmente en el carbón, es por esto que la velocidad de adsorción de la plata es menor que la del oro, en soluciones con un exceso de iones  $(\text{CN}^-)$  en solución. (Jia *et al*, 1998)

A bajas concentraciones de cianuro y pH bajo, se favorece la formación de la especie  $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ , la misma que se adsorbe fácilmente en el carbón, mientras que a mayor pH y concentración de cianuro existe una mayor concentración de  $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$  y su adsorción en carbón activado es mínima, por lo cual en la práctica se trabaja con un exceso de cianuro y a pH cercanos a 10 para evitar la adsorción de complejos de cobre en el carbón activado. (Marsden y House, 1992)

## **1.2.5 MÉTODOS DE ADSORCIÓN**

Existen tres operaciones en el proceso de adsorción, las cuales se diferencian en el tipo de contacto entre el carbón y la solución cargada, lo cuales se describen a continuación.

### **1.2.5.1 Carbón en Pulpa (CIP)**

En este proceso el carbón está en contacto directo con la pulpa proveniente de la lixiviación, no se requiere la separación sólido-líquido. Es el proceso más aplicado para la extracción industrial de oro, se lleva cabo en tanques agitados mecánica

y/o neumáticamente, lo que facilita el transporte de los complejos cianurados a través de los poros del carbón activado. (de Andrade Lima, 2007)

El tiempo de residencia varía entre 5 a 8 h, durante el que se presenta un alto porcentaje de pérdidas de carbón fino cargado, debido a la atrición, por lo cual se requiere un carbón activado de alta dureza. (Marsden y House, 1992)

#### **1.2.5.2 Carbón en Lixiviación (CIL)**

Es una variante del proceso de Carbón en Pulpa, en el que la lixiviación y la adsorción se producen simultáneamente, es decir que el carbón activado está en contacto con la pulpa desde el inicio de la cianuración.

Esta técnica se aplica en minerales carbonáceos, arcillosos o que contengan componentes que compiten con el carbón por la adsorción de oro. El tiempo de residencia es de aproximadamente 24 h, la velocidad y capacidad de carga son menores y las pérdidas por atrición altas, debido al prolongado tiempo del proceso. [Marsden y House, 1992; De la Torre y Guevara, 2005]

#### **1.2.5.3 Carbón en Columna (CIC)**

Este proceso puede efectuarse en lecho fijo o fluidizado, dependiendo del flujo de la solución cargada a tratarse, la concentración de oro y el método de operación. La adsorción con carbón activado en lecho fluidizado, se aplica en soluciones no clarificadas, la fluidización evita que las partículas de arena taponen el lecho y permite una mejor difusión de las especies cianuradas. (Marsden y House, 1992)

Los lechos empacados son ideales para el tratamiento de soluciones cargadas clarificadas, procedentes de espesadores o de lixiviación en pilas o canchas. El perfil de concentración del carbón aumenta a lo largo del lecho. El encausamiento de la solución, produce una disminución en la eficiencia de adsorción. [Marsden y House, 1992; De la Torre y Guevara, 2005]

## **1.3 DESCRIPCIÓN DE PROCESOS INDUSTRIALES DE CARBÓN EN PULPA**

### **1.3.1 DESCRIPCIÓN GENERAL**

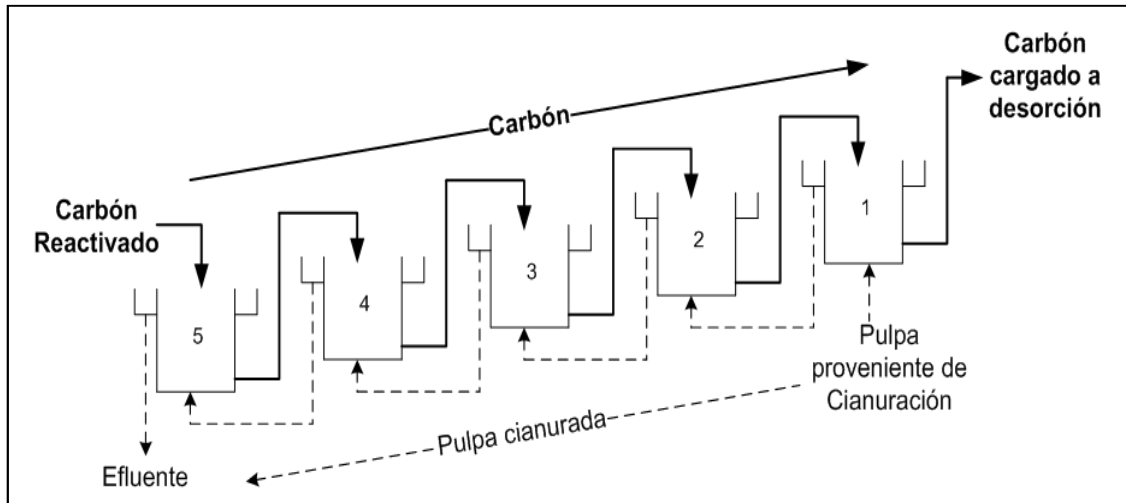
Las condiciones de procesamiento de un mineral se determinan mediante ensayos de laboratorio, ya que dependen de la naturaleza y composición del mismo.

En minerales que presentan un alto contenido de oro grueso, superior a 150  $\mu\text{m}$ , la técnica utilizada es la concentración gravimétrica; en la cual, el concentrado es amalgamado y luego fundido, y el relave de amalgamación, que contiene oro fino, es sometido a cianuración. [Habashi, 1997; Marsden y House, 1992; Stauton, 2005]

El proceso de Carbón en Pulpa es actualmente el más utilizado para la extracción de oro a partir de pulpas cianuradas, mediante el cual se procesan minerales que contienen entre 0,25 a 100 g/t de oro. (Habashi, 1997)

Una vez concluida la cianuración, la pulpa fluye a través de una serie tanques cilíndricos agitados, cuyo número depende del volumen del tanque, la concentración de oro y la cantidad de carbón, comúnmente se utilizan de 4 a 8 tanques. El tiempo de residencia de la pulpa en cada tanque es de aproximadamente una hora y la densidad de la pulpa varía entre 1,3 a 1,45  $\text{g}/\text{cm}^3$  [Habashi, 1997; Marsden y House, 1992]

Generalmente se utiliza la configuración en contracorriente, la misma que se presenta en la figura 1,10. El carbón activado ingresa al último tanque del circuito y se mueve en dirección contraria a la pulpa, la concentración de carbón en cada tanque, es de 15 a 30 g/L, el carbón es retenido por aproximadamente dos días mediante mallas colocadas en cada etapa, las mismas que tiene una abertura ligeramente mayor al tamaño del carbón. (Habashi, 1997)

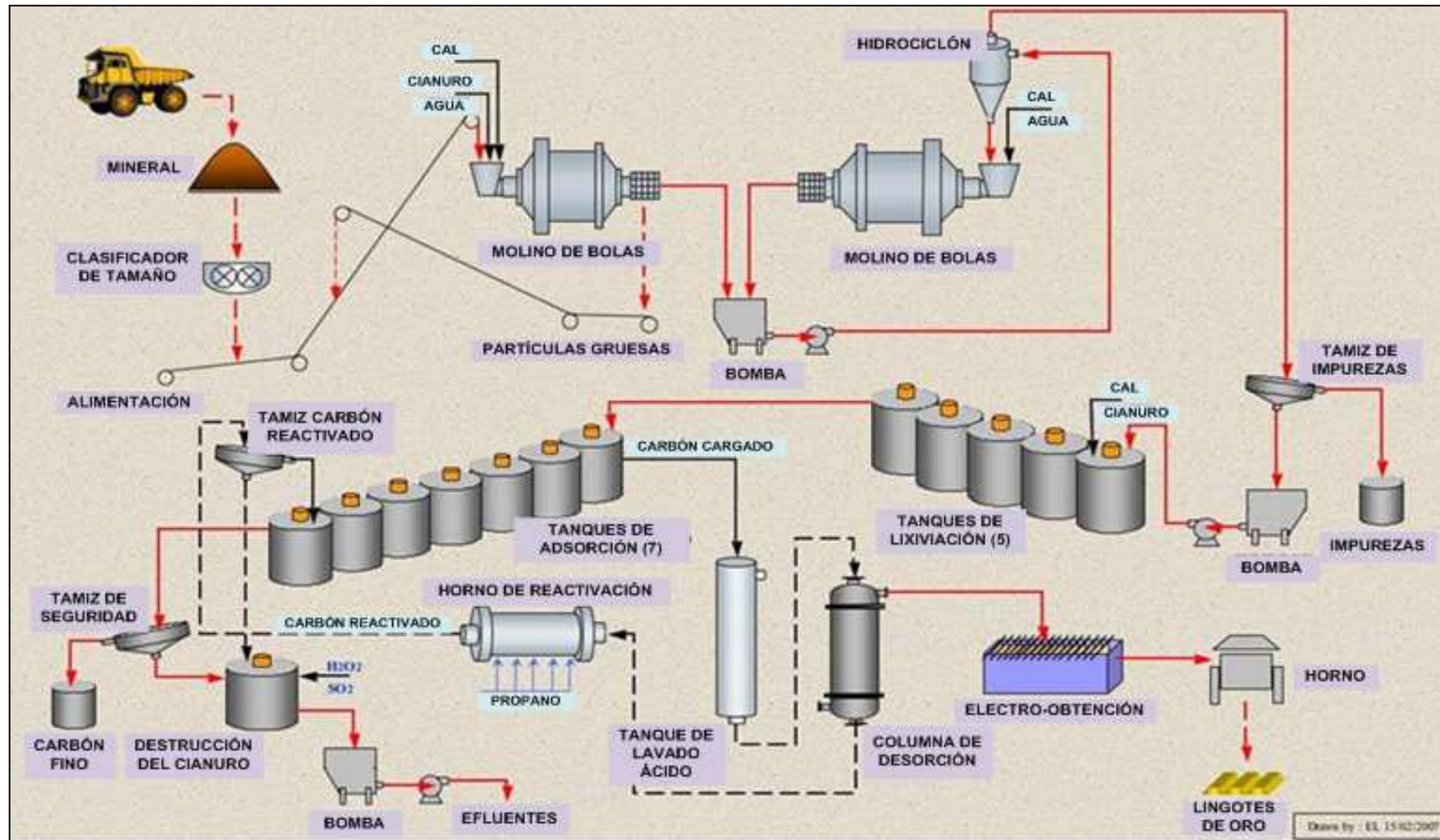


**Figura 1.10** Circuito de adsorción para la recuperación de oro en con carbón activado  
(Marsden y House, 1992)

El tamaño del carbón típicamente utilizado es de 1 a 2 mm (malla 8 a 16), por lo que la abertura común de las mallas es de 0,8 mm (malla 20). La pulpa relave abandona el circuito, en el último tanque, a través de una zaranda en la que se retiene el carbón cargado, el mismo que contiene de 200 a 20.000 g/t de oro. [Habashi, 1997]

El carbón cargado se somete a un proceso de elución o desorción, el mismo que se efectúa con una solución con cianuro y soda cáustica, luego del cual, el carbón es lavado con ácido para remover el carbonato de calcio y se reactiva a alta temperatura en un horno. El eluato es generalmente recuperado por electroobtención. (Habashi, 1997)

El sistema de procesamiento varía de acuerdo a la naturaleza y composición del mineral. En la figura 1.11, se presenta el esquema típico de una planta de procesamiento de minerales auríferos, mediante el sistema de Cianuración-CIP, el cual corresponde al Proyecto Minero Crucitas en San José de Costa Rica. (Habashi, 1997)



**Figura 1.11** Esquema de una planta de CIP. Proyecto Crucitas, San José de Costa Rica  
(Guerrero, J y López, R, 2011)

### 1.3.2 CONSIDERACIONES DEL PROCESO

#### 1.3.2.1 Preparación del carbón activado

A pesar de que el carbón activado granular, tiene un tamaño de partícula especificado por el fabricante, siempre existen pequeñas cantidades de finos, además el carbón proveniente de la fábrica tiene esquinas y bordes los cuales son susceptibles a la atrición, causando altas pérdidas por el carbón fino y el oro adsorbido en esa fracción, por lo que es necesario realizar un proceso de lavado que generalmente se realiza con agitación mecánica vigorosa del carbón en agua, a una concentración de sólidos entre 10 y 20 % durante 0,5 ó 2 h, comúnmente se retira del 1 al 3 % del peso total del carbón como finos, dependiendo del tipo de carbón y de la duración del lavado. El carbón grueso se tamiza a una abertura de malla ligeramente superior a la utilizada en los tanques de adsorción (malla18), de esta manera se separan los finos y se fractura las partes más susceptibles del carbón, con el objetivo de minimizar la producción de carbón fino durante la adsorción. (Marsden y House, 1992)

#### 1.3.2.2 Atrición del carbón activado

El término atrición se emplea para describir el desgaste de la superficie del carbón debido al frotamiento con otra superficie, es la causa más común para la formación de polvo durante el proceso. [Marsden y House, 1992; DeGarmo *et al*, 1994]

El desgaste por fricción y rotura del carbón durante la adsorción, produce pérdidas de carbón y oro, estas pérdidas se producen por la combinación de las siguientes causas:

- Desgaste por fricción entre el carbón y los sólidos de la pulpa
- Desgaste por fricción entre partículas de carbón
- Fricción entre el carbón y las paredes de los tanques de adsorción
- Rotura del carbón debido a la agitación. (Marsden y House, 1992)



Comúnmente se reportan pérdidas por atrición, que varían entre 35 y 100 gramos de carbón activado por tonelada métrica de mena, con un promedio de 50 g/t, las mismas que dependen de las condiciones de operación de cada unidad del proceso. En la tabla 1.4 se muestra la distribución de estas pérdidas correspondientes a cada operación en la que interviene el carbón activado. [Marsden y House, 1992; Laxen *et al*, 1979]

**Tabla 1.4** Distribución de las pérdidas por atrición

<b>Operación</b>	<b>Pérdidas por atrición (%)</b>
CIP	46
Elución	7
Regeneración	47

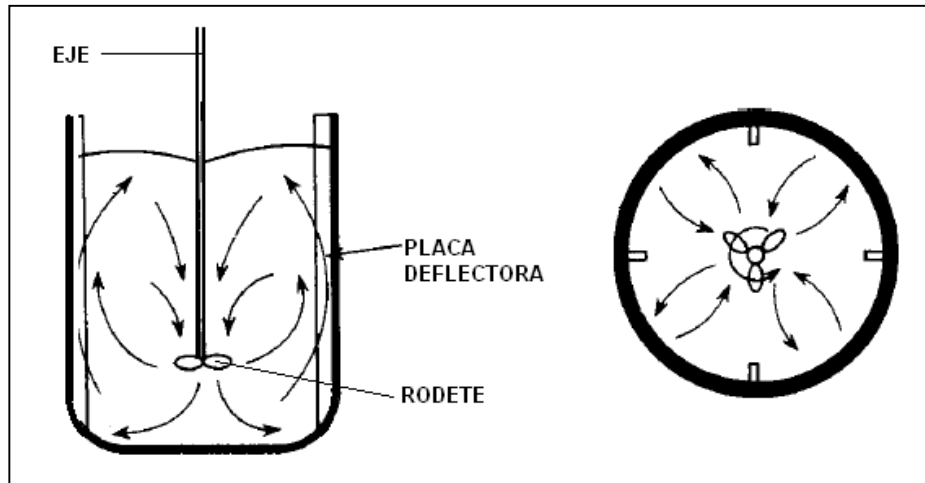
(Marsden y House, 1992)

Se ha estimado que el 41 % de las pérdidas, es decir un promedio de 20,5 g/t, se producen durante el circuito de CIP, ya que solamente el 5 % de carbón fino se recupera con el tamiz de seguridad, colocado a la salida de la pulpa relave. El carbón fino cargado, debido a su tamaño no se puede recuperar y es desechado con la arena relave, ocasionando pérdidas del oro adsorbido en esa fracción.[Marsden y House, 1992; Stauton, 2005]

### 1.3.2.3 Tipo de agitación

La agitación en el sistema de Cianuración-Adsorción con carbón activado, es indispensable ya que estos procesos involucran la transferencia de masa.

En la figura 1.2 se muestran los elementos de un sistema de sistema de agitación típicamente utilizado en los sistemas industriales. El campo de flujo depende del tipo de rodete, naturaleza del fluido y proporciones del tanque. (McCabe, W *et al*, 1991)



**Figura 1.12** Modelo de campo de flujo en un tanque con placa deflectoras y un agitador de turbina instalado centralmente  
(McCabe, W *et al*, 1991)

La velocidad del fluido, en el tanque, tiene tres componentes: axial, longitudinal y tangencial. La componente tangencial de la velocidad provoca la formación de vórtices y remolinos, los cuales se pueden evitar con la instalación de placas deflectoras o un anillo difusor. Industrialmente se trabajan a velocidades de agitación comprendidas entre 20 y 200 rpm. (McCabe, *et al*, 1991)

La agitación mecánica es la principal causa de la producción de carbón fino, en el proceso CIP, debido a que provoca el desgaste del carbón, provocando pérdidas de carbón cargado, por lo cual, generalmente se utiliza agitación mecánica y neumática, la misma que provoca menores pérdidas por atrición y desgaste de los tanques, comparados con sistemas con agitación puramente mecánica. (Habashi, 1997)

### 1.3.3 PROCESO DE CARBÓN EN PULPA EN EL ECUADOR

La aplicación de esta técnica en el Ecuador inició en la década de 1980. En la actualidad existen 50 plantas de beneficio dedicadas a la extracción de oro en el Ecuador de las cuales 19 operan con el sistema de cianuración-CIP. La actividad minera en el Ecuador ha tenido un importante crecimiento en los últimos 10 años,

la misma que se concentra mayoritariamente en el Distrito Minero de Ponce Enríquez. (ARCOM, 2011)

En la tabla 1.5, se detallan las condiciones industriales de operación del proceso de CIP, para la extracción de oro y plata, de diferentes compañías mineras ecuatorianas.

**Tabla 1.5** Condiciones de CIP de empresas mineras ecuatorianas

Empresa	Capacidad (t/día)	Tanques de CIP		Carbón (kg/m <sup>3</sup> )	Tiempo de Residencia (h)	Tipo de Agitación	% sólidos
		No.	Volumen (m <sup>3</sup> )				
*SODIREC	130	5	16	16	6	Neumática	60
SOMILOR	160	7	10	16	6	Neumática	60
**EL CORAZÓN	120	6	22	16	12	Mecánica neumática	35

\*(Vargas, 2010); \*\*\*(Compañía Minera “Agroindustrial El Corazón”, 2011)

### 1.3.3.1 Producción de oro y plata en el Ecuador

En la tabla 1.6 se presenta la producción de oro a partir del año 2000, esta información corresponde a la publicada por la Agencia de Regulación y Control Minero ARCOM.

**Tabla 1.6** Producción de oro en el Ecuador en el periodo 2000-2007

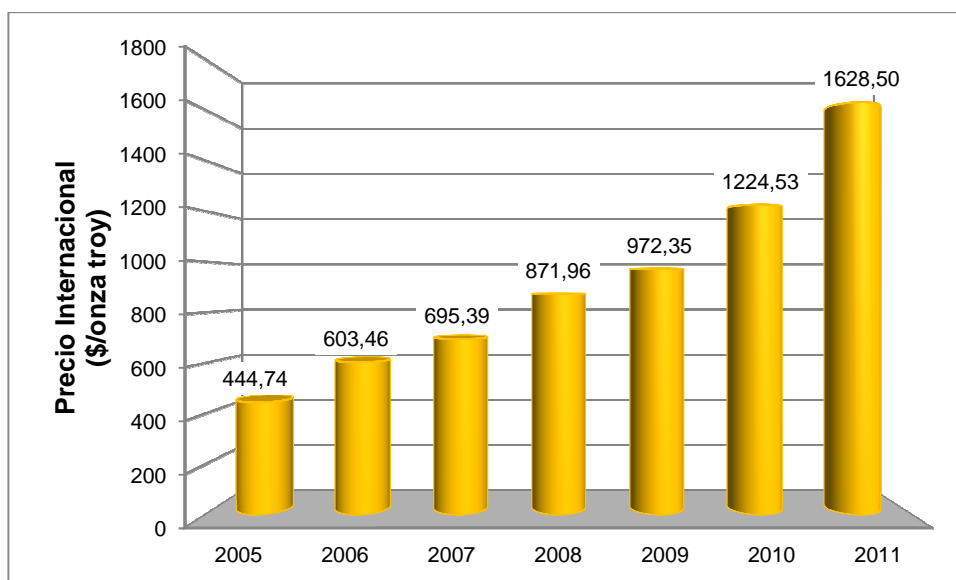
Año	Producción de oro	
	g	onza Troy
2000	2 871 366,97	92 326,91
2001	3 004 980,50	96 623,17
2002	2 749 826,50	88 418,86
2003	4 818 615,82	154 939,41
2004	5 128 159,92	164 892,60
2005	5 337 675,07	171 629,42
2006	5 168 200,35	166 180,07
2007	4 587 711,58	147 514,84

(ARCOM, 2007)

La producción de oro en el Ecuador tiene un importante crecimiento a partir del año 2003; sin embargo, se produce una ligera disminución en los dos últimos años, llegando a una producción de 147 514,84 onzas Troy, para el año 2007. (ARCOM, 2011)

El precio internacional del oro, presenta un crecimiento vertiginoso, como se puede ver en la figura 1.13, en la que se aprecia una clara tendencia al alza, lo cual es beneficioso para el desarrollo del sector minero.

El precio consultado el 29 de julio del presente año, es de 1 628,50 \$/onza troy de oro, mientras que el correspondiente a la plata es de 39,63 \$/onza troy.



**Figura 1.13** Precio internacional del oro en el periodo 2005-2011  
[Banco Central del Ecuador, 2011; Kitco, 2011]

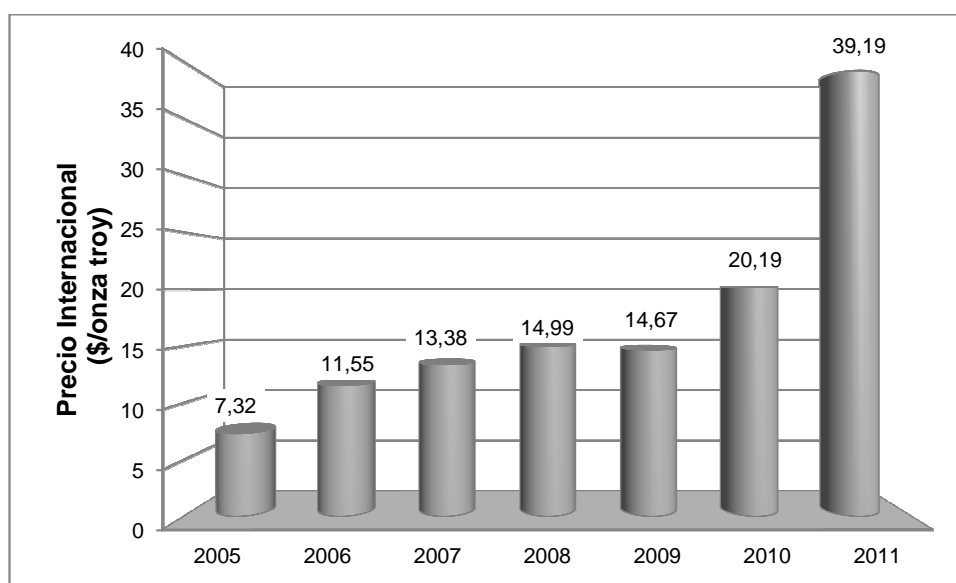
En la tabla 1.7 se presenta la producción de plata para el periodo 2002-2007, esta información corresponde a la publicada por la Agencia de Regulación y Control Minero ARCOM.

**Tabla 1.7** Producción de plata en el Ecuador en el periodo 2002-2007

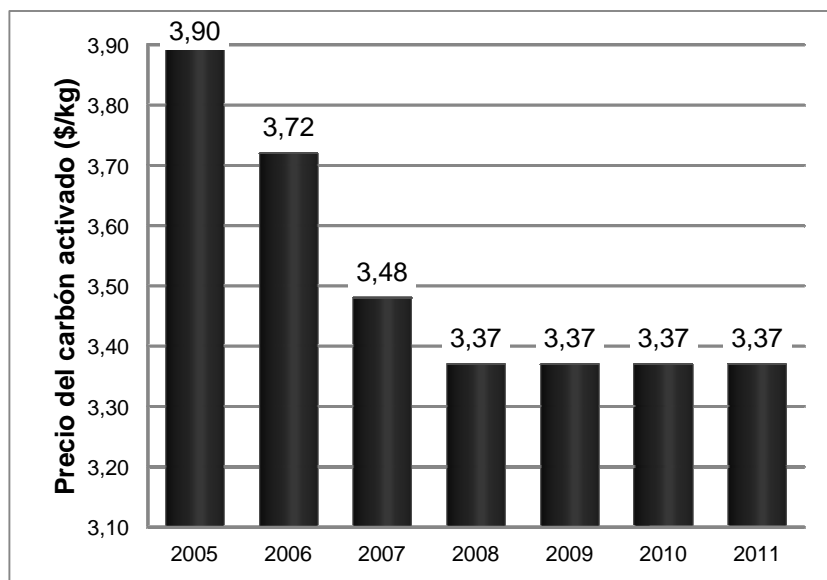
Año	Producción de plata	
	g	onza Troy
2002	96 341,50	3 098,00
2004	37 .959,35	1 960,00
2005	283 200,00	9 106,00
2006	158 828,05	5 107,00
2007	448 964,00	14 436,00

(ARCOM, 2007)

La producción de plata es independiente y notablemente inferior a la correspondiente al oro, al igual que su precio, como se puede ver en la tabla 1.7 y en la figura 1.14, por lo cual, las condiciones de operación para la explotación se realizan en base a la recuperación de oro, debido a la importancia económica del este frente a la plata. [Banco Central del Ecuador, 2011; Kitco, 2011]

**Figura 1.14** Precio internacional de la plata en el periodo 2005-2011 (Kitco, 2011)

El Carbón más utilizado en la industria minera ecuatoriana es Calgon GRC-22, granulometría 6x12, de fabricación Tailandesa. En la figura 1.15 se muestra la variación del precio del carbón activado en el mercado nacional durante los últimos seis años. (Agroindustrial El Corazón, 2011)



**Figura 1.15** Precio del Carbón Activado CALGON 6x12 en el periodo 2005-2011  
(Agroindustrial El Corazón, 2011)

Debido a la producción de aceite de palma africana en el Ecuador, se tiene una creciente producción de carbón activado de cuesco de palmiste, cuyo valor actual es de 1 \$/kg. Este tipo de carbón se emplea en procesos de baja exposición a la atrición, debido a sus características físicas, expuestas en la tabla 1.3. [Alvarez, 2011; De la Torre y Guevara, 2005].

## 2 METODOLOGÍA

Para evaluar la influencia del método IAC en la adsorción de oro y plata, se trabajó con una muestra de mineral aurífero de la Zona de Pacto, Noroccidente de Pichincha, la misma que se sometió a una caracterización física, química y mineralógica.

Con la finalidad de determinar las condiciones que permitan la mayor disolución de oro y plata del mineral, se estudió el comportamiento del mismo, bajo las siguientes variables: tamaño de partícula del mineral, porcentaje de sólidos, pH, concentración de cianuro, y tiempo de agitación. Dichos ensayos se efectuaron a escala de laboratorio, y en cada uno de ellos se determinó la concentración de oro y plata, el consumo de cianuro, y el control del pH de la pulpa.

Como parte del proceso de extracción de oro y plata, se realizaron ensayos de adsorción con el método de CIP, con el objetivo de determinar las condiciones que maximicen la adsorción de oro y plata, empleando carbón activado de cuesco de palmiste. Se estudió la cinética de adsorción bajo los siguientes parámetros: granulometría y cantidad de carbón y tiempo de adsorción. En cada ensayo se determinó la cinética de adsorción y la pérdida de carbón oro y plata en finos.

A partir de los parámetros determinados para el sistema de CIP se realizaron ensayos de IAC, para lo cual, se evaluaron 5 diseños de mallas contenedoras de carbón activado, con el objetivo de obtener un diseño de lechos de carbón activado que permita: maximizar la cinética de adsorción de oro y plata, minimizar la atrición del carbón y facilitar la evacuación de la arena. En cada ensayo se determinó la cinética de adsorción, la cantidad de oro y plata adsorbidos y la cantidad de carbón activado fino producido en el proceso de adsorción.

Una vez determinado el diseño que cumpla con los requerimientos antes expuestos, se realizó una prueba de carbón inmovilizado en lixiviación, que consiste en introducir las mallas con carbón activado desde el inicio de la

cianuración, con el se evaluó la cinética de adsorción y la producción de carbón fino en 48 h del proceso simultáneo de cianuración y adsorción.

Para determinar la producción de carbón fino en función del tiempo de adsorción se realizó ensayos de laboratorio paralelos de IAC y CIP, a idénticas condiciones en los que se determinó la cantidad de carbón fino producido y el oro y plata adsorbidos a 2, 6, 18 y 24 h del proceso.

Adicionalmente se realizaron dos pruebas paralelas, con carbón procedente de cáscara de coco, utilizado en la industria minera, las cuales, efectuaron con los métodos de IAC y CIP respectivamente, bajo las respectivas condiciones determinadas anteriormente.

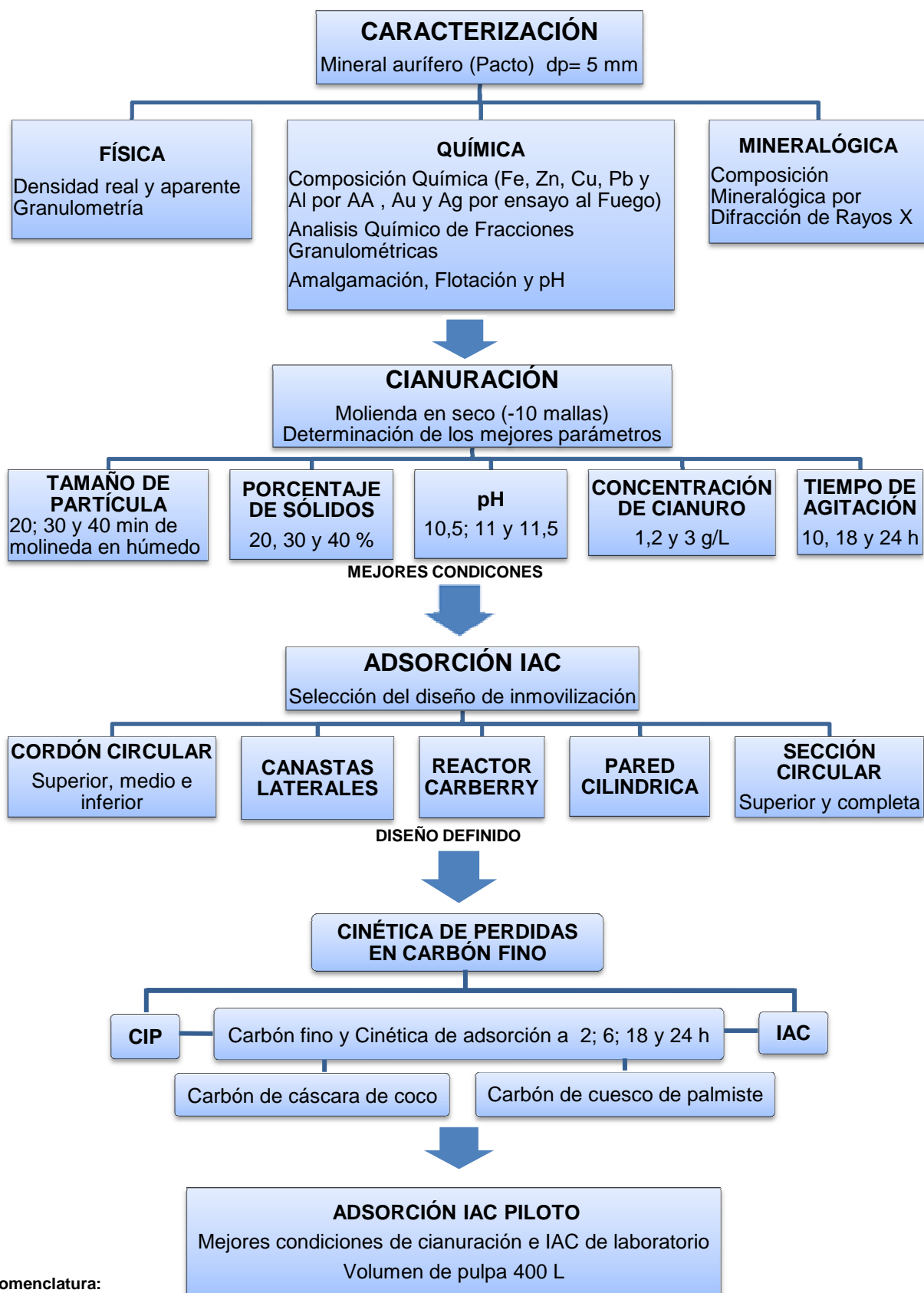
En cada ensayo se determinó la cinética de adsorción y la pérdida de carbón fino, los resultados que se obtuvieron fueron comparados con los obtenidos con el carbón de cuesco de plamiste, para determinar la posibilidad del uso industrial del mismo, para la adsorción de oro y plata mediante el método de IAC.

Se realizó una prueba empleando el método IAC a escala de planta piloto, en un tanque de 500 L de capacidad con agitación mecánica, empleando el diseño y los parámetros definidos a nivel de laboratorio, con el que se evaluó la aplicabilidad de los mismos a mayores volúmenes y proyectarlos a escala industrial.

Finalmente se realizó un análisis económico comparativo entre la adsorción con el método de CIP y el método propuesto IAC, considerando la pérdida de oro y plata en el carbón fino, para determinar la viabilidad de la propuesta, que presenta este estudio.

A continuación se presenta el diagrama esquemático del procedimiento experimental, seguido en el presente trabajo.





**Figura 2.1** Diagrama esquemático del procedimiento experimental

## **2.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL AURÍFERO**

El mineral analizado proviene de Pacto, Noroccidente de Pichincha. Para la realización del presente trabajo, se cuenta con un stock de 5 toneladas del material de tamaño menor a 5 mm, a partir del cual se realizó un muestreo, para una posterior disminución de tamaño utilizando un molino de rodillos, hasta obtener una fracción 100 % menor a 1,7 mm (malla 10).

### **2.1.1 CARACTERIZACIÓN FÍSICA**

Para la caracterización física del mineral, se determinaron propiedades como: densidad real, aparente y análisis granulométrico del mineral de Pacto.

La densidad real de la pulpa se determinó mediante el principio del volumen desalojado en un picnómetro, mientras que para la densidad aparente, se estableció la relación peso-volumen, registrando el peso del mineral en una probeta graduada.

Se realizó un análisis granulométrico de la muestra inicial, utilizando una torre de tamices USA Standard Testing Sieve, para determinar la distribución de las partículas del mineral en función de su tamaño.

### **2.1.2 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA**

Para la caracterización química de este mineral se determinó: el pH, la composición química, análisis de fracciones granulométricas, recuperación de oro por amalgamación y flotación, los cuales se detallan a continuación.

### **2.1.2.1 Determinación del pH de la pulpa**

El pH de la pulpa se determinó a través de medición directa, con un pHmetro marca ORIÓN modelo 611, con una concentración de sólidos del 33 % del mineral pulverizado.

### **2.1.2.2 Determinación de la composición química del mineral**

Para determinar la composición química del mineral, fue necesaria una disgregación ácida (empleando:  $\text{HNO}_3$ , HF y HCl), con el objeto de obtener una muestra líquida para determinar la concentración de Cu, Zn, Fe, Pb y Al, mediante espectrofotometría de absorción atómica, en el equipo Perkin Elmer A-Analyst 300.

La disgregación ácida se efectuó de la siguiente manera:

- Se pesó 200 mg de la muestra pulverizada.
- Se colocó en un reactor de teflón.
- Se agregó 3 mL de  $\text{HNO}_3$  y 3 mL de HF grado analítico.
- Se cerró el reactor y se introdujo en un microondas a la mitad de su potencia por un tiempo de 2,5 minutos.
- Se enfrió a  $-4\text{ }^\circ\text{C}$  por 15 minutos.
- Se añadió 5 mL de HCl analítico.
- Se cerró el reactor y se introdujo nuevamente al microondas a idénticas condiciones.
- Se enfrió y se colocó la muestra en un matraz.
- Se aforó a 100 mL.
- Se analizó la solución, para determinar la concentración de los elementos de interés.

El contenido de Au y Ag del mineral se determinó mediante la técnica de ensayo al fuego, empleando 30 g del mineral pulverizado.

Se realizó un pretratamiento de tostación oxidante, de la muestra, el mismo que consiste en colocar la muestra pulverizada, en un plato cerámico e introducirlo en una mufla eléctrica, marca SEPOR, de cámara interna de 24x24x26 cm, que cuenta con un sistema de control de temperatura y un orificio frontal en la puerta para el ingreso de aire, en la cual se eleva la temperatura gradualmente hasta 800 °C, durante dos horas, con el objetivo de oxidar los compuestos sulfurados que contenga el mineral.

El método de ensayo al fuego consiste en fundir una mezcla sólida, a elevada temperatura, compuesta por la muestra y una carga fundente, la misma que permite obtener una mezcla líquida, que al enfriarse, forma dos fases: una llamada escoria constituida mayoritariamente por óxidos, silicatos, boratos y carbonatos, y la segunda fase metálica formada principalmente por plomo, que colecta los metales preciosos de interés, oro y plata, estas fases se pueden separar fácilmente por gravedad debido a la diferencia de densidades. La fase metálica, también conocida como régulo de plomo, se coloca en una copela de magnesita a 960 °C, en la que el plomo metálico es oxidado y absorbido, quedando en la superficie un doré, que es una aleación de oro y plata. (Mine-Engineer.Com, 2011)

Para la fusión, se utilizó una mufla eléctrica marca SEPOR de cámara interna de 24x24x26 cm, que cuenta con un sistema de control de temperatura SI/NO, con una banda diferencial de  $\pm 10$  °C y un orificio frontal en la puerta para el ingreso de aire. Esta operación se efectúa a 900 °C durante aproximadamente una hora.

A continuación se detalla el procedimiento seguido para el ensayo al fuego:

- Se pesó una muestra de 30 g del mineral que posteriormente fue pulverizada y tostada.
- Se homogenizó la muestra tostada con la carga fundente y se colocó en un crisol de arcilla. En la tabla 2.1 se presenta la carga fundente empleada para la fusión de la muestra del mineral original.

- Se colocó el crisol en la mufla eléctrica y se fundió a 900 °C durante una hora aproximadamente.

**Tabla 2.1** Carga fundente utilizada para la fusión del mineral original

Reactivo	Peso (g)
Bórax	30
Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	45
PbO	40
C	2

- Se retiró el crisol de la mufla y se vertió la mezcla fundida en una lingotera cónica metálica, para la separación de las fases por gravedad.
- Una vez fría se extrajo la muestra de la lingotera y se separó la escoria de parte metálica conocida también como régulo de plomo.
- Se eliminó todo el residuo de escoria presente en el régulo con un martillo.
- Se colocó el régulo en una copela precalentada a 960 °C por 30 minutos.
- Se colocó la copela en la mufla eléctrica, cuyo set point se fijó en 960 °C.
- Terminada la copelación, se retiró y enfrió la copela.
- Se pesó el doré obtenido, en una balanza de 0,00001 g de precisión marca SARTORIOUS RESERCH de 10 g de capacidad.
- Se colocó el doré, en un tubo de ensayo para realizar una disgregación ácida con 3 mL de HNO<sub>3</sub> grado técnico y agua, en relación 1:1, calentado a baño maría durante 45 minutos, para solubilizar la plata y separar el oro de la aleación.
- Se lavó el precipitado con agua destilada hasta eliminar completamente el AgNO<sub>3</sub> formado en la disgregación.
- Para determinar el contenido de oro, se disgregó el precipitado, con 1 mL de agua regia y se aforó a 10 mL.
- El contenido de oro y plata, se analizó por espectrofotometría de Absorción Atómica.

Cuando el contenido de oro en el doré es mayor al 25 %, el doré no es atacado por el HNO<sub>3</sub> durante la disgregación, por lo tanto es necesario realizar una

encuartación que consiste en agregar la cantidad de plata necesaria para asegurar que el contenido de ésta en el doré sea mayor al 75% y se pueda realizar la disgregación.

A continuación se detalla el procedimiento seguido para el proceso de encuartación:

- Se lava el doré repetidas veces, con agua destilada, hasta eliminar los residuos de  $\text{HNO}_3$ .
- Se coloca el doré en un crisol de porcelana y se seca en una estufa.
- Se coloca el doré en una copela previamente calentada a  $960\text{ }^\circ\text{C}$  por 30 minutos junto con una cantidad de plata metálica, correspondiente al triple del peso del doré y una lámina de plomo metálico.
- Se coloca la copela en la mufla eléctrica a  $960\text{ }^\circ\text{C}$  para su copelación.
- Una vez obtenido el doré se realiza el procedimiento anteriormente detallado de disgregación, lavado y disolución con agua regia.

### **2.1.2.3 Análisis Químico de Fracciones Granulométricas**

Se realizó este análisis para determinar la distribución de Au y Ag en función del tamaño de partícula del mineral.

Para lo cual se pesó una muestra de 2 kg de mineral, que se sometió a molienda en húmedo en un molino de bolas, con una carga de 11 kg de bolas de fundición de hierro. La molienda se efectuó con un porcentaje de sólidos de 62.5 % durante 30 minutos.

Se separó en dos fracciones, la pulpa obtenida del proceso de molienda, mediante deslamado, con un tamiz normalizado malla 270, de manera que la menor a este tamaño se considera como fracción de finos. Las fracciones se secaron en una estufa a  $110\text{ }^\circ\text{C}$ ,

La fracción de tamaño de partícula superior a 270 mallas se subdividió, empleando una torre de tamices normalizados USA Standard Testing Sieve y un sistema de agitación ROT-TAP, con capacidad para 7 tamices y un fondo. En la tabla 2.2 se presentan las mallas empleadas para este análisis.

**Tabla 2.2** Tamices empleados para el análisis químico de fracciones granulométricas

<b>Malla No.</b>	<b>Abertura del Tamiz (µm)</b>
16	1 180
20	840
60	250
100	150
150	106
200	74
270	54
-270	-54

De cada fracción obtenida y homogenizada, se tomó una muestra de 30 g, la misma que tostó y se determinó el contenido de oro y plata siguiendo la técnica de ensayo al fuego, que se detalló en la sección 2.1.2.1, empleando la dosificación de la carga fundente presentada en la tabla 2.1.

#### **2.1.2.4 Determinación de oro amalgamable**

Se utilizó el mecanismo de amalgamación para determinar la cantidad de oro que se puede formar una amalgama con el mercurio, de esta manera sabemos la cantidad de oro que se puede recuperar mediante amalgamación.

Para determinar la cantidad de oro libre se siguió el procedimiento que se detalla a continuación:

- Se pesó 2 kg de mineral.

- Se efectuó la molienda en el molino de bolas al 62,5 % de sólidos por 30 minutos.
- Se añadió agua hasta obtener una concentración de sólidos del 33 %.
- Se realizó una concentración gravimétrica, en una mesa tipo Wilfley, la misma que a través de movimiento longitudinal produce la separación de las partículas de acuerdo a su densidad.
- Se obtuvieron dos fracciones; la ganga, principalmente constituido por  $\text{SiO}_2$  y un concentrado que contiene los metales de interés.
- Se recogió el concentrado en un platón de amalgamación.
- Se lavó con 2 g de Mercurio agua y unas gotas de detergente hasta conseguir una amalgama oro-mercurio.
- Se recogió la amalgama en un tubo de ensayo.
- Se añadió  $\text{HNO}_3$ , para solubilizar el mercurio.
- Una vez concluida la reacción se lavó con agua hasta eliminar el nitrato de mercurio.
- Se obtuvo un precipitado de oro, el mismo que se secó en una estufa eléctrica.
- Se calcinó en una mufla eléctrica a 900 °C por 5 minutos.
- Se pesó el oro obtenido, en una balanza de 0,00001 g de precisión marca SARTORIOUS RESERCH de 10 g de capacidad.

#### **2.1.2.5 Determinación de la recuperación por flotación.**

La flotación es una técnica de concentración de los metales preciosos, que aprovecha las características hidrofóbicas de ciertos componentes del mineral. Se basa en la adhesión las partículas hidrofóbicas en burbujas de aire, las mismas que las transportan hacia la superficie, en donde son recolectadas y recuperadas como concentrado, logrando así la separación de las partículas hidrofílicas, que constituyen el relave de flotación. Generalmente se utilizan reactivos químicos como coadyuvantes en el proceso.



Se realizó una prueba de flotación, con el objetivo de determinar la recuperación de oro y plata mediante este proceso de concentración cuyo procedimiento, se presenta en el Anexo II.

### **2.1.3 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA**

La determinación de la composición mineralógica se realizó mediante un análisis de difracción de rayos X con el difractómetro D8 ADVANCE, de una muestra del mineral pulverizado. Este equipo cualifica y cuantifica, mediante el programa Diffrac plus, los compuestos de cristalinidad definida, con un límite de detección del 1 %.

## **2.2 ENSAYOS DE CIANURACIÓN**

Una vez caracterizado el mineral, se realizaron ensayos de cianuración con el objetivo de definir los mejores parámetros para este proceso, que permitan la mayor recuperación de oro y plata, los mismos que se realizaron a escala de laboratorio en sistema batch, con 2 kg de mineral en un recipiente de 5 L de capacidad con agitación mecánica constante, a temperatura ambiente.

Se realizó un ensayo inicial, a partir de la cual se definieron las condiciones de operación, basado en ensayos experimentales previos, recomendadas para la recuperación de Au y Ag de este mineral aurífero por cianuración.

Todos los ensayos de cianuración se llevaron a cabo siguiendo el procedimiento detallado a continuación:

- Se pesó 2 kg de mineral.
- Se efectuó la molienda en el molino de bolas a una concentración de 62,5 % de sólidos, durante el tiempo estipulado para cada ensayo.

- Se colocó la pulpa en un recipiente de 5 L de capacidad, añadiendo la cantidad de agua necesaria para alcanzar el porcentaje de sólidos deseado.
- Se acondicionó la pulpa, con agitación mecánica a 500 rpm, y la adición de cal hasta alcanzar un pH de 10,5.
- Se inició la cianuración con la adición de la cantidad prevista de NaCN.
- Se efectuó un control periódico del pH de la pulpa, el mismo que debe mantenerse constante en un valor de 10,5.
- Se tomaron 2 alícuotas de 25 mL de la pulpa a 0,5, 1, 2, 4, 20 y 24 h de iniciado el proceso.
- Se filtró cada alícuota, con papel filtro, en un embudo.
- Una de las alícuotas se tituló con  $\text{AgNO}_3$ , de concentración 4,33 g/L, empleando KI al 10 % como indicador, hasta que la solución se torne turbia.
- Se registró el gasto de  $\text{AgNO}_3$ , y se determinó la concentración de cianuro libre, como se indica en el Anexo IV.
- El consumo de cianuro, se determinó mediante la resta de la cantidad inicialmente añadida y el cianuro libre.
- Se añadió la cantidad de cianuro correspondiente al consumido en la reacción, para mantener constante la concentración de cianuro durante el proceso.
- La segunda alícuota se recolectó en un frasco de vidrio para la determinación de la concentración de Au y Ag mediante un análisis de Absorción Atómica.
- Se añadió 50 mL de agua para reponer el volumen de las alícuotas.
- Concluido el tiempo de agitación, se separó la solución cargada de la arena utilizando un filtro prensa, para separar la arena relave de la solución cargada.
- Se realizó un lavado a la arena con 1 L de agua.
- Se midió el volumen del agua de lavado.
- Se tomó una alícuota de 25 mL de la solución de lavado para determinar la concentración de oro y plata, mediante un análisis de Absorción Atómica.
- Se secó la arena húmeda en una estufa eléctrica a 110 °C.
- Una vez seca, se homogenizó y se tomó una muestra representativa de 30 g, mediante muestreo.

- Se realizó un ensayo al fuego, para conocer el contenido de oro y plata residual, con la carga fundente de la tabla 2.3 y siguiendo el procedimiento indicado en la sección 2.1.2.1.

**Tabla 2.3** Carga fundente utilizada para la fusión de la arena relave de cianuración

Reactivo	Peso (g)
Bórax	30
Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	50
PbO	40
C	3

### 2.2.1 TAMAÑO DE PARTÍCULA

El primer parámetro que se fijó fue el tamaño de partícula del mineral, el mismo que depende del tiempo de molienda, por lo que se efectuó el ensayo a 3 diferentes tiempos 20, 30 y 40 minutos, para determinar el tiempo en el que se tenga un tamaño de partícula que permita la mayor recuperación de Au y Ag. Para determinar el tamaño de partícula del mineral a los diferentes tiempos de molienda analizados, se tomó una muestra de 200 g de la arena relave seca obtenida en el proceso de cianuración, se realizó un análisis granulométrico utilizando los tamices normalizados, que se muestran en la tabla 2.4, y se registró el peso de cada fracción, para la determinación del d<sub>80</sub> del mineral.

**Tabla 2.4** Tamices normalizados utilizados para el análisis granulométrico del mineral de Pacto a diferentes tiempos de molienda.

Malla No.	Abertura del Tamiz (µm)
50	297
80	172
150	105
200	74
270	54
-270	-54

### **2.2.2 PORCENTAJE DE SÓLIDOS**

Una vez fijado el tamaño de partícula, se efectuaron tres ensayos de cianuración a 20, 33 y 40 % de sólidos, de los cuales se seleccionó el que presentó la mayor recuperación de los metales de interés, la misma que depende de la eficiencia de mezcla y la cantidad de mineral en el sistema.

### **2.2.3 pH**

Debido a que la concentración de cianuro libre en solución depende del pH de la pulpa, es necesario establecer el valor de este parámetro que permita la mayor recuperación de oro y plata, minimizando las pérdidas de cianuro por la formación de ácido cianhídrico. Para la definición de éste parámetro se realizaron ensayos a pH de 10, 10,5 y 11.

### **2.2.4 CONCENTRACIÓN DE CIANURO**

Seguidamente, se realizaron ensayos de cianuración a concentraciones de cianuro de: 1, 2 y 3 g/L., para establecer la concentración que garantice la disolución de oro y plata y minimice las reacciones de competencia por el cianuro, lo cual se evidencia en el porcentaje de recuperación de los metales de interés en el presente trabajo.

### **2.2.5 TIEMPO DE AGITACIÓN**

Se estableció el tiempo de residencia de la pulpa en el proceso de cianuración, en base al porcentaje de recuperación de oro y plata, para lo cual se realizaron ensayos a tres diferentes tiempos: 10, 18 y 24 h.

Con la definición de éste parámetro se determinan las mejores condiciones del proceso, que maximicen la recuperación de oro y plata a partir del mineral aurífero de Pacto.

### **2.3 ENSAYOS DE ADSORCIÓN CON CARBÓN EN PULPA**

Una vez determinadas las mejores condiciones del proceso de cianuración, se evaluó una a una las variables de influencia en la adsorción del oro disuelto en carbón activado, para establecer las condiciones que permitan la mayor recuperación, dichas variables son: cantidad, granulometría del carbón activado y tiempo de agitación.

Para los ensayos de adsorción, se empleó carbón activado procedente de cuesco de palmiste Quimicarb con índice de Iodo de 487 mg I<sub>2</sub>/mg C.A. el mismo que fue sometido a un proceso de pre-atrición, que consiste en el lavado del mismo con agua bajo agitación mecánica a 800 rpm durante 1 h, para eliminar el carbón fino y finalmente el secado en una estufa a 110 °C.

Se realizó un ensayo inicial, de Carbón en Pulpa, de acuerdo a las recomendaciones técnicas basadas en ensayos preliminares con el mineral de Pacto.

Los ensayos se iniciaron con un proceso de cianuración a las condiciones anteriormente determinadas, siguiendo el procedimiento descrito en la sección 2.2. Inmediatamente concluido el tiempo de cianuración se inicia el proceso de adsorción, siguiendo el procedimiento que se detalla a continuación:

- Se agregó carbón activado, directamente en la pulpa cianurada, manteniendo la velocidad de agitación durante el tiempo estipulado.
- Se tomó una alícuota de 25 mL de la pulpa.
- Se filtró la alícuota para la determinación de oro y plata residuales en la solución a 0,5, 1, 2, 4, 10 y 24 h de iniciado el proceso.

- Se añadió 25 mL de agua para reponer el volumen de la alícuota.
- Se realizó un control del pH en cada medición.
- Una vez concluido el tiempo de adsorción, se separó el carbón activado de la pulpa, utilizando un tamiz normalizado malla 20.
- El carbón cargado, se secó en una mufla eléctrica a 110 °C.
- Se colocó en un plato de arcilla y se introdujo en la mufla eléctrica a 960 °C para el proceso de calcinación.
- Una vez calcinado el carbón, se analizaron las cenizas, mediante ensayo al fuego para la determinación del contenido de oro y plata, con la dosificación de la carga fundente presentada en la tabla 2.5 y siguiendo el procedimiento de la sección 2.1.2.1.
- De manera similar que en los ensayos de cianuración se separa la arena de la solución clara para su posterior análisis mediante ensayo al fuego con la carga fundente de la tabla 2.3 y siguiendo el procedimiento de la sección 2.1.2.1.

**Tabla 2.5** Carga fundente utilizada para la fusión de las cenizas de carbón activado

<b>Reactivo</b>	<b>Peso (g)</b>
Bórax	25
Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	22
PbO	30
C	2
SiO <sub>2</sub>	15

### 2.3.1 GRANULOMETRÍA DEL CARBÓN ACTIVADO

Se trabajó a 3 diferentes granulometrías del carbón activado: 4x8, 8x20 y 6x10 mallas con el objeto de determinar el tamaño de partícula que permita el mayor porcentaje de adsorción de oro y plata, menor porcentaje de pérdidas por atrición y facilidad de separación de la pulpa.

### **2.3.2 CANTIDAD DE CARBÓN ACTIVADO**

Se estableció la cantidad de carbón activado adecuada para la adsorción de los complejos cianurados de oro y plata presentes en la pulpa cianurada, en base al porcentaje de adsorción obtenido en los ensayos de adsorción efectuados con 20, 50 y 70 g de carbón activado.

### **2.3.3 TIEMPO DE AGITACIÓN**

Con el objetivo de determinar el tiempo de contacto entre la pulpa cianurada y el carbón activado en el tanque agitado, se ensayó a 10, 18 y 24 h del proceso, a partir de cinética de los mismos se estableció el tiempo, por encima del cual, el incremento del porcentaje de adsorción no es representativo.

Con la determinación experimental de estos parámetros se establecen las mejores condiciones de adsorción con carbón en pulpa, para el mineral de Pacto.

## **2.4 ENSAYOS DE ADSORCIÓN CON CARBÓN ACTIVADO INMOVILIZADO**

El método de adsorción con carbón activado inmovilizado (IAC), consiste en colocar lechos de carbón activado, contenido en mallas, colocadas en la pulpa cianurada.

### **2.4.1 DISEÑO DE LECHOS DE CARBÓN ACTIVADO CONTENIDO EN MALLAS**

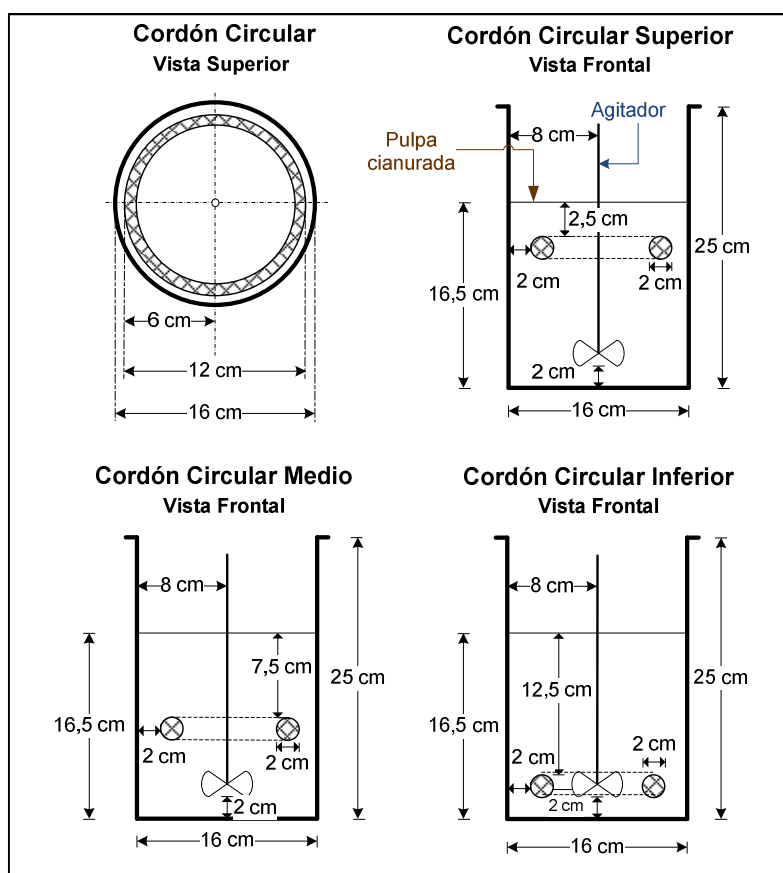
Como primer paso para el desarrollo del método de adsorción IAC, se diseñaron cinco modelos de mallas contenedoras de carbón activado: cordón circular,

canastas laterales, reactor Carberry, pared y sección cilíndrica, en los cuales se varió su posición dentro del tanque agitado.

Para la evaluación de estos diseños, se realizaron ensayos de adsorción, de cada uno de ellos, en los que se evaluó la cinética de adsorción y la pérdida de carbón fino, bajo los parámetros determinados para la adsorción con Carbón en Pulpa y siguiendo el procedimiento descrito en la sección 2.3. A continuación, se describen los diseños de inmovilización del carbón evaluados en el presente trabajo.

#### 2.4.1.1 Cordón circular

En el esquema de la figura 2.2, se muestra las dimensiones y la disposición del cordón circular en cada ensayo.



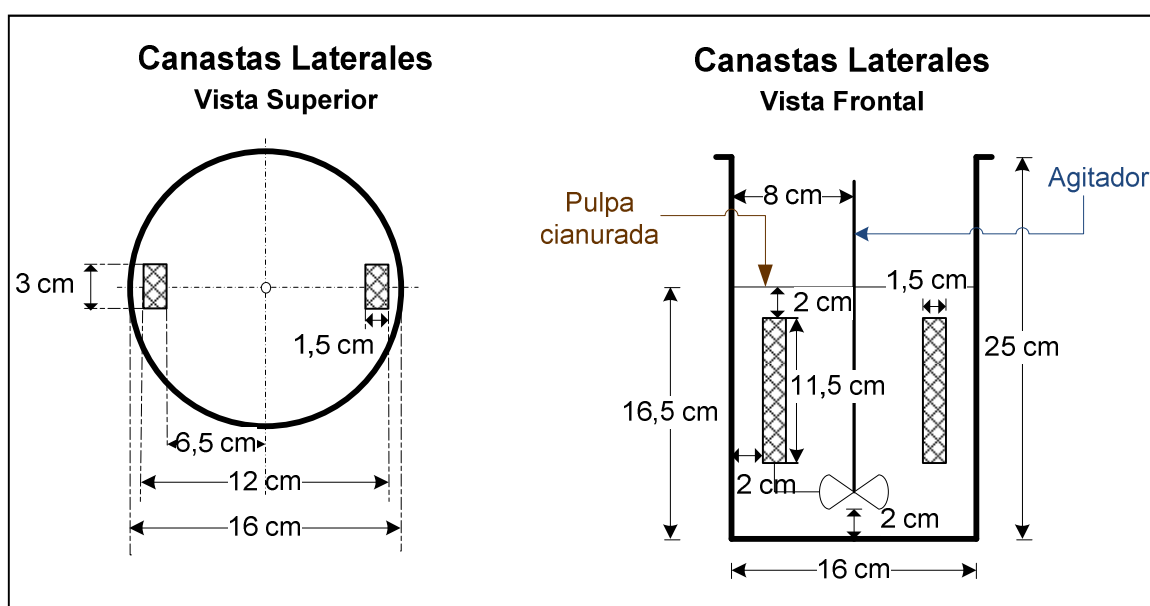
**Figura 2.2** Esquema del diseño Cordón Circular y su disposición en el tanque agitado



El dimensionamiento del cilindro se efectuó en base a la cantidad de carbón activado determinada en los ensayos de carbón en pulpa, con el 10 % de volumen libre, de manera que se tenga un lecho de carbón activado a manera de cordón situado a 2 cm de la pared del recipiente. Se efectuaron tres ensayos, variando la posición del cordón relativa al nivel de la pulpa, con la finalidad de determinar su influencia en la cinética de adsorción.

#### 2.4.1.2 Canastas laterales

Se colocaron dos canastas rectangulares de acero inoxidable las cuales contienen carbón activado, con un 10 % de volumen libre. Las dimensiones y disposición de este diseño se presentan en el esquema de la figura 2.3.

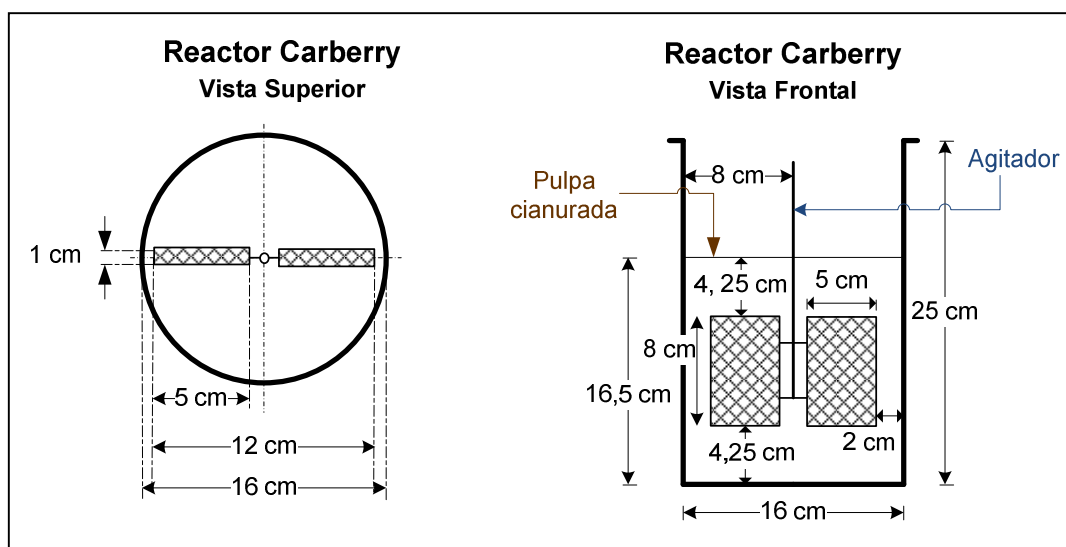


**Figura 2.3** Esquema del diseño Canastas Laterales y su disposición de las en el tanque

Este diseño busca minimizar el espesor del lecho con el objetivo de disminuir la acumulación de sólidos, adicionalmente la longitud de las canastas permite una distribución axial del carbón y se aprovecha el campo de flujo generado por la agitación mecánica.

### 2.4.1.3 Reactor Carberry

El Reactor Carberry se ha diseñado originalmente para reacciones catalizadas, en el que el catalizador sólido se coloca en canastas ancladas al eje del agitador. En el presente trabajo se aplica el diseño de este reactor al proceso de adsorción, cuya disposición y dimensionamiento se presenta en el esquema de la figura 2.4.

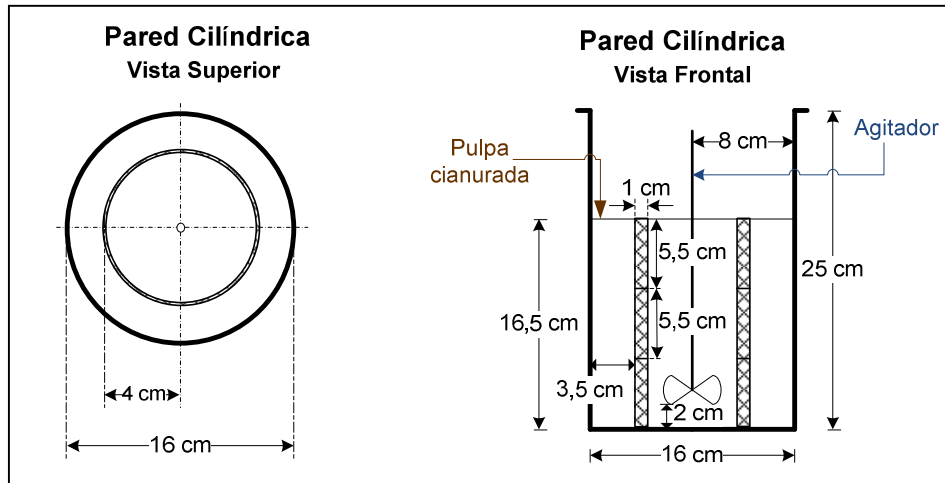


**Figura 2.4** Esquema de disposición del reactor Carberry en el tanque agitado

Debido a que las canastas están ancladas al eje del agitador constituyen un plano de agitación, se trabajó con una velocidad de agitación de 20 rpm, con la finalidad de mantener el sistema homogéneo facilitando el paso de la pulpa a través del lecho.

### 2.4.1.4 Pared cilíndrica

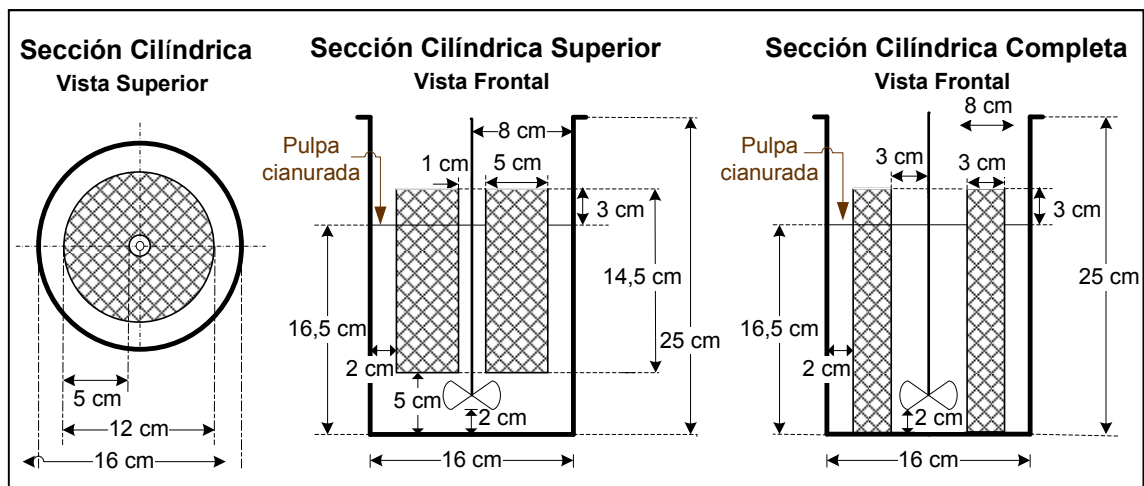
Se elaboró un cilindro de 0,5 cm de espesor, dividido en tres secciones, con la finalidad de lograr una distribución axial del carbón, cada una de las cuales presenta un 80 % de volumen libre, lo cual facilita la difusión de las especies cianuradas en los poros del carbón activado y evita la acumulación de sólidos en las secciones. El dimensionamiento y disposición de este diseño se presenta en el esquema de la figura 2.5.



**Figura 2.5** Esquema de disposición de la pared circular en el tanque agitado

#### 2.4.1.5 Sección cilíndrica

Este diseño crea una sección que elimina totalmente el contacto con el agitador, permitiendo un movimiento relativo del carbón. El esquema de este diseño y sus variaciones se presenta en la figura 2.6.



**Figura 2.6** Disposición de la sección cilíndrica superior e inferior en el tanque agitado

Se realizaron ensayos con dos variaciones de este diseño, el primero que consta de una sección superior que se ubica sobre el agitador y el segundo es una sección colocada desde el fondo del recipiente.

#### **2.4.2 ADSORCIÓN CON TELA DE CARBÓN ACTIVADO**

Se realizó un ensayo de adsorción de oro sobre tela de carbón activado, la misma que fue colocada entre mallas plásticas debido a su baja resistencia mecánica, a manera de cilindro en el tanque de agitación.

#### **2.4.3 ENSAYO DE CARBÓN EN LIXIVIACIÓN**

Se realizó una prueba de lixiviación y adsorción simultánea, con el carbón inmovilizado, para evaluar la cinética de adsorción y la producción de carbón fino en 48 h del proceso.

A continuación se describe el proceso seguido para efectuar este ensayo:

- Se introdujeron las mallas contenedoras de carbón activado en la pulpa molida.
- Se inicia la agitación mecánica, se verifica que el pH sea de 10,5.
- Se añadió la cantidad NaCN determinada en la sección 2.2.4.
- se realizó el control de pH, consumo de cianuro a 0,5, 1, 2, 4, 20, 24, 44 y 48 h. de iniciado el proceso de adsorción, en dichos tiempos, se tomó muestras para la determinación de la concentración de oro y plata, siguiendo el procedimiento detallado en la sección 2.3.
- Se separó la solución residual, la arena y el carbón y se analizó el contenido de oro y plata en estas fracciones, siguiendo el procedimiento de ensayo al fuego descrito en la sección 2.1.2.1.

#### **2.4.4 DETERMINACIÓN DE LA PÉRDIDA DE CARBÓN FINO**

Se determinó la producción de carbón fino en función del tiempo de adsorción tanto para el método convencional de Carbón en Pulpa como para el propuesto de Carbón activado Inmovilizado, mediante ensayos paralelos de ambos métodos

a 2, 6, 18 y 24 h de adsorción, los mismos que se efectuaron a las mejores condiciones de adsorción, determinadas experimentalmente.

Una vez concluido el tiempo de cianuración, bajo las condiciones establecidas anteriormente, se inició el proceso de adsorción, siguiendo el procedimiento de la sección 2.3 para el CIP y de la sección 2.4 para el IAC.

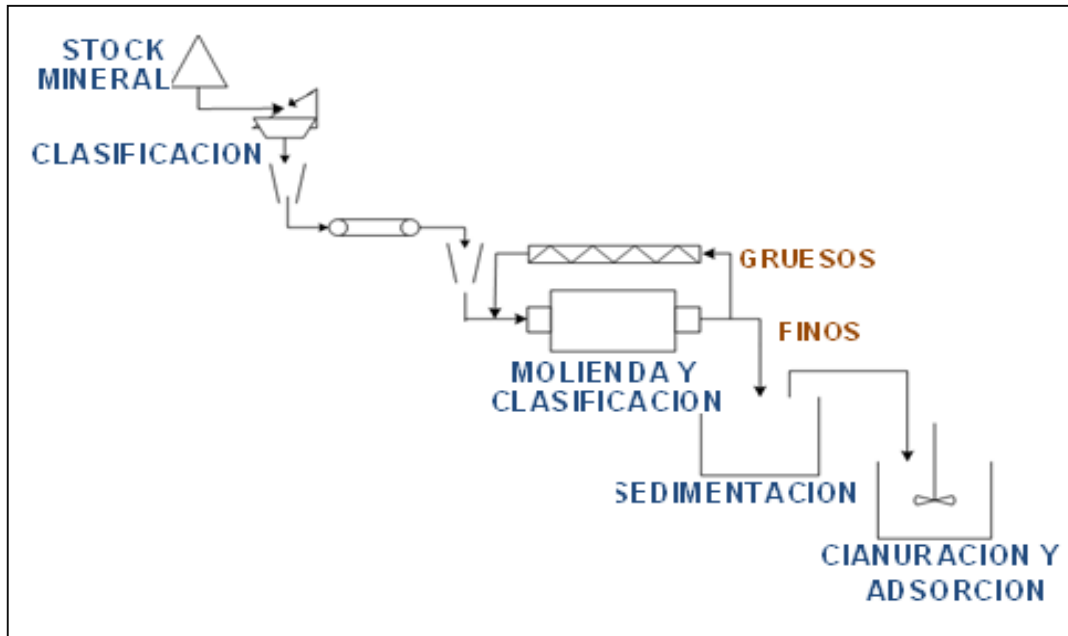
Adicionalmente se realizaron pruebas similares de AIC y CIP, respectivamente, utilizando carbón procedente de cáscara de coco, al final de los cuales se analizó la pérdida de carbón fino, la concentración de oro en solución y se determinó la concentración de oro y plata en la fracción de carbón fino.

#### **2.4.5 ENSAYO EN PLANTA PILOTO**

El presente trabajo busca presentar una alternativa al proceso convencional de CIP utilizado ampliamente en la extracción de oro y plata, por lo cual es indispensable realizar un estudio a nivel de planta piloto para determinar la aplicabilidad de los parámetros desarrollados en el laboratorio y obtener las condiciones de operación que replican de mejor manera la producción industrial.

Una vez establecidos los parámetros de cianuración y adsorción de oro y plata con carbón activado inmovilizado, con las que se obtienen mayor recuperación de los metales preciosos de interés, a nivel de laboratorio, se aplicaron estas condiciones a nivel planta piloto.

En este ensayo se procesó 160 kg de mineral. En la figura 2.7 se presenta la secuencia del procesamiento del mineral en la planta piloto.



**Figura 2.7** Diagrama de procesamiento del mineral en planta piloto

#### 2.4.5.1 Clasificación del tamaño del mineral

Debido a la heterogeneidad de la muestra fue necesario realizar una clasificación del mineral en el tamiz vibratorio UNIVERSAL VIBRATING SCRREN, modelo S-1684 de malla simple, para asegurar que el 100% del mineral sea menor 0,5 cm, ya que partículas mayores pueden obstruir la tolva dosificadora que alimenta al molino de bolas.

Al mineral molido se adicionó 160g de cal, se homogenizó para incrementar el pH de la pulpa debido a su carácter ligeramente ácido, de esta manera se acondicionó la pulpa desde la molienda.

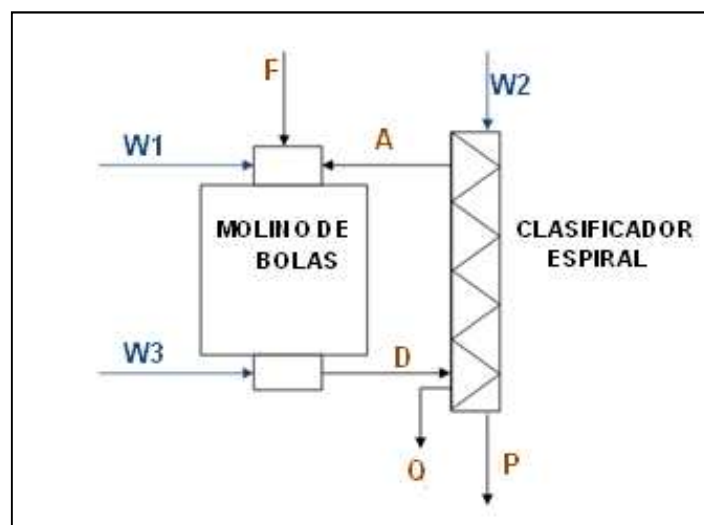
#### 2.4.5.2 Molienda piloto

Con la ayuda de un tecele se carga la tolva dosificadora, cuya capacidad es de 80 kg. El mineral se alimentó al molino de bolas mediante una banda transportadora a un flujo de 123 kg/h.

Se realizó una molienda en húmedo, utilizando el molino de bolas piloto marca QUINN 24" BALL ROD MILL, modelo 2354, la misma que opera en continuo, con una capacidad de carga de 220 kg/h, con una carga de 300 kg de bolas, gira a una velocidad de 46 rpm, cuyas dimensiones son: 0,61 m de diámetro y 0,81 m de longitud.

El flujo de salida del molino es direccionado a un concentrador espiral con el objetivo de recircular las partículas gruesas al molino. El concentrador utilizado, tiene una velocidad de giro de 43 rpm, 15, 24 cm de diámetro y 2,74 de longitud.

En el diagrama de la figura 2.8, muestra las corrientes de entrada y salida del circuito de molienda. Como alimentación al molino se tiene el mineral (F) y agua de molienda (W1), y debido a que la molienda es una operación unitaria poco eficiente se tiene un reciclo (A) que está constituido por partículas de tamaño superior a 100  $\mu\text{m}$ , su recirculación se efectúa mediante un clasificador espiral y al que se adiciona agua (W2) para su ingreso al molino. A la salida del molino se adiciona agua (W3) para facilitar la salida de la pulpa, la misma que pasa por un canal (D) hasta llegar a la parte inferior del clasificador espiral en el que la pulpa producto (P) rebosa en un vertedero en el que se retienen las partículas de mayor tamaño y se sedimentan las partículas de mayor densidad, por lo que se tiene un concentrado (Q) rico en metales preciosos.



**Figura 2.8** Diagrama del circuito de molienda

Se determinó experimentalmente: el flujo, el tamaño de partícula y el contenido de oro de cada una de las corrientes del esquema anterior, mediante la medición experimental, análisis granulométrico y ensayo al fuego respectivamente, para conocer las condiciones de operación y realizar un balance de los metales preciosos en esta operación.

#### **2.4.5.3 Cianuración piloto**

Se efectuó el proceso de cianuración del mineral a nivel de planta piloto, con el siguiente procedimiento:

- Se vertió la pulpa en el tanque de cianuración de 500 L de capacidad con una agitación de 600 rpm, en el cual se trabajó con 400 L de pulpa.
- Se inició la agitación, para el acondicionamiento en el que se verificó el pH y se midió la densidad de la pulpa, mediante una báscula tipo Marcy.
- Se inició la cianuración la adición de la cantidad prevista de NaCN.
- Se efectuó un control periódico del pH de la pulpa, el mismo que se debe mantener constante en un valor de 10,5.
- Se tomaron 2 alícuotas de 25 mL de la pulpa a 0,5, 1, 2, 4, 20 y 24 h de iniciado el proceso.
- Se filtró cada alícuota, con papel filtro, en un embudo.
- Una de las alícuotas se tituló con  $\text{AgNO}_3$ , de concentración 4,33 g/L, añadiendo KI al 10 % como indicador, hasta que la solución se torne blanca lechosa.
- Se registró el gasto de  $\text{AgNO}_3$ , y se determinó la concentración de cianuro libre, como se indica en el Anexo IV.
- El consumo de cianuro, se determinó mediante la resta de la cantidad inicialmente añadida y el cianuro libre.
- Se añadió la cantidad de cianuro correspondiente al consumo para mantener constante la concentración de cianuro durante el proceso.
- La segunda alícuota fue recolectada en un frasco de vidrio para la determinación de la concentración de Au y Ag mediante un análisis de Absorción Atómica.



- Se añadió 50 mL de agua para reponer el volumen de las alícuotas.

#### **2.4.5.4 Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado**

Para el proceso de adsorción de oro y plata con carbón activado inmovilizado, se elaboraron dos paralelepípedos de malla plástica de 80x50x20 cm, las mismas que se colocaron a 15 cm bajo el nivel de la pulpa, a 2 cm de separación de la pared del tanque.

A continuación se detalla el procedimiento seguido para el proceso de adsorción de oro y plata con el método IAC:

- Una vez concluido el tiempo de cianuración, se introducen las 2 canastas en el tanque agitado.
- Se tomó una alícuota de 25 mL de la pulpa.
- Se filtró la alícuota para la determinación de oro y plata residuales en la solución a 0,5, 1, 2, 4, 10 y 24 h de iniciado el proceso.
- Se añadió 25 mL de agua para reponer el volumen de la alícuota.
- Se realiza un control del pH en cada medición.
- Una vez concluido el tiempo de adsorción, se retiraron las mallas plásticas.
- Se lavó y se secó, el carbón cargado, en una mufla eléctrica a 110 °C.
- Se colocó en un plato de arcilla y se introdujo en la mufla eléctrica a 960 °C para el proceso de calcinación.
- Una vez calcinado el carbón, las cenizas se analizaron mediante ensayo al fuego para la determinación del contenido de oro y plata, con la dosificación de la carga fundente presentada en la tabla 2.4 y siguiendo el procedimiento de la sección 2.1.2.1.
- Se tomó 1 L de muestra de la pulpa agitada.
- Se separó la arena en el filtro neumático.
- Se lavó con 1 L de agua caliente.

- Se toma una alícuota de 25 mL de la solución de lavado, para determinar la concentración de oro y plata mediante absorción atómica.
- Se secó la arena en una estufa eléctrica a 110 °C.
- Se homogenizó y se tomó una muestra de 30 g de arena relave.
- Se realizó un ensayo al fuego, del relave, con la carga fundente de la tabla 2.3 y siguiendo el procedimiento de la sección 2.1.2.1.

### 3 RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 3.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL AURÍFERO

Se caracterizó el mineral de Pacto para conocer su comportamiento frente a los procesos de cianuración y adsorción de oro y plata con carbón activado, según la metodología descrita en la sección 2.1.

##### 3.1.1 CARACTERIZACIÓN FÍSICA

La determinación de estos parámetros es importante para establecer el manejo del mineral durante el presente estudio. En la tabla 3.1 se presentan los valores de densidad real y aparente determinados para el mineral aurífero de Pacto.

**Tabla 3.1** Propiedades físicas del mineral de Pacto

Propiedad Física	Cantidad	Unidad
Densidad Real	2,77	g/cm <sup>3</sup>
Densidad Aparente	1,42	g/cm <sup>3</sup>

La densidad real del mineral es similar a la del cuarzo que es de 2,66 g/cm<sup>3</sup>, lo cual se debe a su elevado contenido en el material en estudio. El conocimiento de estas propiedades nos permite establecer las dimensiones tanto del tanque agitado a emplearse para los procesos de cianuración y adsorción, como del lugar de almacenamiento del mineral seco. Dicha información es importante en el diseño industrial de una planta de beneficio a partir de este mineral.

El conocimiento de la distribución granulométrica del mineral empleado en este trabajo, nos permite determinar el porcentaje de finos, fracción menor a 54 µm, del cual depende la eficiencia del proceso de molienda. En la tabla 3.2, se presentan los resultados de este análisis.

**Tabla 3.2** Distribución de las partículas del mineral según su tamaño

<b>Tamiz Malla No.</b>	<b>Abertura (µm)</b>	<b>% Retenido</b>	<b>% Retenido Acumulado</b>
16	1180	0,00	0,00
20	840	37,41	37,41
60	250	37,51	74,92
100	149	9,23	84,15
150	106	3,31	87,46
200	74	3,01	90,47
270	54	2,91	93,38
-270	-54	6,62	100,00

El  $d_{80}$  o tamaño de partícula corresponde a 1 010 µm, es decir que el 80 % de las partículas son menores a este tamaño. El contenido de finos es de 6%, lo cual es positivo ya que el alto contenido de finos disminuye la eficiencia de la molienda.

En el anexo I, se presenta la curva de distribución granulométrica y la determinación del  $d_{80}$  del mineral.

### 3.1.2 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

#### 3.1.2.1 pH de la pulpa

Se determinó el pH natural de la pulpa con el objetivo de establecer el empleo de reactivos para la regulación del mismo, considerando que el proceso de cianuración se efectúa a pH comprendidos entre 10,5 y 11.

**Tabla 3.3** pH natural de la pulpa

<b>Muestra</b>	<b>pH</b>
Pulpa al 33 % de sólidos	5.6

En la tabla 3.3, se puede ver que el pH de la pulpa es ácido por lo que se requiere un periodo de acondicionamiento, con la adición de un álcali, previo a la cianuración hasta alcanzar el pH de trabajo. El reactivo utilizado en este trabajo es el óxido de calcio (CaO), el mismo que es empleado ampliamente en la industria.

### 3.1.2.2 Determinación de la composición elemental del mineral

En la tabla 3.4, se presentan la composición química elemental del mineral, el cual fue analizado por espectrofometría de Absorción Atómica, siguiendo el procedimiento detallado en la sección 2.1.2.2.

**Tabla 3.4** Resultados del análisis químico del mineral de Pacto

Elemento	Contenido
Cu	0,07 %
Zn	0,33 %
Fe	0,21 %
Pb	0,07 %
Al	1,05 %
Au	26,00 g/t
Ag	87,50 g/t

La ley de oro en el mineral es alta y considerando el precio internacional del mismo, su explotación es potencialmente rentable.

La concentración de plata es aproximadamente tres veces la del oro por lo que representa un producto importante en la extracción, debido a lo cual se analiza su recuperación en el presente estudio.

El contenido de cobre en el mineral es menor a 0,3 %, por lo cual su efecto en la disolución del oro y la plata se puede contrarrestar trabajando con un exceso de cianuro durante la lixiviación.

Al igual que en el cobre, el hierro, plomo aluminio y zinc están presentes en el mineral en cantidades no representativas por lo cual no es necesario la separación de los mismos, previo al proceso de cianuración. El cobre y zinc no interfieren en la titulación con nitrato de plata para la determinación de cianuro libre, ya que su contenido en el mineral es muy bajo.

### 3.1.2.3 Distribución granulométrica del oro

Se realizó el análisis de fracciones granulométricas con la finalidad de conocer la distribución del tamaño de partícula del oro en el mineral que lo contiene. Los resultados obtenidos, se presentan en la tabla 3.5.

**Tabla 3.5** Resultados del Análisis de fracciones Granulométricas

Tamiz Malla No.	Abertura de malla ( $\mu\text{m}$ )	Concentración (%)	
		Au	Ag
+80	+177	2,73	2,21
-80 + 150	-177 +105	14,80	9,44
-150 + 200	-105 + 74	21,67	9,12
-200+ 270	-74 +54	11,87	9,71
-270	-54	48,93	69,52

De acuerdo a la distribución de las partículas de oro presente en el mineral se tiene que el 82,47 % del oro y el 88,35 % de la plata presentan un tamaño inferior a 105  $\mu\text{m}$ , que es el comúnmente empleado en los circuitos de cianuración.

### 3.1.2.4 Recuperación de oro por amalgamación

En la tabla 3.5 se muestran los resultados del análisis de amalgamación, siguiendo el procedimiento presentado en la sección 2.1.2.3.

**Tabla 3.6** Resultados de amalgamación a 30 minutos de molienda

<b>Muestra</b>	<b>g/t</b>	<b>% Au</b>
Mineral original	8,32	32

Esta técnica es apropiada para la recuperación de oro grueso, entre 1 y 50  $\mu\text{m}$ , lo cual explica el bajo porcentaje obtenido en este ensayo.

### 3.1.2.5 Recuperación de oro por flotación

Debido al elevado contenido de cuarzo en el mineral, se efectuó un análisis de flotación, los resultados de este análisis se presentan en la tabla 3.7.

**Tabla 3.7** Recuperación de oro y plata por flotación

<b>Fracción</b>	<b>% Recuperación</b>	
	<b>Au</b>	<b>Ag</b>
Concentrado	84,40	82,70
Relave	15,60	17,30

De acuerdo a los resultados presentados en la tabla 3.7, se tiene un alto porcentaje de recuperación de oro, lo cual se debe a que esta técnica se basa en la separación gravimétrica de sus componentes, de esta manera elimina la interferencia de la ganga en el proceso de extracción. Las condiciones de este ensayo, se presentan en la ficha técnica del anexo III.

### 3.1.3 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

El objetivo de la realización de este análisis, es la determinación de la composición mineralógica del material, ya que por medio de esta información, se puede conocer la influencia de sus componentes, en los procesos de cianuración y adsorción de oro y plata, en la tabla 3.8, se presentan los resultados del mismo.

**Tabla 3.8** Resultados del análisis mineralógico del mineral de Pacto

Mineral	Fórmula	Contenido (%)
Cuarzo	SiO <sub>2</sub>	87,0
Moscovita	KAl <sub>2</sub> O(Al Si <sub>3</sub> O <sub>10</sub> )(OH) <sub>2</sub>	6,0
Caolinita	Al <sub>2</sub> (SiO <sub>5</sub> )(OH) <sub>4</sub>	2,0
Vermiculita	(Mg,FeAl) <sub>6</sub> (OH) <sub>4</sub> (Al,Si) <sub>8</sub> O <sub>20</sub> •4H <sub>2</sub> O	4,0
Pirita	FeS <sub>2</sub>	1,0

El mineral presenta un elevado contenido de cuarzo, este compuesto dificulta la liberación de los metales preciosos, por lo que este tipo de minerales presentan recuperaciones de oro menores al 70 % en los procesos de cianuración.

El contenido de caolinita incrementa la viscosidad de la pulpa, lo cual dificulta la eficiencia de mezcla y con esto la difusión del oxígeno en la pulpa, esencial para la disolución de los metales preciosos. Debido al bajo contenido de arcilla en mineral de Pacto, su efecto negativo en la lixiviación se puede controlar modificando el porcentaje de sólidos de pulpa y manteniendo una adecuada velocidad de agitación.

El material en estudio contiene pirita, el cual es un mineral que consume cianuro, a pesar de que su contenido es bajo, se requiere un control de la concentración de cianuro, para evitar su influencia en la lixiviación.

### 3.2 ENSAYOS DE CIANURACIÓN

Se efectuaron ensayos de cianuración a nivel de laboratorio, de acuerdo a la metodología descrita en la sección 2.2, a partir de los cuales se estableció los mejores parámetros y el porcentaje de recuperación de oro y plata, para lo cual se consideró primordialmente la cinética de disolución del oro debido a su importancia económica, expuesta en la sección 1.3.3.1.



Las condiciones, los resultados y la cinética de los ensayos de cianuración, se presentan en las fichas técnicas No. 1 - 15 del anexo VI.

### 3.2.1 TAMAÑO DE PARTÍCULA

Se realizaron tres ensayos de cianuración a diferentes tiempos de molienda, en cada uno de los cuales se determinó el tamaño de partícula del mineral, mediante análisis granulométricos. Los resultados de dichos análisis y la determinación del  $d_{80}$ , se presentan en el anexo V.

**Tabla 3.9** Recuperación de oro y plata a diferentes tamaños de partícula

Tiempo de molienda (min)	Tamaño de partícula ( $\mu\text{m}$ )	% Recuperación	
		Au	Ag
20	168	62,23	70,40
30	105	66,48	70,49
40	92	66,62	72,69

De acuerdo a los valores presentados en la tabla 3.9, se puede asegurar que al disminuir el tamaño de partícula de 168 a 105  $\mu\text{m}$ , la recuperación de oro se incrementa en un 4,25 %, debido al incremento del área superficial; sin embargo, con la disminución de 105 a 92  $\mu\text{m}$  se obtuvo un incremento de del 0,14 %, en la recuperación del oro, el cual no justifica los gastos asociados a la molienda, la misma que representa un rubro elevado en la extracción industrial de metales preciosos.

Por lo anteriormente expuesto, se estableció 30 minutos como el tiempo de molienda cuyo tamaño de partícula permite obtener una alta recuperación de oro, considerando la eficiencia del proceso de molienda.

### 3.2.2 CONCENTRACIÓN DE SÓLIDOS

Se efectuaron ensayos de cianuración a diferentes concentraciones de sólidos, con la finalidad de determinar experimentalmente, la concentración que favorezca la disolución de oro y plata.

**Tabla 3.10** Recuperación de oro y plata a diferentes porcentajes de sólidos

% de Sólidos	% Recuperación	
	Au	Au
25	65,65	67,89
33	70,62	70,93
40	69,98	69,98

De acuerdo a los resultados expuestos en la tabla 3.10, la recuperación de oro y plata se incrementan con el aumento de la concentración de sólidos, sin embargo con el aumento de 33 a 40 % de sólidos se tiene una pequeña disminución en la recuperación de oro del 0,64 %, debido a que disminuye la eficiencia de mezcla y se incrementa la dificultad de mantener los sólidos en suspensión.

A una concentración de sólidos de 33%, se tiene la mayor recuperación de oro y plata, por lo cual se estableció como el mejor valor de este parámetro para la cianuración, debido a que, a esta concentración existe un balance entre la eficiencia de mezcla y la cantidad de mineral presente en el sistema de cianuración.

### 3.2.3 pH

Según lo expuesto en la sección 1.1.4.3, es indispensable el control de este factor tanto por la cinética de disolución como por la formación de ácido cianhídrico, por lo que se realizaron tres ensayos con valores de pH desde 10,5, cuyos resultados se muestran en la tabla 3.11.

**Tabla 3.11** Recuperación de oro y plata a diferente pH

pH	% Recuperación	
	Au	Ag
10,5	66,87	78,63
11,0	62,02	78,63
11,5	60,35	77,94

Como se puede ver en tabla 3.11, el efecto del pH en la disolución de oro es marcado, debido a que a valores de pH bajos se favorece la formación del ión  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ , que es el complejo cianurado más estable. La disolución de plata no se afecta con el aumento de pH, debido a que el complejo cianurado  $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$  es estable en un amplio rango de pH.

Se estableció el pH de para la cianuración de este mineral, con el cual se obtiene la mayor recuperación de oro y permite prevenir pérdidas de cianuro por hidrólisis por la formación de ácido cianhídrico.

### 3.2.4 CONCENTRACIÓN DE CIANURO

Se evaluó la influencia de la concentración de cianuro en la disolución de oro y plata, para lo cual se realizaron tres ensayos de cianuración variando este parámetro.

**Tabla 3.12** Recuperación de oro y plata a diferentes concentraciones de cianuro

[NaCN] (g/L)	% Recuperación	
	Au	Ag
1	59,65	78,17
2	65,08	80,00
3	55,33	70,40

Como se puede ver en la tabla 3.12, el incremento de la concentración de cianuro de 1 a 2 g/L favorece la disolución de los metales preciosos; sin embargo, a 3g/L

se promueve el consumo de este reactivo por parte de otras especies presentes metales presentes, como la pirita, ocasionando el consumo de cianuro, lo cual afecta la disolución de oro y plata. Se estableció 2 g/L como la mejor concentración para la disolución de oro, a la que se provee la cantidad necesaria de cianuro para la disolución de oro y plata, sin favorecer las reacciones de competencia de otras especies presentes.

### 3.2.5 TIEMPO DE AGITACIÓN

Se estableció el tiempo de residencia de la pupa en el proceso de cianuración en base a tres ensayos experimentales efectuados a diferentes tiempos de agitación, cuyos resultados se presentan en la tabla 3.13.

**Tabla 3.13** Recuperación de oro y plata a diferentes tiempos de agitación

Agitación (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
10	58,21	60,57
18	62,25	70,40
24	65,46	80,00

En la tabla 3.13 se puede observar que, durante las primeras 10 horas del proceso se produce la recuperación de aproximadamente el 90 % del el oro obtenido al final del ensayo, esto se debe a la disolución de las partículas de oro menores a 45  $\mu\text{m}$ , a partir de este tiempo el aumento en la disolución es cada vez menor hasta llegar al equilibrio entre el oro en solución el contenido en el mineral.

### 3.2.6 PARÁMETROS DE CIANURACIÓN ESTABLECIDOS PARA EL MINERAL DE PACTO

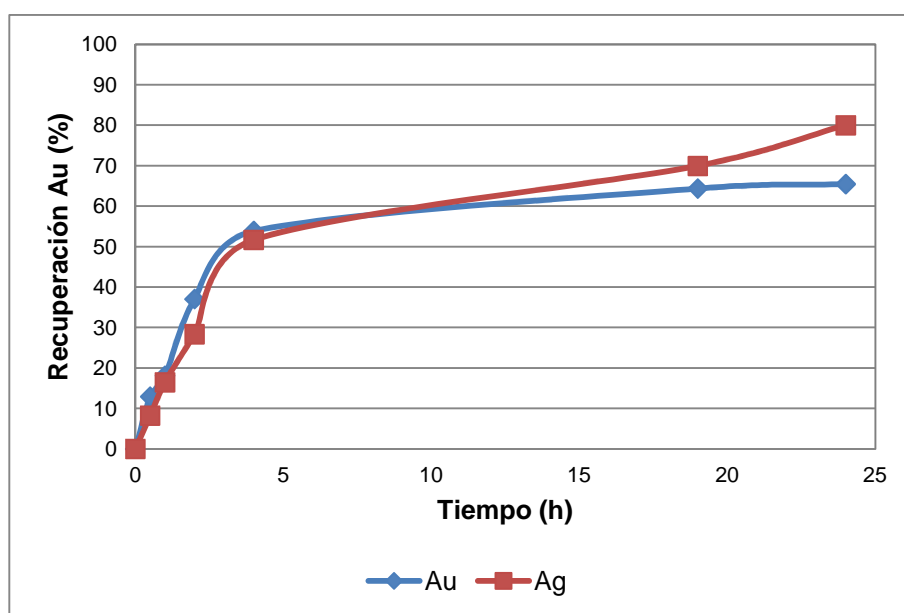
En la tabla 3.14, se presentan los mejores parámetros determinados experimentalmente para el proceso de cianuración del mineral empleado.

**Tabla 3.14** Parámetros establecidos para la cianuración del mineral de Pacto

Parámetro	Cantidad	Unidad
Tiempo de molienda	30	min
% de Sólidos	33	%
Ph	10,5	-
[NaCN]	2	g/L
Tiempo de agitación	24	h

### 3.2.7 CINÉTICA DE CIANURACIÓN BAJO LOS PARÁMETROS ESTABLECIDOS

En la figura 3.1, se presenta la curva cinética de la disolución de oro y plata contenidos en el mineral de Pacto, bajo las condiciones establecidas anteriormente.



**Figura 3.1** Cinética de disolución de oro y plata bajo las condiciones de cianuración establecidas para el mineral de Pacto

La cinética de disolución de la plata es similar a la correspondiente al oro, ya que su mecanismo de disolución también lo es, sin embargo, en la figura 3.1, se puede observar que, cuando la disolución de oro se aproxima al equilibrio, la

recuperación de plata se incrementa, esto ocurre debido a la competencia por el cianuro entre estos metales.

En la tabla 3.15, se presenta el balance metalúrgico efectuado para el proceso de cianuración, en base al contenido de los metales de interés en las corrientes involucradas en la lixiviación del mineral de Pacto.

**Tabla 3.15** Repartición de oro y plata en los productos de la cianuración

Productos de cianuración	% Repartición	
	Au	Ag
Solución cargada	65,46	80,00
Solución de lavado	1,12	0,52
Relave	33,42	19,48
Alimentación Recalculada	100,00	100,00

Como se puede notar en la figura 3.1 y el porcentaje de recuperación de la tabla 3.15, ésta es menor a 70%, lo cual es característico de minerales refractarios, en este caso la refractariedad se debe a la asociación del oro a ganga silícica. Debido a la naturaleza del mineral, la cianuración no es la técnica apropiada para la extracción, ya que más del 30 % del oro no se ha removido de las partículas del mineral luego de 24 h de lixiviación.

La molienda tiene como objetivo librear al oro de la ganga para facilitar su lixiviación; sin embargo, la remoción de la ganga es necesaria para la recuperación de los metales preciosos, la técnica más efectiva concentración es la flotación ya que esta técnica se basa en la diferencia de densidades de las partículas.

En el estudio realizado por Miranda (2006), se efectuó la optimización de la flotación selectiva de este mineral como mecanismo para la extracción de oro, del cual se obtuvo una recuperación del 98,21 % de oro y 90,36 % de plata.

### 3.3 ENSAYOS DE ADSORCIÓN CON CARBÓN EN PULPA

En los ensayos de adsorción con carbón en pulpa se empleó carbón activado de cuesco de palmiste Quimicarb e índice de lodo de 487 mg I<sub>2</sub>/g de carbón, a partir de los cuales se establecieron las mejores condiciones para este proceso.

Estos ensayos se efectuaron siguiendo la metodología descrita en la sección 2.3, sus resultados se expresan como porcentaje de adsorción respecto a la cantidad total de oro disuelto a las 24 h de adsorción. Las condiciones y los resultados de los ensayos se presentan en el anexo VI, en las fichas No. 16 – 25, del anexo VI.

#### 3.3.1 GRANULOMETRÍA DEL CARBÓN ACTIVADO

Para determinar la influencia de la granulometría del carbón activado en la cinética de adsorción de oro y plata, se realizaron ensayos a nivel de laboratorio, cuyos resultados se presentan en la tabla 3.16.

**Tabla 3.16** Adsorción de oro y plata a diferente granulometría del carbón activado

Malla No.	Tamaño (mm)	% Adsorción	
		Au	Ag
4x8	4,75 - 2,38	98,63	98,63
6x12	3,35 - 1,68	99,56	99,06
8x20	2,38 - 0,85	99,82	99,38

A un tamaño de 8x20 mallas, se obtuvo la mayor recuperación de oro y plata, como se puede ver en la tabla 3.16, esto se debe a que la disminución del tamaño de partícula produce un aumento en el área superficial y disminuye la longitud de poro del carbón activado, lo que facilita la difusión de las especies cianuradas y a su vez incrementa la disolución de oro y plata; sin embargo a este tamaño de partícula se dificulta la separación del carbón, por lo cual se estableció 6x12 mallas como el tamaño adecuado, debido a la facilidad de separación del carbón activo mediante cribado.

### 3.3.2 CANTIDAD DE CARBÓN ACTIVADO

En la tabla 3.17, se presenta el porcentaje de adsorción de oro y plata en función de la cantidad de carbón activado, obtenido en base a ensayos experimentales de carbón en pulpa.

**Tabla 3.17** Adsorción de oro y plata con diferentes cantidades de carbón activado

Carbón activado (g)	Concentración de carbón (kg C.A./m <sup>3</sup> pulpa)	% Adsorción	
		Au	Ag
20	4,46	95,21	92,46
50	11,16	98,26	97,82
70	15,62	99,24	98,87

Como se puede notar, en la tabla 3.17, la recuperación del oro se incrementa con la adición de carbón activado debido a la existencia de mayor cantidad de sitios activos disponibles para la adsorción, por lo tanto se estableció 70 g como la cantidad óptima de carbón activado para el proceso de CIP, la misma que corresponde a una concentración de 15,62 kg de carbón activado/m<sup>3</sup> de pulpa cianurada.

### 3.3.3 TIEMPO DE AGITACIÓN

En la tabla 3.18, se presentan los porcentajes de recuperación de los metales preciosos obtenidos a diferentes tiempos de agitación, el mismo que se establece considerando además el gasto de energía asociado a la agitación.

**Tabla 3.18** Adsorción de oro y plata a diferentes de agitación

Tiempo (h)	% Adsorción	
	Au	Ag
7	96,35	96,44
10	98,40	97,95
18	98,87	98,15
24	99,30	98,23



De acuerdo a los datos presentados en la tabla 3.18, durante las primeras 10 h del proceso se recupera aproximadamente el 98,5% del oro disuelto y a las 24 h, ésta se incrementa 0,40 %, debido a que el sistema se aproxima al equilibrio entre el oro en solución y el contenido en el carbón. Por lo cual se establece 10 h como el tiempo de adsorción que permite una adsorción adecuada.

### 3.3.4 PARÁMETROS DE CIP PARA EL MINERAL DE PACTO

En la tabla 3.18, se presentan los parámetros mejores para adsorción de oro y plata a partir de la pulpa cianurada.

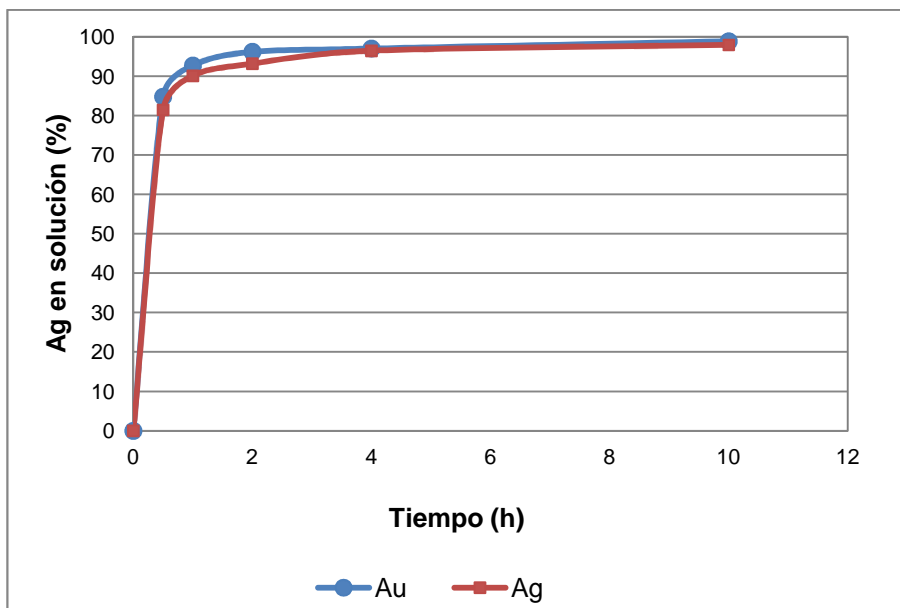
**Tabla 3.19** Parámetros de CIP establecidos

<b>Parámetro</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Unidad</b>
Granulometría del Carbón	6x12	mallas
Cantidad de Carbón	70	g
Tiempo de agitación	10	h

Las condiciones de cianuración fijadas en la tabla 3.19, permiten obtener una adsorción del 98,40 % del oro disuelto, durante 10 h del proceso.

### 3.3.5 CINÉTICA DE ADSORCIÓN BAJO LOS MEJORES PARÁMETROS

En la figura 3.2, se presenta la curva cinética de adsorción de oro y plata, bajo los mejores parámetros determinados experimentalmente para este mineral.



**Figura 3.2** Cinética de adsorción de oro y plata, con los parámetros de CIP

Durante la primera media hora se adsorbe más del 90 %, tanto del oro como para la plata, esto se debe a que inicialmente se adsorben en los sitios activos más disponibles, esto es en los macro y mesoporos, y conforme se van ocupando, las especies deben adsorberse en los microporos hasta llegar al equilibrio entre el oro en solución y el contenido en el carbón.

Bajo las mejores condiciones de CIP se tienen velocidades similares de disolución de oro y plata, esto se debe a que, la difusión de las especies cianuradas se beneficia por la agitación y el contacto directo entre la pulpa y el carbón.

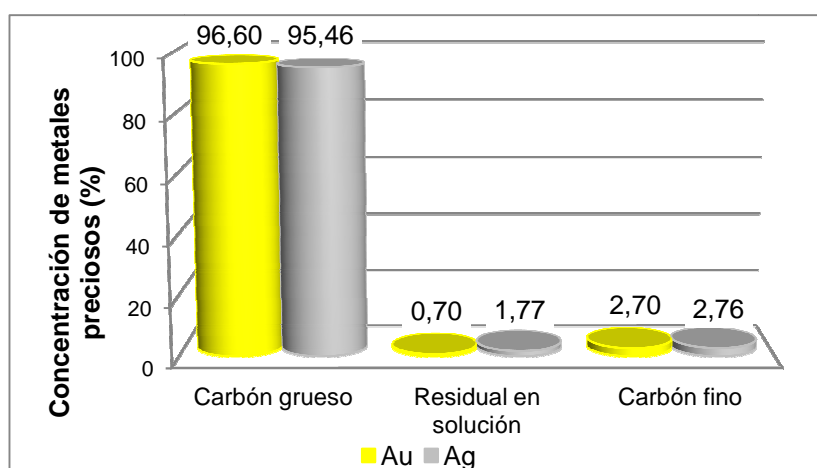
En la tabla 3.20, se presenta el porcentaje de carbón que se pierde en el proceso de CIP debido a la atrición.

**Tabla 3.20** Balance de masa de carbón activado en el proceso de CIP

<b>Carbón Activado</b>	<b>Peso (g)</b>	<b>% en peso</b>
Inicial	70,0	100
Final	64,8	92,57
Finos	5,2	7,43

Debido al contacto directo entre la pulpa y el carbón el carbón sufre atrición, causada por la fricción entre partículas de carbón, del mineral, el agitador y las paredes del tanque, por lo que se producen finos, fracción menor a 20 mallas (0,85 mm), ésta fracción es eliminada con la pulpa relave debido a su tamaño, es decir que se tiene una pérdida del 7,43 % de carbón en 24 h de CIP.

Se determinó, además la distribución de oro y plata en las corrientes que interviene en el proceso de adsorción, en base al total de oro disuelto en la cianuración, en base al balance metalúrgico de estas especies en el proceso de CIP a las mejores condiciones.



**Figura 3.3** Balance de oro y plata en disueltos para el proceso de CIP

Como se puede ver en la figura 3.3, se tiene una pérdida de oro, en el carbón fino del 2,70 % del total disuelto, lo cual se traduce en pérdidas económicas y representa una desventaja de este método ampliamente utilizado en la actualidad para la recuperación de oro y plata.

### **3.4 ENSAYOS DE ADSORCIÓN CON CARBÓN ACTIVADO INMOVILIZADO**

La inmovilización del carbón activado tiene como objetivo minimizar la producción de carbón fino durante la adsorción, que se tiene en el método convencional de

CIP, debido a la atrición del carbón. La adsorción con carbón activado inmovilizado (IAC), consiste en colocar lechos de carbón activado, contenido en mallas en la pulpa cianurada.

Los mejores parámetros de CIP para el mineral de Pacto, se tomaron como base para los ensayos de adsorción con carbón activado inmovilizado, los mismos que se efectuaron a 24 h de adsorción, tiempo en el cual se evaluó la cinética del proceso, siguiendo el procedimiento descrito en la sección 2.4.

### **3.4.1 DISEÑOS DE INMOVILIZACIÓN DEL CARBÓN ACTIVADO**

Se evaluaron 5 diseños de mallas contenedoras de carbón activado: cordón circular, canastas laterales, reactor Carberry, sección y pared cilíndricas, con el objetivo de obtener un diseño de lechos de carbón activado que permita:

- Maximizar la velocidad de adsorción de oro y plata mediante una adecuada difusión de la solución en los poros.
- Minimizar la atrición del carbón.
- Facilitar la evacuación de la arena.

Todos los ensayos de adsorción fueron realizados con carbón activado procedente de cuesco de palmiste, el mismo que se sometió a una pre-atrición, cuyas condiciones se detallan en la sección 2.4, para eliminar los finos y las áreas susceptibles a la rotura presentes en el carbón comercial.

Las condiciones y resultados de estos ensayos, se detallan en las fichas técnicas No. 26 – 33 del anexo VI.

A continuación se analiza la influencia del diseño de inmovilización en la adsorción, la recuperación de oro y plata y las pérdidas de carbón activado debido a la atrición.

### 3.4.1.1 Cinética de adsorción de oro y plata

En la tabla 3.21, se presentan los porcentajes de adsorción de oro y plata en carbón activado, empleando los diseños expuestos en la sección 2.4.1.

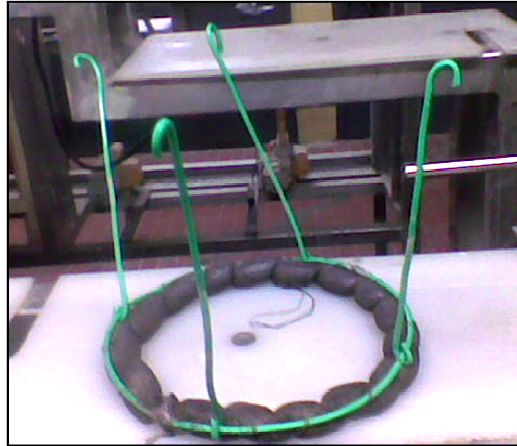
Las condiciones y resultados de estos ensayos se presentan en las fichas No. 25 a 34 del anexo IV.

**Tabla 3.21** Adsorción de oro con diferentes diseños de carbón inmovilizado

Tiempo (h)	% de Adsorción de Oro							
	Cordón Circular			Canastas Laterales	Reactor Carberry	Pared cilíndrica	Sección Cilíndrica	
	Superior	Medio	Inferior				Superior	Completa
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	26,73	33,03	50,87	24,57	29,77	72,89	56,06	87,86
1,0	31,79	42,75	66,05	44,34	38,94	84,18	76,91	92,26
2,0	47,37	69,39	82,26	78,65	57,61	91,29	95,69	94,64
4,0	78,19	87,03	92,21	92,18	72,28	91,82	96,59	96,39
20,0	82,77	94,86	97,13	96,52	85,11	92,09	97,93	97,80
24,0	83,69	96,33	97,74	98,16	88,57	92,36	98,08	98,12

De acuerdo a los porcentajes de adsorción de oro presentados en la tabla 3.21, se puede notar que los diseños: cordón circular, canastas laterales y reactor Carberry, tienen cinéticas de adsorción similares debido a que el carbón se encuentra totalmente inmovilizado en un lecho fijo sumergido en la pulpa agitada. En estos diseños la velocidad de adsorción inicial es baja ya que al sumergir las mallas en la pulpa, se dificulta el ingreso de la misma, debido a la tensión superficial del líquido y a la obstrucción parcial de la malla por el carbón.

En la figura 3.4, se presenta el cordón circular, empleado en la adsorción de oro y plata, el mismo que se evaluó a diferentes alturas del recipiente, de acuerdo al esquema de la figura 2.2.



**Figura 3.4** Cordón circular de malla de nylon con carbón activado

El diseño del cordón circular fue evaluado a diferentes alturas del recipiente, y se obtuvo que la ubicación inferior del mismo presenta la mayor adsorción de oro y plata, esto se debe a que en esta posición se tiene un mayor efecto de la agitación por su cercanía al agitador mecánico, lo que incrementa la difusión de las especies cianuradas en los poros del carbón activado.

En la figura 3.5 se presentan las canastas empleadas en la adsorción y cuya disposición en el recipiente de adsorción se presentó en la figura 2.3.



**Figura 3.5** Canastas laterales empleadas en el ensayo

El diseño de canastas laterales, proporciona una distribución axial del carbón. La pulpa ingresa por el plano posterior de las canastas y sale por la parte frontal de las mismas, minimizando la acumulación de la arena en el lecho.

En el reactor Carberry, que se muestra en la figura 3.6, el carbón activado se encuentra distribuido en dos canastas de acero inoxidable ancladas al eje del agitador, las mismas que conforman el plano de agitación, cuyo esquema y dimensionamiento se presentó en la figura 2.4.

El sentido de la pulpa es perpendicular a las canastas, el flujo choca en la superficie desviándose hacia los extremos por lo cual la adsorción se da mayoritariamente en el carbón expuesto en el plano frontal de cada canasta.



**Figura 3.6** Reactor Carberry en el recipiente de adsorción

La velocidad de la pulpa que ingresa, disminuye con el choque y esto provoca que exista acumulación de la arena en el lecho, lo que a su vez causa la obstrucción de los poros del carbón y consecuentemente dificulta la adsorción, por lo que este diseño presenta un bajo porcentaje de recuperación.

En la figura 3.7 se muestra la sección cilíndrica, este diseño presenta el mayor porcentaje de adsorción debido que permite el movimiento del carbón dentro de la sección, lo que proporciona un adecuado contacto de la solución cargada con el carbón, y en consecuencia, favorece la difusión de los complejos en el carbón activado. El esquema y dimensionamiento de este diseño se puede apreciar en la figura 2.5 del procedimiento experimental.



**Figura 3.7** Sección cilíndrica en el tanque agitado

Según los resultados mostrados en la tabla 3.21, el diseño de la sección cilíndrica, colocado desde el fondo del recipiente presenta la mayor recuperación esto se debe a que la agitación es mejor en la parte inferior, cercana al agitador; sin embargo, existe acumulación de la pulpa en el interior de la sección la misma que sedimenta sobre el carbón, dificultando la adsorción por lo que se puede ver que la recuperación de la hora 4 hasta la 24 se incrementa únicamente en 3,48 %.

En la figura 3.8 se muestra el diseño de pared circular empleado en el ensayo de adsorción de oro y plata a partir de la pulpa cianurada, su disposición en el sistema agitado se presentó en la figura 2.6.



**Figura 3.8** Pared cilíndrica de malla con carbón activado

En el diseño de pared cilíndrica se tiene un 50 % de volumen ocupado, por lo que se da un movimiento relativo del carbón dentro de las mallas, lo cual mejora la



difusión de los complejos en la superficie del carbón activado. Con el empleo de este diseño, no se obtuvo mayor acumulación de la arena, debido al volumen vacío y al espesor del lecho.

En la tabla 3.22, se presenta la cinética de adsorción de plata, con los diseños propuestos, la misma que es similar a la obtenida para el oro; sin embargo, se puede notar que la recuperación de plata es menor, esto se debe a que el contacto entre carbones reducen el área superficial lo cual dificulta el acceso de las especies cianuradas hacia los poros, por lo que se incrementa la competitividad entre el oro y la plata, y debido a la preferencia del carbón por el primero, existe mayor recuperación de este metal.

**Tabla 3.22** Adsorción de plata con los diferentes diseños de carbón inmovilizado

Tiempo (h)	% de Adsorción de Plata							
	Cordón			Canastas Laterales	Reactor Carberry	Pared cilíndrica	Sección Cilíndrica	
	Superior	Medio	Inferior				Superior	Completa
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	21,62	22,39	35,71	23,47	24,53	45,20	49,30	70,93
1,0	27,57	27,36	48,17	35,88	42,29	62,15	63,02	75,87
2,0	40,00	55,72	65,02	67,18	56,81	74,01	80,91	76,97
4,0	63,60	74,63	82,78	83,50	67,42	76,27	83,90	85,74
20,0	68,11	79,10	88,46	91,16	73,00	81,92	86,88	90,68
24,0	70,27	82,09	89,56	92,35	75,47	85,31	92,25	92,36

En los diseños en los que el carbón activado tiene un movimiento relativo en la sección debido a la agitación, sección y pared cilíndrica, la diferencia de adsorción entre el oro y la plata es menos marcada, ya que el transporte de las especies hacia los poros mejora con el efecto de la agitación.

### 3.4.1.2 Evaluación de la producción de carbón fino

El porcentaje de pérdida de carbón activado, debido a la atrición, expuesto en la tabla 3.23, se reporta en función de la cantidad inicial de carbón en el proceso de

adsorción la misma que representa el 100 %. Los porcentajes de oro y plata que se adsorbe en el carbón fino, se expresan en base a la cantidad total de oro y plata, respectivamente, disueltos en el proceso de cianuración.

**Tabla 3.23** Pérdidas de oro, plata y carbón activado durante la adsorción con diferentes diseños de inmovilización del carbón activado

Diseño	% Carbón fino	% Adsorción Carbón fino	
		Au	Ag
Cordón Superior	2,14	1,17	0,98
Cordón Medio	2,29	1,22	1,13
Cordón Inferior	2,57	1,26	1,18
Canastas Laterales	2,00	1,12	1,06
Reactor Carberry	1,86	1,08	1,01
Pared Cilíndrica	2,71	1,45	1,41
Sección Superior	3,00	1,47	1,40
Sección Completa	3,43	1,58	1,52

De acuerdo a los datos expuestos en la tabla 3.23, se puede notar que en los diseños de lecho fijo se tiene menor porcentaje de carbón fino debido a que al estar inmovilizado este sufre menos atrición, mientras que en los diseños que permiten el movimiento del carbón, se produce mayor pérdida del carbón ya que hay un continuo rozamiento; tanto entre carbones como con las mallas.

La ubicación inferior del Cordón circular hace que exista mayor atrición en comparación a la parte media y superior, debido a que la cercanía al agitador mecánico el movimiento del lecho provocando mayor fricción entre carbones.

En los diseños de Canastas laterales y reactor Carberry, se tienen los menores porcentajes de pérdidas, esto se debe a que se reduce la fricción entre carbones ya que los lechos permanecen fijos.

### 3.4.1.3 Adsorción con tela de carbón activado

Con el objetivo de minimizar la producción de carbón fino, se realizó una prueba con tela de carbón activado. La cinética de adsorción de este ensayo se presenta en la tabla 3.24.

**Tabla 3.24** Porcentaje de adsorción de oro y plata con tela de carbón activado

Tiempo (h)	% de Adsorción	
	de Au	de Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	3,90	0,77
1,0	4,33	1,53
2,0	4,59	0,00
4,0	4,94	2,55
20,0	6,33	3,57
24,0	7,02	5,10

El porcentaje de adsorción es muy bajo, debido a que la estructura de la tela es esencialmente macroporosa y a la formación de una capa de arena en la superficie de la misma la misma que bloquea el acceso de las especies cianuradas. Por lo tanto la adsorción de oro y plata con esta tela, no es una alternativa, a pesar que no se tiene pérdidas por la producción de finos.

### 3.4.1.4 Selección del diseño de inmovilización

De acuerdo al análisis realizado anteriormente se consideran los diseños de canastas laterales y reactor Carberry como dos alternativas viables, para la inmovilización del carbón en el proceso de adsorción.

Considerando la minimización de carbón fino como el criterio principal de selección del diseño de inmovilización del carbón activado, para la adsorción de oro y plata a partir de pulpas cianuradas, el reactor Carberry es el indicado; sin embargo, el porcentaje de adsorción a las 24 h es menor al que se obtiene en la primera media hora del proceso convencional de CIP en condiciones similares de

operación. Su implementación práctica requiere la adecuación del agitador con canastas y la reducción de la velocidad de agitación en el tanque de adsorción.

Otra alternativa, es el diseño de canastas laterales ya que presenta un balance apropiado entre la cinética de adsorción y las pérdidas de oro, plata en el carbón fino, además su implementación es muy sencilla, ya que se requiere únicamente la construcción de las canastas y la adaptación de soportes de las mismas, en el tanque agitado. El porcentaje de recuperación de oro y plata es el mayor, comparado con los diseños evaluados.

Por lo tanto, el diseño seleccionado en el presente trabajo es el de canastas laterales debido a que en este diseño se tiene una menor influencia de la acumulación de arena, en la velocidad de adsorción, además, aprovecha la dirección de los campos de flujo de la pulpa, producto de la agitación, permitiéndole un mejor contacto con el carbón inmovilizado.

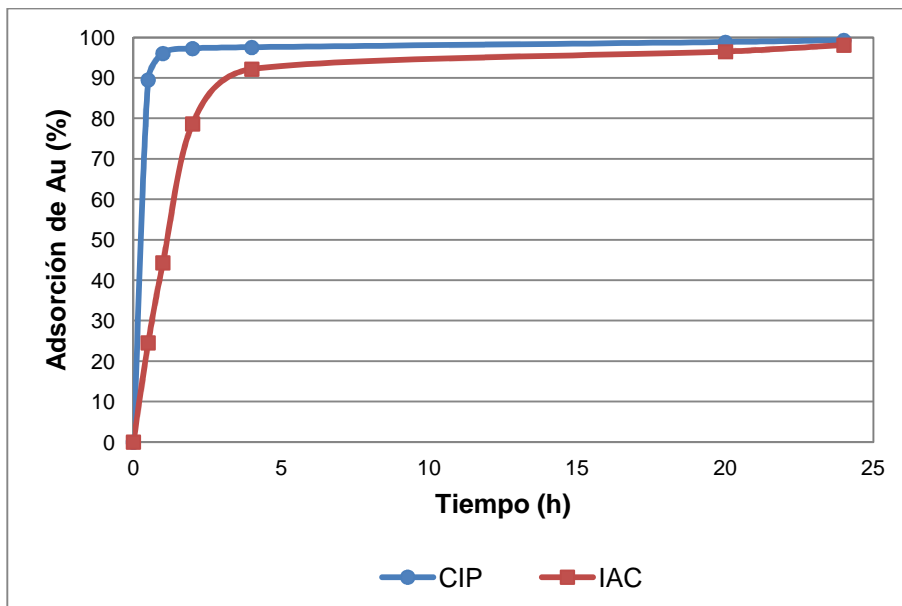
### **3.4.2 EFECTO DE LA INMOVILIZACIÓN EN LA CINÉTICA DE ADSORCIÓN**

A continuación se realiza un análisis comparativo en base a la cinética de adsorción de oro y plata y a las pérdidas obtenidas en los respectivos ensayos de carbón en pulpa e inmovilizado con el diseño de canastas laterales, los mismos que se efectuaron bajo las mismas condiciones: 70 g de carbón activado 6x12 mallas, procedente de cuesco de palmiste, con un tiempo de adsorción de 24 h.

En la figura 3.9, se presenta la cinética de adsorción de oro con los dos métodos evaluados en el presente estudio.

Durante la primera hora de adsorción con CIP se tiene un porcentaje de recuperación del 96,08 %, mientras que con el método propuesto se alcanza el 44,34 %, esta diferencia se debe a que la inmovilización del carbón dificulta la difusión de las especies cianuradas. Es decir que durante la primera hora de iniciado el proceso se tiene una disminución del 51,74 % en la recuperación de

oro. En las fichas No. 24 y 28 del anexo VI se presentan las condiciones y los porcentajes de adsorción de los ensayos de CIP e IAC respectivamente.

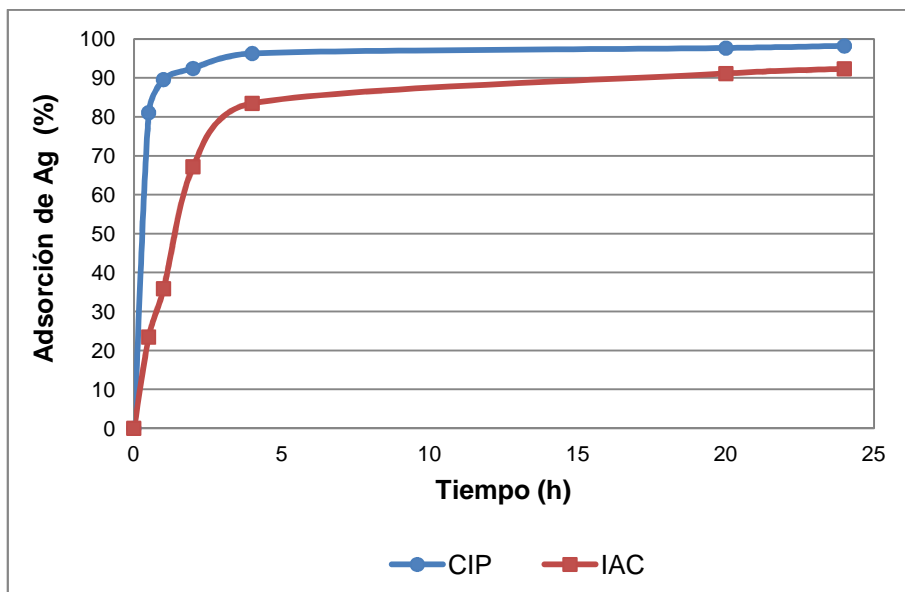


**Figura 3.9** Cinética de adsorción de oro con los métodos CIP e IAC

En el proceso convencional, el libre movimiento del carbón en la pulpa facilita la difusión de las especies cianuradas en los poros del carbón activado, la misma que se dificulta al tener lechos fijos ya que a más de reducirse el área de superficial del carbón debido al contacto entre carbones, se tiene acumulación de partículas de arena en el carbón.

La diferencia entre los porcentajes de adsorción es muy marcado durante las primeras cuatro horas de iniciado el proceso, luego de las cuales el sistema se acerca al equilibrio, por lo que no se producen incrementos apreciables en la recuperación de oro.

En la figura 3.10 se puede notar que la recuperación de plata se incrementa a partir de la hora 4, lo cual se debe a que el oro en solución y el contenido en el carbón se aproximan al equilibrio, por lo que disminuye la competencia y se promueve la adsorción de plata pero con menor velocidad en el IAC, debido a la acumulación de arena en el lecho.



**Figura 3.10** Cinética de adsorción de plata con los métodos CIP e IAC

En la tabla 3.25 se presentan los porcentajes de adsorción de oro y plata obtenidos a las 24 h del proceso de adsorción en los ensayos de laboratorio con los métodos analizados en este estudio.

**Tabla 3.25** Adsorción de oro y plata con los métodos CIP e IAC a las 24 h de adsorción

Método de adsorción	% Adsorción	
	Au	Ag
CIP	99,30	98,23
IAC	98,16	92,35

El contacto directo del carbón con la pulpa cianurada es determinante para la adsorción de las especies cianuradas ya que a pesar de transcurrir 24 h de adsorción, aún se tiene una diferencia en la recuperación de oro de 1,14 % entre los métodos CIP y el propuesto. Este hecho es aun más notable en la recuperación de plata ya que el porcentaje de adsorción con el CIP supera en 5,88 puntos porcentuales a la obtenida con el IAC.

### 3.4.3 PÉRDIDA DE CARBÓN FINO EN LOS MÉTODOS CIP E IAC

#### 3.4.3.1 Pérdida de carbón por atrición

Se realizaron ensayos de CIP e IAC, con carbón activado de cuesco de palmiste bajo las condiciones óptimas establecidas en la sección 3.2.6. En cada ensayo, se evaluaron las pérdidas de carbón y el oro y la plata contenidos en esta fracción a diferentes tiempos de adsorción.

En la tabla 3.26 se presentan los porcentajes de carbón fino obtenidos a diferentes tiempos de adsorción, son los métodos CIP e IAC, respectivamente y empleando carbón activado de diferente materia prima.

**Tabla 3.26** Producción de carbón fino durante la adsorción con los métodos CIP e IAC durante 24 h de adsorción con carbón activado de diferente materia prima.

Método de Adsorción	Carbón fino (%)	
	Carbón de cuesco de palmiste	Carbón de cascara de coco
CIP	7,56	7,43
IAC	2,00	1,87
<b>Reducción de carbón fino (%)</b>	73,55	74,83

En el proceso de CIP, el carbón se encuentra expuesto a atrición principalmente causada por el contacto con el agitador mecánico, por lo que al final del proceso se tiene una pérdida de 5,56 y 5,26 puntos porcentuales con carbón de cascara de coco y cuesco de palmiste respectivamente.

El método propuesto IAC, logra una importante disminución de las pérdidas de carbón de aproximadamente 74 % de las obtenidas con el convencional, debido a la eliminación del contacto del material adsorbente con el agitador mecánico. Este método no elimina las pérdidas, únicamente las reduce, ya que el simple contacto entre carbones y con la malla provoca el desgaste de las superficies y por lo tanto se genera carbón fino.

Se efectuaron pruebas de AIC y CIP bajo idénticas condiciones con carbón activado de cascara de coco ya que es el más utilizado industrialmente debido a su elevada dureza y demás características expuestas en la tabla 1.3. Similares ensayos, se realizaron con carbón de cuesco de palmiste el cual presenta menor dureza que el anterior, con el objetivo de presentarlo como una alternativa en la adsorción con el método propuesto debido a que al estar inmobilizado, esta propiedad física pierde relevancia ya que no se encuentra expuesto al desgaste que se somete el carbón en el CIP, considerando su disponibilidad en el mercado y su bajo precio.

Debido a la amplia utilización del carbón activado de casaca de coco a nivel industrial, en adelante se efectuará la comparación de los métodos CIP con el carbón de cascara de coco y el IAC con carbón de cuesco de palmiste, ya que es el objetivo de este estudio presentar una opción al proceso actual, por lo tanto se puede afirma que con la aplicación del método propuesto se logra una reducción del 73 % del carbón empleado en la adsorción al disminuir el porcentaje de pérdidas del 7,43 al 2 %.

En la tabla 3.27 se muestran los porcentajes de carbón fino a diferentes tiempos de iniciado el proceso de adsorción. El carbón activado empleado en los ensayos correspondientes al CIP es el procedente de cascara de coco (CALGON GRC-22), mientras que el utilizado en los ensayos de IAC es procedente de cusco de palmiste (Quimicarb).

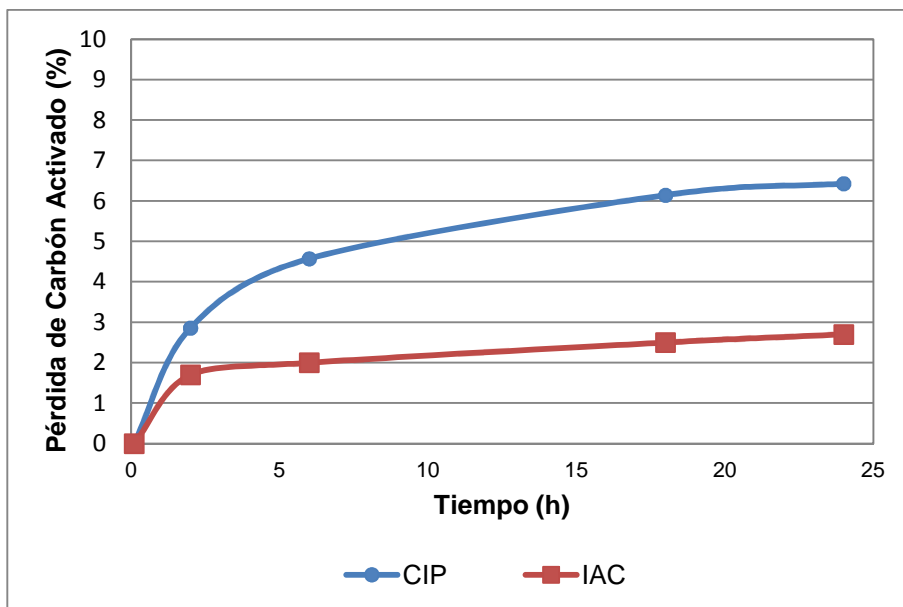
**Tabla 3.27** Porcentaje de pérdidas de carbón activado en la adsorción con CIP e IAC

Tiempo h	% Carbón fino	
	CIP	IAC
0.1	0.00	0.00
2	2.86	1.43
6	4.57	1.71
18	6.14	1.86
24	6.43	2.00



### 3.4.3.2 Pérdida de oro y plata en el carbón fino

Con los datos obtenidos en la tabla 3.27, se construyó la curva de pérdida de carbón activado en función del tiempo de agitación, que se presenta en la figura 3.11.



**Figura 3.11** Curva de pérdida de carbón fino en función del tiempo durante la adsorción de oro, con carbón en pulpa e inmovilizado

En la tabla 3.28, se presentan los resultados de la adsorción de oro y plata en la fracción de carbón fino producido durante el proceso de Adsorción evaluado con carbón en pulpa e inmovilizado.

**Tabla 3.28** Adsorción de oro y plata en el carbón fino producido con los métodos de adsorción CIP e IAC

Tiempo h	Metales preciosos en carbón fino (%)			
	Au		Ag	
	CIP	IAC	CIP	IAC
0	0,00	0,00	0,00	0,00
2	1,16	0,74	0,98	0,75
6	1,95	0,95	1,56	0,86
18	2,44	1,06	2,26	0,94
24	2,91	1,13	2,67	1,06

La velocidad de adsorción del carbón fino es mayor que la correspondiente al carbón grueso, debido a que a menor tamaño de partícula se reduce la longitud del poro facilitando la adsorción de las especies cianuradas, por lo que estas se adsorben con mayor velocidad en esta fracción.

A partir de los datos de la tabla 3.28, se determinaron relaciones matemáticas que permiten determinar tanto la pérdida de carbón fino, como su contenido de oro y plata a un tiempo  $t$ , para el método convencional CIP y el propuesto IAC, las mismas que se presentan en las tablas 3.29 y 3.30, respectivamente.

**Tabla 3.29** Relaciones matemáticas que modelan la pérdida de carbón, oro y plata en el proceso de Carbón en Pulpa

<b>Pérdida</b>	<b>Ecuación</b>	<b>Correlación <math>R^2</math></b>
Carbón fino	% pérdida = $1,189 \ln(t) + 2,512$	0,987
Au en carbón fino	% pérdida = $0,511 \ln(t) + 1,054$	0,973
Ag en carbón fino	% pérdida = $0,466 \ln(t) + 0,911$	0,954

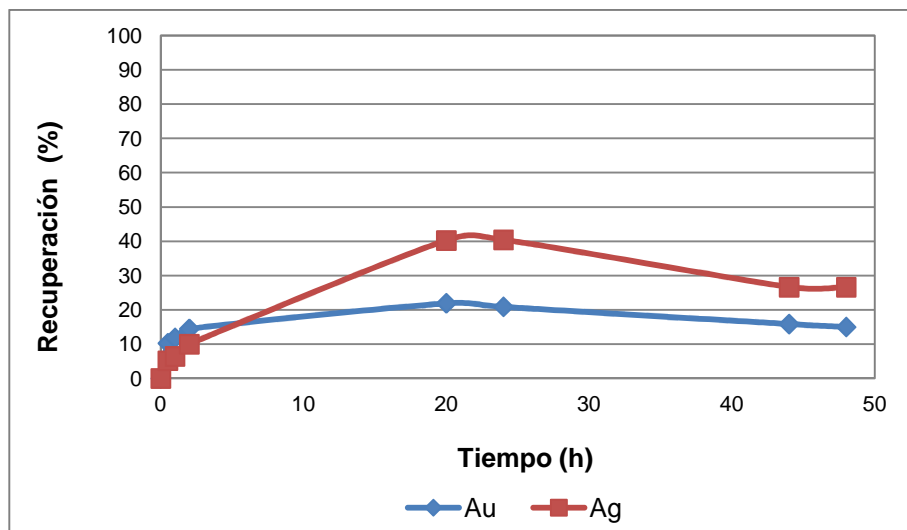
**Tabla 3.30** Relaciones matemáticas que modelan la pérdida de carbón, oro y plata en el proceso de Carbón Activado Inmovilizado.

<b>Pérdida</b>	<b>Ecuación</b>	<b>Correlación <math>R^2</math></b>
Carbón fino	% pérdida = $0,358 \ln(t) + 0,952$	0,958
Au en carbón fino	% pérdida = $0,204 \ln(t) + 0,519$	0,979
Ag en carbón fino	% pérdida = $0,184 \ln(t) + 0,491$	0,954

Estas ecuaciones se determinaron mediante regresiones logarítmicas en base a los datos experimentales, las mismas que se aplican en un sistema batch, empleando carbón virgen. Su determinación se detalla en el anexo VII.

### 3.4.4 LIXIVIACIÓN Y ADSORCIÓN SIMULTÁNEA CON IAC

En la figura 3.12, se presenta la cinética de disolución y adsorción simultánea con carbón activado inmovilizado, efectuado durante 48 h, según el procedimiento detallado en la sección 2.4.3.



**Figura 3.12** Cinética de adsorción de oro y plata por medio de la técnica de CIL con el carbón activado inmovilizado

Como se puede ver en la figura 3.12, la velocidad de adsorción inicial es baja debido a la alta concentración de cianuro, y conforme el tiempo transcurre los poros del carbón se obstruyen por la acumulación de arena en el lecho del carbón, por lo cual se tiene una baja adsorción de oro y plata.

En la tabla 3.31 se observa que a las 48 h del proceso se obtuvo el 3% de carbón fino, que corresponde a una pérdida de 30 kg/t de carbón activado, esta es mayor a la obtenida con el método IAC, debido al prolongado tiempo de exposición; sin embargo es la mitad de la pérdida determinada para el método CIP a un tiempo de 24 h, con lo que se demuestra la disminución de pérdidas mediante la inmovilización del carbón.

**Tabla 3.31** Balance de carbón activado durante 48 h del proceso de CIL

Carbón Activado	Peso (g)	%
Inicial	70,0	100,00
Grueso	67,9	97,00
Fino	2,1	3,00

### 3.4.5 INCREMENTO DE LA CANTIDAD DE CARBÓN ACTIVADO

Con el objetivo de mejorar la cinética de adsorción de oro y plata se incrementó la cantidad de carbón activado, en las canastas laterales. En la tabla 3.32, se presenta la influencia de este incremento, en el porcentaje de adsorción de oro y plata.

Debido a que el mayor porcentaje de adsorción de oro y plata se produce durante la primera hora, se estableció como tiempo de comparación entre los métodos considerados.

**Tabla 3.32** Adsorción de oro y plata con carbón activado inmovilizado a diferente cantidad de carbón activado, durante la primera hora de adsorción.

Método de adsorción	Cantidad de carbón (g)	Concentración de carbón (kg C.A./m <sup>3</sup> pulpa)	% Adsorción	
			Au	Ag
CIP	70	15,62	96,58	89,59
IAC	70	15,62	44,34	35,88
	100	22,32	81,38	58,38

Con el aumento de aproximadamente el 43 % en la cantidad de carbón activado en el método de IAC, se incrementa en 37,04 y 22,50 puntos porcentuales en la recuperación de oro y plata respectivamente, durante la primera hora de iniciado el proceso, lo cual corresponde a un incremento del 83,53 y 62,71 % en dichas recuperaciones. Esto se debe a que al incrementarse la cantidad de carbón activado se tiene mayor cantidad de sitios activos disponibles para la adsorción.

Al incrementarse la cantidad de carbón activado, se incrementa también el porcentaje de carbón fino, como lo demuestran los datos expuestos en la tabla 3.32, debido a la fricción entre carbones y con las mallas contenedoras.

Este incremento acerca la recuperación a la obtenida con el método convencional de CIP, sin causar un incremento considerable en las pérdidas por atrición.

**Tabla 3.33** Pérdidas de oro, plata y carbón activado durante la adsorción con diferentes cantidades de carbón activado inmovilizado.

Cantidad de carbón (g)	% Carbón fino	% Adsorción Carbón fino	
		Au	Ag
70	2,00	1,12	1,06
100	2,60	1,30	1,28

### 3.5 ENSAYO EN PLANTA PILOTO

Se realizó un ensayo en planta piloto para conocer la aplicabilidad de los parámetros de adsorción IAC, determinados en el laboratorio, a mayor escala.

#### 3.5.1 CIANURACIÓN PILOTO

Se efectuó el proceso de cianuración con un volumen de pulpa de 350 litros de pulpa, a las condiciones determinadas en el laboratorio.

**Tabla 3.34** Porcentajes de recuperación de oro y plata en la cianuración piloto

Especie	% Recuperación
Au	70,82
Ag	76,24

Los resultados presentados en la tabla 3.34, muestran que bajo las condiciones óptimas de cianuración, se tiene una recuperación de oro y plata similar a la obtenida en los ensayos de laboratorio, lo cual comprueba la aplicabilidad de los estudios de cianuración a nivel de laboratorio a volúmenes mayores.

#### 3.5.2 ADSORCIÓN PILOTO

En este ensayo, se aplicaron los parámetros determinados para la adsorción de oro y plata con carbón inmovilizado IAC, a nivel de laboratorio.

**Tabla 3.35** Balance de carbón en la adsorción piloto con carbón activado inmovilizado

<b>Carbón Activado</b>	<b>Peso (Kg)</b>	<b>% en peso</b>
Inicial	8,00	100,00
Grueso	7,78	97,25
Fino	0,22	2,75

De acuerdo a los datos expuestos en la tabla 3.36, se tiene una pérdida de carbón fino, mayor a la obtenida en el laboratorio a idénticas condiciones que fue de 2,60 %, esto se debe a la inercia de sistemas de mayor volumen, por lo tanto el efecto de la atrición es mayor.

### **3.6 ANÁLISIS ECONÓMICO COMPARATIVO**

Debido a que este estudio propone el IAC como un método alternativo al proceso convencional de CIP, para la extracción industrial, se realizó el análisis económico para una planta industrial considerando una producción diaria de 120 t/día, tomando como referencia las condiciones y recuperaciones obtenidas en los ensayos de laboratorio.

Para la extrapolación de los resultados a escala industrial se tomaron los datos y las relaciones matemáticas determinadas a nivel de laboratorio, para los procesos de cianuración y adsorción con los métodos CIP e IAC, respectivamente. Se determinó la recuperación de oro y plata y las pérdidas a las 10 h de iniciado el proceso.

#### **3.6.1 Balance económico en base a la pérdida de carbón fino**

Para evaluar las pérdidas por la producción de finos, se realizó un balance de carbón activado en el proceso de adsorción tanto para el método de CIP como para el de IAC. Se determinó el costo de procesamiento con CIP considerando la

utilización de carbón activado de cáscara de coco, mientras que para el proceso de IAC se consideró el empleo de carbón activado de hueso de palmiste.

En la tabla 3.36 se presentan los resultados del balance económico considerando únicamente la pérdida de carbón por atrición en el proceso de adsorción.

**Tabla 3.36** Análisis económico comparativo de la pérdida de carbón fino en la adsorción industrial entre los métodos CIP e AIC

Método	Pérdida de carbón en finos		
	Porcentaje	Peso (kg/día)	Costo (\$/día)
<b>CIP</b>	4,82	67,55	227,64
<b>IAC</b>	1,74	34,80	34,80
<b>Diferencia</b>	<b>3,08</b>	<b>32,75</b>	<b>192,84</b>

Únicamente considerando la reducción de la fracción de carbón fino producido en 10 horas de IAC, se evita la pérdida de 32,75 Kg de carbón fresco/día, lo que representa una ganancia de 192, 84 \$/día. Lo cual representa una clara ventaja económica sobre el CIP.

### 3.6.2 Balance económico en base a la pérdida de oro y plata

Este análisis se realizó en función del balance metalúrgico de efectuado en el proceso de adsorción, para los métodos CIP e IAC y se tomó como referencia el precio del oro 1 628,50 \$/onza troy y de la plata 39,63 \$/onza troy, consultado el 29 de julio de 2011.

En las tablas 3.37 y 3.38, se presentan los resultados del análisis económico considerando las pérdidas de oro y plata en el carbón fino.

**Tabla 3.37** Análisis económico de las pérdidas de oro y plata en el proceso CIP

Producto	Especie	CIP		
		% Adsorción	Peso onza troy	Costo (\$)
<b>RECUPERACIÓN</b>				
Carbón grueso	Au	96,35	63,47	10 3359,48
	Ag	94,66	255,66	10 131,84
<b>Recuperación</b>				<b>113 491,32</b>
<b>PÉRDIDAS</b>				
Carbón fino	Au	2,02	1,33	2 163,13
	Ag	1,75	4,74	187,82
Residual en solución	Au	1,63	1,07	1 748,41
	Ag	3,59	9,70	3 84,27
<b>Pérdidas</b>				<b>4 483,63</b>

En base a los resultados del análisis económico presentado en la tabla 3.37 para el método CIP, se puede decir que a pesar que con el método convencional se obtiene mayor porcentaje de adsorción de oro y plata, éste presenta un alto porcentaje de pérdidas de estos metales en el carbón fino.

**Tabla 3.38** Análisis económico de las pérdidas de oro y plata en el proceso IAC

Producto	Especie	IAC		
		% Adsorción	Peso onza troy	Costo (\$)
<b>RECUPERACIÓN</b>				
Carbón grueso	Au	96,71	63,71	103 744,35
	Ag	88,84	239,95	9 509,20
<b>Recuperación</b>				<b>113 253,55</b>
<b>PÉRDIDAS</b>				
Carbón fino	Au	0,02	0,59	963,49
	Ag	0,90	2,06	81,52
Residual en solución	Au	1,63	1,07	1 748,41
	Ag	10,40	28,09	1 113,21
<b>Pérdidas</b>				<b>3 906,62</b>



Al inmovilizar el carbón se reduce dicho porcentaje, con el inconveniente que también se reduce la velocidad de adsorción, sin embargo esta desventaja se puede superar con la adición de mayor cantidad de carbón para obtener similares recuperaciones en el tiempo estipulado, sin que esto signifique un aumento significativo en el porcentaje de pérdidas.

**Tabla 3.39** Análisis económico comparativo de las pérdidas de oro y plata con los métodos de Adsorción CIP e IAC

Proceso	Recuperación (\$/día)	Pérdida (\$/día)	Ganancia
			(\$/día)
CIP	113 491,32	4 483,63	109 007,69
IAC	113 253,55	3 906,62	109 346,93
<b>Diferencia</b>			<b>339,24</b>

Como se puede ver en la tabla 3.39, las pérdidas de oro y plata en el carbón fino, son menores en el IAC, debido a la significativa reducción del porcentaje de carbón fino en el proceso, con lo cual se tiene un ahorro de 339,24 \$/día, debido a la minimización de las pérdidas de oro y plata en carbón fino, lo cual representa una ganancia anual de 123 822, 60 \$/año.

De acuerdo al análisis económico, la aplicación del proceso es rentable ya que optimiza la recuperación de oro y plata, con la disminución del porcentaje de carbón fino en el proceso, lo cual representa una ganancia de 532,08 \$/día.

## 4 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### 4.1 CONCLUSIONES

Las mejores condiciones de cianuración para el mineral de Pacto, se determinaron experimentalmente y sus correspondientes resultados se presentan en la tabla 3.13. El bajo porcentaje de recuperación de oro obtenido bajo estas condiciones, se debe al alto contenido de cuarzo en el mineral.

La inmovilización del carbón activado provoca una disminución de 51,74 % en la adsorción de oro durante la primera hora de iniciado el proceso. Esto se debe a la limitación de la difusión de las especies cianuradas ocasionada por el contacto entre carbones.

Empleando el método propuesto de IAC, con carbón activado de cuesco de palmiste, se obtiene una reducción del 74 % en las pérdidas por atrición, en relación a las obtenidas con el proceso de CIP, empleando el carbón de cascara de coco. Las mismas que disminuyen de 74,29 a 20 kg/t, durante 24 horas de agitación.

Al disminuir la cantidad de carbón fino producido, simultáneamente se reducen las pérdidas de metales preciosos que se adsorben en esta fracción, las correspondientes al oro, se reducen en un 61,17 % y en un 60,30 % para la plata, con el método propuesto.

El diseño de inmovilización apto para la adsorción de oro y plata es el de canastas laterales, el cual presenta amplios planos de entrada y salida de la pulpa y minimiza el espesor del lecho para facilitar el paso de la misma con la menor acumulación. Este diseño presenta un balance adecuado entre la velocidad de adsorción y las pérdidas en finos, es de fácil aplicación práctica.

El empleo de tela de carbón activado para la adsorción de oro y plata a partir de pulpas cianuradas no es adecuado debido a su estructura esencialmente macroporosa.

Mediante la determinación de la pérdida de carbón fino y del contenido de oro y plata en esta fracción, se determinaron ecuaciones que permiten determinar teóricamente las pérdidas para los métodos CIP e IAC, respectivamente, las mismas que se presentan en las tablas 3.28 y 3.29.

Para compensar la disminución de la velocidad de adsorción debido a la inmovilización, se incrementó la concentración de carbón de 15,62 a 22,32 kg/m<sup>3</sup> lo cual representa un incremento del 83,53 % en la adsorción de oro, durante la primera hora del proceso, el mismo que se asemeja a la recuperación obtenida en el CIP, y permite disminuir el tiempo de adsorción.

La disolución y adsorción simultánea de metales preciosos con el método propuesto, presenta recuperaciones menores a las obtenidas en el proceso normal de adsorción, debido a la elevada concentración de cianuro y la acumulación de arena en el lecho, causadas por el prolongado tiempo de residencia.

Los resultados obtenidos en el ensayo de planta piloto confirman la aplicabilidad de dichos análisis a mayores volúmenes.

De acuerdo al análisis económico realizado, considerando el procesamiento diario de 120 t/día, se obtuvo un ahorro de 192,84 \$/día por la implementación del método IAC respecto al CIP, lo cual representa un ahorro anual de 70 386,60 \$/año, empleando carbón de cuesco de palmiste, en reemplazo del originario de cáscara de coco.

La aplicación industrial del método es sencilla, no se requiere cambiar las instalaciones o equipos, la separación del carbón es muy fácil y se puede realizar

en menor tiempo que la que se efectúa en el CIP que es por cribado, en el cual también se tienen pérdidas por atrición.

Este método presenta la facilidad de separación de la pulpa. Las canastas se pueden lavar periódicamente, para evitar la acumulación de arena en el lecho. Y la ventaja económica más relevante es la minimización de la producción de carbón fino, mediante la inmovilización del mismo, ya que se lograron reducir las pérdidas permitiendo un ahorro diario de 532,08 \$/día lo que representa una ganancia adicional de 194 209,20 \$/ año.

## 4.2 RECOMENDACIONES

Realizar el estudio en planta piloto en continuo, empleando agitación neumática, con el objetivo de reproducir fielmente las condiciones de industriales de extracción de oro y plata,

Evaluar el porcentaje de pérdidas en función del número de ciclos en los que se recircule el carbón, al proceso de carbón en pulpa.

Construir el reactor Carberry a nivel de Planta Piloto para evaluar su desempeño en volúmenes mayores, debido a que presenta el menor porcentaje de pérdidas de carbón fino durante el proceso de adsorción.

Se recomienda una cuantificación de las pérdidas por atrición en los procesos de elución y regeneración del carbón activado, para complementar el estudio de las pérdidas de este material en el proceso de extracción de metales preciosos.

## BIBLIOGRAFÍA

1. Aguirre, F. y Amaya, G., 2005. "Evaluación de los Procesos de Lixiviación por Agitación Convencional y Carbón en Pulpa en la Hidrometalurgia del Oro", *Información Tecnológica*, 16, (5), 27.
2. Aghamirian, M. y Yen W., 2005, "A Study of Gold Anodic Behavior in the Presence of Various Ions and Sulfide Minerals in Cyanide Solution", *Minerals Engineering*. 18, (1), 89.
3. Agroindustrial "EL CORAZÓN", Compañía Minera, (Marzo, 2011).
4. Alvarez, D. 2011, "Palma Africana en el Ecuador", [http://agrytec.com/agricola/index.php?option=com\\_content&view=article&id=3468:palma-africana-en-el-ecuador&catid=49:articulos-tecnicos&Itemid=43](http://agrytec.com/agricola/index.php?option=com_content&view=article&id=3468:palma-africana-en-el-ecuador&catid=49:articulos-tecnicos&Itemid=43). (Julio, 2011)
5. ARCOM, Agencia de Regulación y Control Minero, 2011, "Estadística Minera 2007", <http://www.arcom.gob.ec/index.php/servicios/base-de-datos>, (Agosto, 2011)
6. ARCOM, Agencia de Regulación y Control Minero, 2011, "Listado de la plantas de Beneficio", Quito Ecuador.
7. Banco Central del Ecuador, 2011, "Precio del Oro en onzas troy en el mercado internacional", <http://www.bce.fin.ec/contenido.php?CNT=ARB0000750>, (Mayo, 2011).
8. Bradshaw, E. y Swardt, J., 1998. "Microwave Heating Principles and the Application to the Regeneration of Granular Activated Carbon", <http://www.saimm.co.za/Journal/v098n04p201.pdf>. (Enero, 2011).
9. de Andrade Lima, 2007, "Dynamic Simulation of the Carbon in Pulp and Carbon in leach Process", *Brazilian Journal of Chemical Engineering*, 24, (4), 623.
10. DeGarmo, E., Black, J., Kohser, R., 1994, "Materiales y métodos de Fabricación", 2da edición, Editorial Reverté, Barcelona, España, p.7 69.
11. De la Torre, E. y Guevara, A., 2005, "Recuperación de Oro a Partir de Minerales Refractarios Polisulfurados", Escuela Politécnica Nacional, Quito, Ecuador.
12. Deschênes, G., y Wallingford, G., 1995, "Effect of Oxygen and Lead Nitrate on the Cyanidation of a Sulphide Bearing Gold Ore", *Minerals Engineering*, 8, 923.

13. Fleming, C., 1984, "The Adsorption of gold cyanide onto activated carbon III. Factors Influencing the Rate of Loading and Equilibrium Capacity" *Hydrometallurgy*, 30, 127.
14. Flores, M., 2010, "Desarrollo y Caracterización de Telas de Carbón Activado Mediante Activación Química", Pontificia Universidad Católica del Ecuador, Quito, Ecuador.
15. Golodkov, Y., Elshin, V., Dudarev, V., Oznobikhin, L. 2001, "Sorptio of Precious Metals with Carbon Sorbents" *Russian Journal of Applied Chemistry*, 74, (1), 21.
16. Gray, E., 1999. "A quantitative study into carbon-in-pulp adsorption operations", [http://dk.cput.ac.za/cgi/viewcontent.cgi?article=1000&context=td\\_ctech](http://dk.cput.ac.za/cgi/viewcontent.cgi?article=1000&context=td_ctech). (Enero, 2011).
17. Guerrero, J y López, R, 2011, "Procesos de Manufactura", Flowsheet del Proceso Minero, <http://biotecnologiaurp.blogspot.com/2011/06/flowsheet-de-proceso-minero.html>, (Agosto 2011)
18. Habashi, F., 1997, "Hand book of Extractive Metallurgy", Volumen 3, Editorial Wiley-Vch, Wienheim, Alemania, pp. 1190 – 1194; 1225.
19. Higuera, O., Trisancho, J., Florez, L., 2007, "Comportamiento Anódico de la Plata en soluciones Cianuradas Libres de Oxígeno", *Scientia Et Technica*, 8, (36), 69.
20. Jia, Y., Steele, C., Hayward, I., Thomas, K., (1998), "Mechanism of Adsorption of Gold and Silver Species on Activated Carbons", *Carbon*, 36, (9), 1299.
21. Jones, W., y Linge, H., 1989, "Effect of Ore Pulp on the Adsorption Rate of Gold Cyanide on Activated Carbon", *Hydrometallurgy*, 1, (22), 231
22. Kitco Metals Inc., 2011, "London Historical Fix", Kitco gold index, <http://www.kitco.com/charts/historicalsilver.html>, (Julio, 2011)
23. Kondos, P., Deschênes, G., Morrison, R., 1995, "Process Optimization Studies in Gold Cyanidation", *Hydrometallurgy*, 39, (1), 235.
24. Laxen, P., Becker, G., Rubin, R., 1979. "Developments in the application of carbon in pulp to the recovery of gold from South African ores", *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, 1, (9) 315
25. Logsdon, M., Hagelstein, K., Mudder, T., 1999, "The Management of Cyanide in Gold Extraction", <http://www.icmm.com/page/1616/the-management-of-cyanide-in-gold-extraction>, Junio (2011).

26. Lovera, D., Quiñones, J., Vidal, A., Gagliuffi, p., Puente, I., Concepción, L., Flores, R., 2002, "Procesos de Tostación - Lixiviación de Minerales Auríferos con Metales Cianicidas", Revista del Instituto de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, 5 (10), 44.
27. Lui, G., e Yen, W., 1994, "Effects of Sulphide Minerals and Dissolved Oxygen on the Gold and Silver Dissolution in Cyanide Solution". Minerals Engineering, 3, (8), 111.
28. Marsden, J. y House, I., 1992, "The Chemistry of Gold Extraction", Editorial Ellis Horwood, Inglaterra, pp. 260-295.
29. Marsh, H. y Rodriguez, F., 2006, "Activated Carbon", Editorial Elsevier Science and Technology Books, United States.
30. McCabe, W, Smith, J., Harriot, P., 1991, "Operaciones Unitarias en Ingeniería Química", Cuarta Edición, Editorial McGraw-Hill/Interamericana, Madrid, España, pp. 242 – 251.
31. McDougall, G., Hancock, R., Nicol, M., Wellington, O., Copperthwaites, R., 1980, "The Mechanism of de Adsorption of Gold Cyanide on Activated Carbon", Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, <http://www.saimm.co.za/Journal/v080n09p344.pdf>, (Mayo, 2011)
32. Mejía, O., Patiño, S., Álvarez, M., Abreu, L., 2007, "Aprovechamiento de los Residuos de la Industria Palmera Mediante la Obtención de Carbón Activado a Escala de Laboratorio", Revista ION, Universidad Industrial de Santander, Bucaramanga, Colombia, 20, (1), 1.
33. Meza L., 1981, "Aspectos Fundamentales de los procesos hidrometalúrgicos de los Metales preciosos", Pasto, Colombia, pp. 28-94.
34. Mine-Engineer.Com, 2011, "Fire Assay", <http://www.mine-engineer.com/mining/assay2.htm>, (Junio, 2011)
35. Miranda, L., 2006, "Flotación Selectiva del Mineral de Pacto a nivel de planta piloto para obtener concentrados sulfurados con oro y plata", Escuela Politécnica Nacional, Quito, Ecuador.
36. Navarro, P. y Wilkomirsky, I., 1999, "Efecto del Oxígeno Disuelto en la Adsorción de Oro en Carbón Activado", Revista de Metalurgia de Madrid, 35, (3), 301.
37. Navarro, P., Vargas, C., Aguayo, C., 2009, "Efecto de las Propiedades Físicas del Carbón Activado en la Adsorción de Oro en medio Cianuro", Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales, S1, (2), 829.



38. SNMPE, Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2010, "El cianuro", Informe Quincenal (54), [http://confiep.org.pe/facipub/upload/publicaciones/1/963/inform\\_cianuro-snmpe.pdf](http://confiep.org.pe/facipub/upload/publicaciones/1/963/inform_cianuro-snmpe.pdf), (Junio, 2011).
39. Srithammavut, W., 2008, "Modeling of Gold Cyanidation", <http://rsteyn.files.wordpress.com/2010/08/gold-cyanide-purbaix-modeling.pdf>, (Abril, 2011).
40. Staunton, W., 2005, "Carbon-in-Pulp", *Developments in Mineral Processing*, 15, (23), 562.
41. Valencia, C., 1993, "Estudio del Proceso de Carbón en Pulpa para Minerales Auríferos", Escuela Politécnica Nacional, Quito, Ecuador.
42. Vargas, J., 2010, "Evaluación de un Circuito de Molienda y Clasificación", Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra, Escuela Politécnica Superior del Litoral.
43. Yalcin, M. y Arol, A., 2002, "Gold Cyanide Adsorption Characteristics of Activated Carbon of Non-coconut Shell Origin", *Hydrometallurgy*, 2 (63), 201.
44. Yannopoulos, J., 1991 "The Extractive Metallurgy of Gold", Editorial Van Nostrand Reinhold, United States, New York, pp.141-168; 193-205.

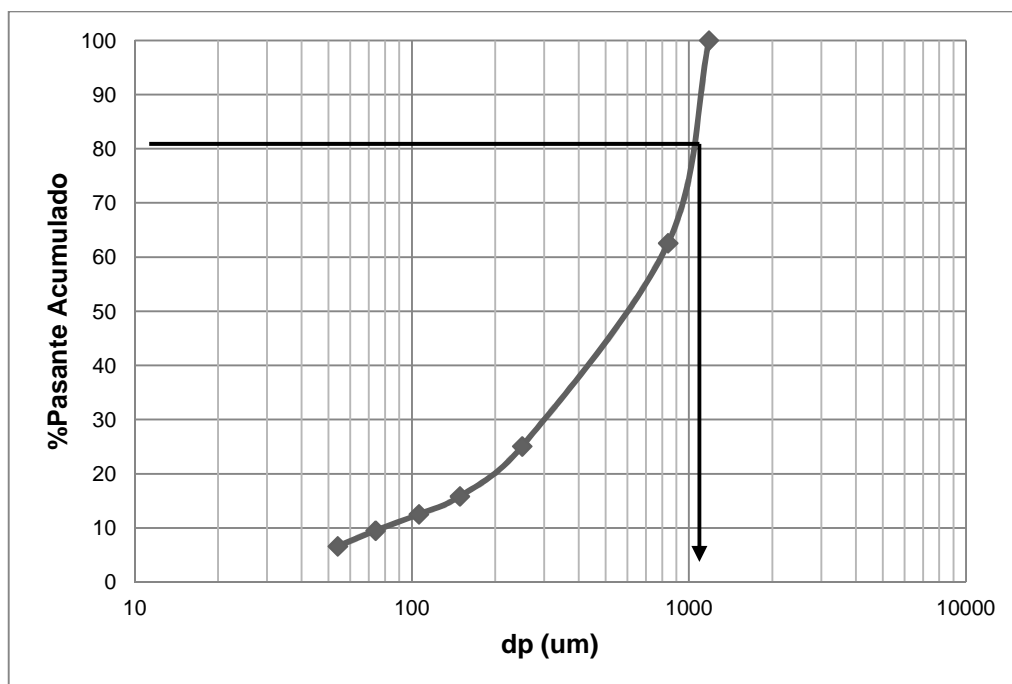
**ANEXOS**

## ANEXO I

### ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA MUESTRA INICIAL

Malla No.	Abertura (μm)	Peso Retenido (g)	% Peso Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
16	1180	0,0	0,00	0,00	100,00
20	840	37,3	37,41	37,41	62,59
60	250	37,4	37,51	74,92	25,08
100	149	9,2	9,23	84,15	15,85
150	106	3,3	3,31	87,46	12,54
200	74	3,0	3,01	90,47	9,53
270	54	2,9	2,91	93,38	6,62
<270	<54	6,6	6,62	100,00	0,00
total	-	99,7	100,00	-	-

#### Curva de Distribución Granulométrica



$$d_{80} = 1010 \mu\text{m}$$

## ANEXO II

### PROCEDIMIENTO DE FLOTACIÓN DEL MINERAL AURÍFERO

- Se pesó 2 kg de mineral
- Se molió en el molino de bolas al 62,5 % de sólidos por 30 minutos.
- Se recogió en una celda de flotación de 4 l de capacidad.
- Se añadió agua hasta obtener una concentración de sólidos del 33 %.
- Se colocó la celda en el equipo de flotación marca DENVER.
- Se acondiciona la pulpa, para lo que se añadió 5 ml de KAX (amil-xantato de potasio), 0,1 g de aeroflot 208 (Cyanamid ditio fosfato) y se dejó en agitación durante 5 minutos.
- Se inició, la flotación, al añadir 5 ml de KAX y encender el sistema de ingreso de aire.
- Se retiró la espuma formada con la ayuda de una paleta plástica, durante 15 minutos.
- Se obtuvo 2 fracciones; la fracción separada como espuma corresponde al concentrado, mientras que la que se queda en la celada de flotación es el relave.
- Se secaron las fracciones en una estufa eléctrica y homogenizadas.
- De cada fracción se tomó una muestra de 30 g y se analizó el contenido de oro y plata siguiendo el procedimiento de ensayo al fuego detallado en la sección 2.1.2.1.

## ANEXO III

### CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN DEL MINERAL AURÍFERO

#### FICHA TÉCNICA DE FLOTACIÓN

Muestra: Mineral original

Objetivo: Flotación Selectiva

#### MOLIENDA

Peso Mineral	2	kg
% de Sólidos	62,50	%
Tiempo	30	min
d80	105	µm
Cal	2500	g/Ton

#### ACONDICIONAMIENTO

% de Sólidos	33,30	%
pH	6,75	
AF208	48	g/Ton
KAX	50	g/Ton
Tiempo de flotación	3	min

#### REACTIVOS

AF208	Aeroflot 208 (Cyanamid ditiofosfato)
KAX	Amil xantato de Potasio

#### FLOTACIÓN

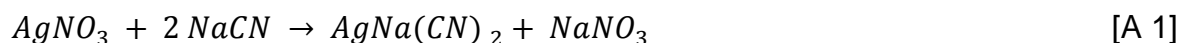
KAX	50	g/Ton
AF208	48	g/Ton
Tiempo de flotación	15	min

#### BALANCE METALÚRGICO

RESULTADOS	Peso (g)	% Peso	(g/Ton)		mg		% Repartición	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Concentrado	61,3	3,08	709,43	2344,67	43,49	143,73	84,40	82,70
Relave	1 928,1	96,92	4,17	15,59	8,04	30,06	15,60	17,30
Alimentación recalculada	1 989,4	100,00	25,90	87,36	51,53	173,79	100,00	100,00

**ANEXO IV**  
**DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO**  
**LIBRE POR TITULACIÓN CON  $\text{AgNO}_3$**

En la titulación de la solución cianurada con  $\text{AgNO}_3$  4,33 g/L, se produce la siguiente reacción:



Siendo X el gasto de  $\text{AgNO}_3$  4,33 g/L obtenido de la titulación, se tiene la siguiente relación basada en la estequiometría de la reacción A 1.

$$\frac{98 \text{ g NaCN}}{169,87 \text{ g AgNO}_3} \times \frac{4,33 \text{ g AgNO}_3}{1000 \text{ mL}} \times X \text{ mL} = 0,0075 X \text{ g NaCN}$$

La concentración de cianuro libre se determina dividiendo el resultado anterior para el volumen de la alícuota.

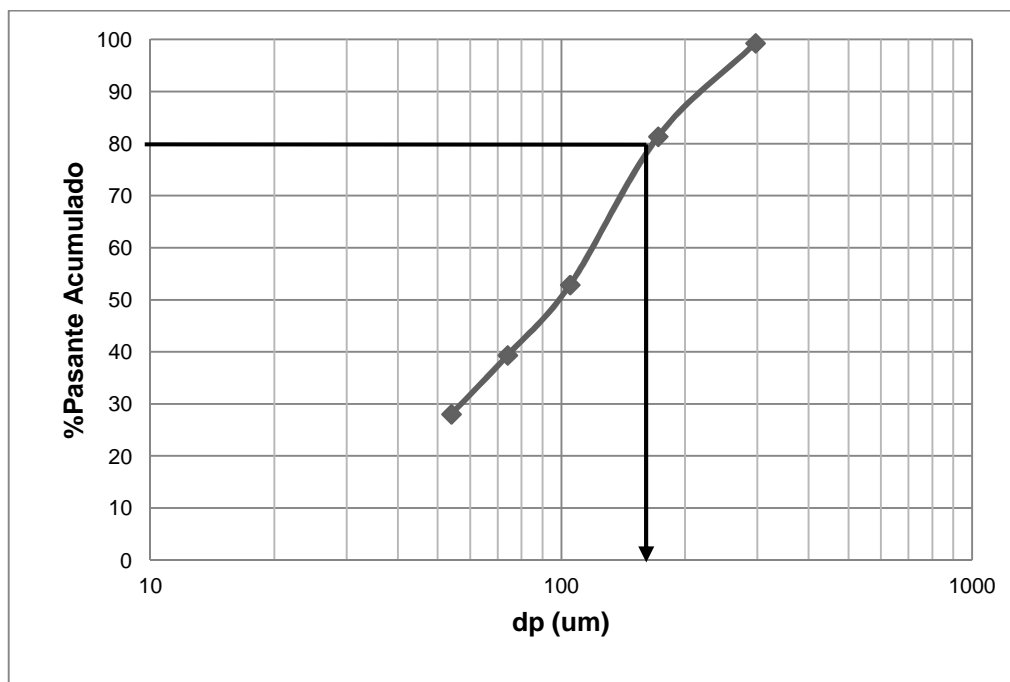
## ANEXO V

### ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL MINERAL A DIFERENTES TIEMPOS DE MOLIENDA

**Muestra:** Mineral a 20 min de molienda

Malla No.	Abertura (μm)	Peso Retenido (g)	% Peso Retenido	% Peso Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	297	1,4	0,70	0,70	99,30
80	172	35,8	17,93	18,63	81,37
150	105	56,9	28,49	47,12	52,88
200	74	27,0	13,52	60,64	39,36
270	54	22,6	11,32	71,96	28,04
<270	<54	56,0	28,04	100,00	0,00
Total	-	199,7	100,00	-	-

**Curva de Distribución Granulométrica**

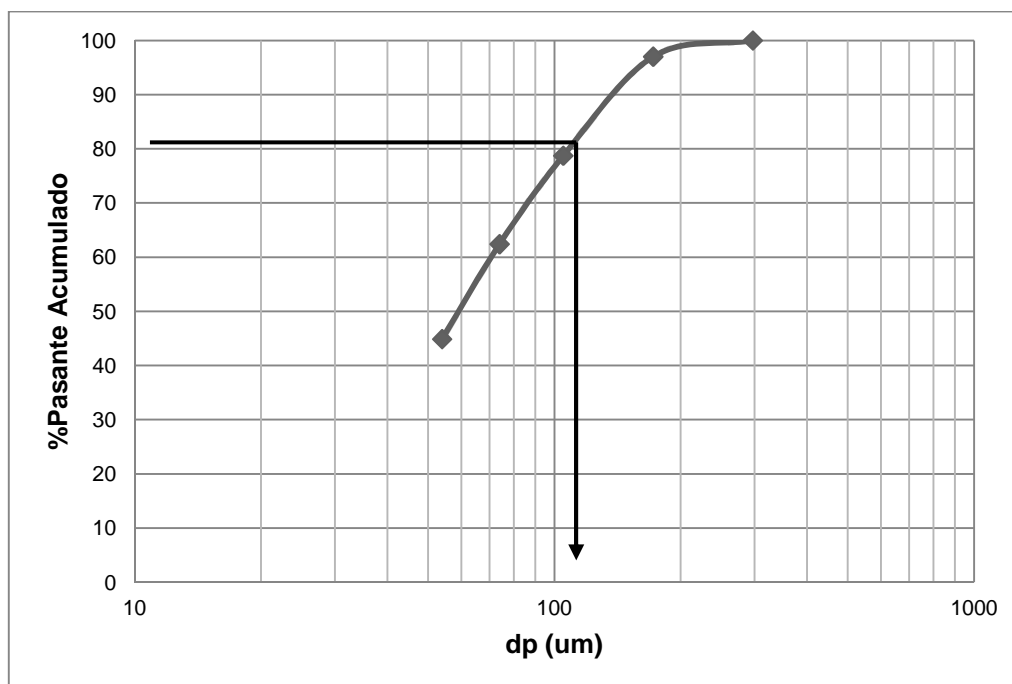


$d_{80} = 168 \mu\text{m}$

**Muestra:** Mineral a 30 min de molienda

Malla No.	Abertura (μm)	Peso Retenido (g)	% Peso Retenido	% Peso Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	297	0,0	0,00	0,00	100,00
80	172	5,9	2,97	2,97	97,03
150	105	36,3	18,29	21,26	78,74
200	74	32,4	16,32	37,58	62,42
270	54	34,8	17,53	55,11	44,89
<270	<54	89,1	44,89	100,00	0,00
Total	-	198,5	100,00	-	-

**Curva de Distribución Granulométrica**



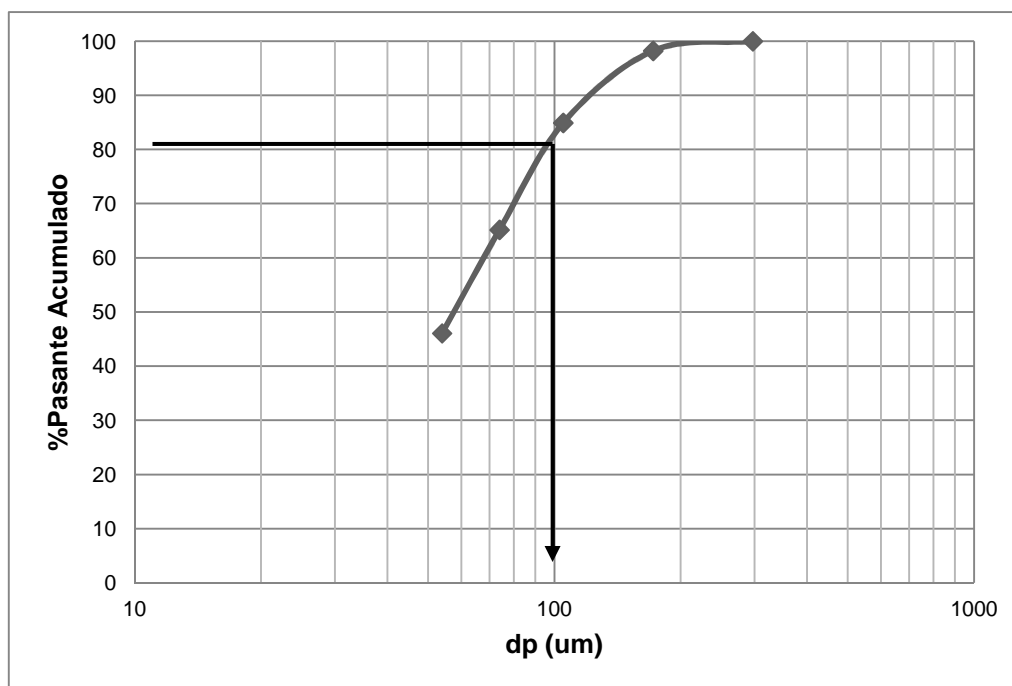
$d_{80} = 105 \mu m$



**Muestra:** Mineral a 40 min de molienda.

Malla No.	Abertura ( $\mu\text{m}$ )	Peso Retenido (g)	% Peso Retenido	% Peso Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	297	0,0	0,00	0,00	100,00
80	172	3,5	1,76	1,76	98,24
150	105	26,4	13,30	15,06	84,94
200	74	39,2	19,75	34,81	65,19
270	54	37,9	19,09	53,90	46,10
<270	<54	91,5	46,10	100,00	0,00
Total		198,5	100,00		

### Curva de Distribución Granulométrica



$$d_{80} = 92 \mu\text{m}$$

**ANEXO VI**  
**FICHAS TÉCNICAS**

## **ENSAYOS DE CIANURACIÓN**

## FICHA TÉCNICA No.1

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 20 min

### Condiciones de Cianuración

*Tamaño de partícula:* 168  $\mu\text{m}$

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,51
0,5	1,6	1,00	1,52	0,00	10,91
1,0	1,8	1,00	0,88	0,00	11,02
2,0	1,9	1,00	0,60	0,00	11,05
4,0	1,8	1,00	0,96	0,00	11,50
18,0	2,0	1,00	0,00	0,00	11,68
24,0	2,0	1,00	0,16	0,00	11,71
<b>TOTAL AÑADIDO (g)</b>			4,12	4,00	
<b>CONSUMO (kg/Ton)</b>			2,06	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,96	8,09	32,04	62,23
Solución de lavado (L)	0,99	0,88	0,87	1,69
Relave (kg)	1,99	9,33	18,57	36,08
Alimentación Recalculada	1,99	25,87	51,48	100,00

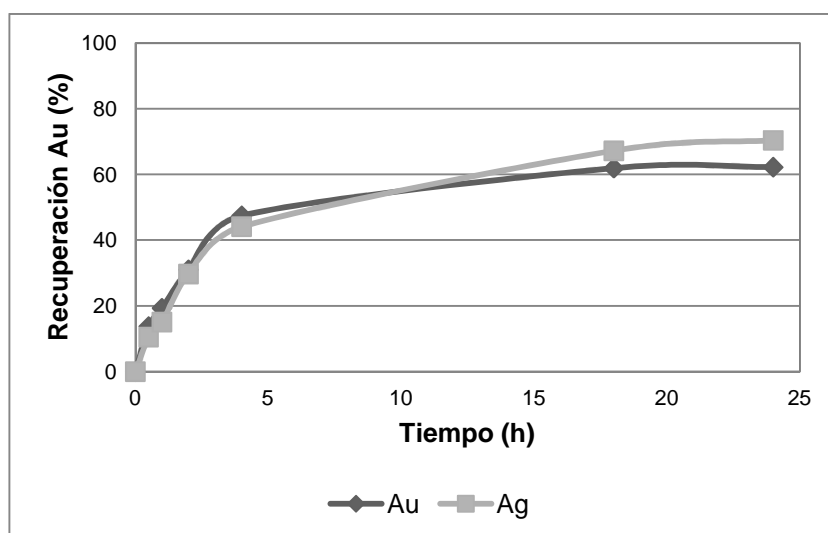
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,98	30,80	122,58	70,40
Solución de lavado (L)	0,99	0,46	0,46	0,26
Relave (kg)	1,99	25,67	51,08	29,33
Alimentación Recalculada	1,99	87,50	174,12	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 63,92 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 70,67 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	13,77	10,51
1,0	19,31	15,09
2,0	31,00	29,71
4,0	47,46	44,11
18,0	61,92	67,20
24,0	62,23	70,40



## FICHA TÉCNICA No.2

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

### Condiciones de Cianuración

*Tamaño de partícula:* 105  $\mu$ m

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,62
0,5	1,1	1,00	3,60	0,00	10,81
1,0	2,0	1,00	0,00	0,00	11,03
2,0	1,9	1,00	0,60	0,00	11,10
4,0	1,9	1,00	0,24	0,00	11,26
20,0	1,8	1,00	1,72	0,00	11,74
24,0	1,9	1,00	0,28	0,00	11,86
TOTAL AÑADIDO (g)			6,44	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			3,22	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,96	8,63	34,17	66,38
Solución de lavado (L)	0,99	0,17	0,17	0,33
Relave (kg)	1,98	8,66	17,14	33,29
Alimentación Recalculada	1,98	26,00	51,48	100,00

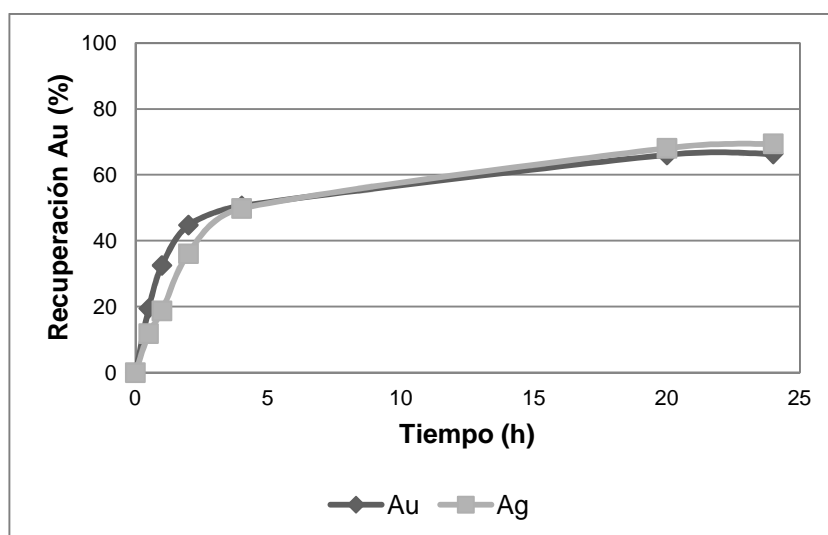
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,96	30,40	120,38	69,49
Solución de lavado (L)	0,99	0,69	0,68	0,39
Relave (kg)	1,98	26,34	52,16	30,11
Alimentación Recalculada	1,98	87,49	173,23	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 66,71 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 69,89 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	19,46	11,89
1,0	32,54	18,74
2,0	44,77	36,11
4,0	50,62	49,83
20,0	66,08	68,11
24,0	66,38	69,49



### FICHA TÉCNICA No.3

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

#### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 40 min

#### Condiciones de Cianuración

*Tamaño de partícula:* 92  $\mu$ m

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

#### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,47
0,5	1,6	1,00	1,60	0,00	10,65
1,0	1,7	1,00	1,04	0,00	11,12
2,0	1,8	1,00	1,00	0,00	11,35
4,0	1,9	1,00	0,24	0,00	11,54
18,0	2,0	1,00	1,00	0,00	11,71
24,0	2,0	1,00	0,12	0,00	11,86
TOTAL AÑADIDO (g)			5,00	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			2,50	2,00	

#### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,95	8,66	34,21	65,13
Solución de lavado (L)	0,99	0,41	0,41	0,77
Relave (kg)	1,99	9,00	17,91	34,10
Alimentación Recalculada	1,99	26,39	52,52	100,00



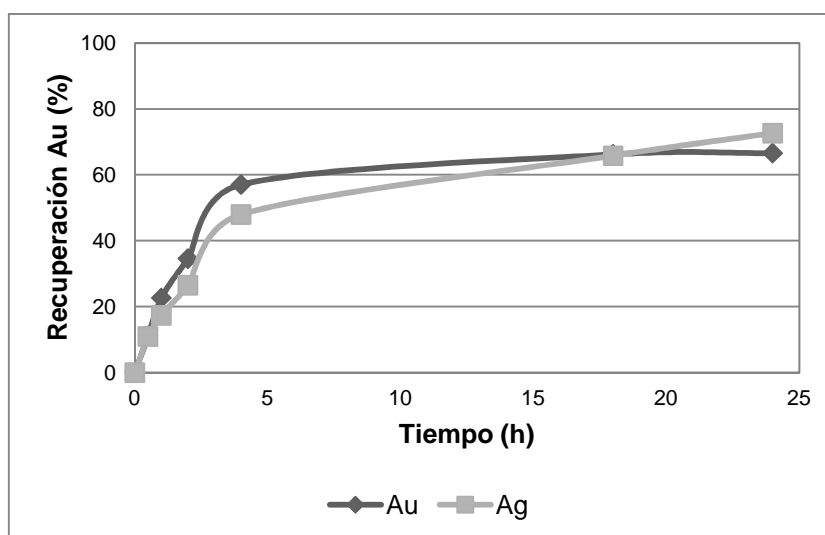
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,95	31,80	125,61	72,68
Solución de lavado (L)	0,99	0,78	0,77	0,45
Relave (kg)	1,99	23,33	46,43	26,87
Alimentación Recalculada	1,99	86,84	172,82	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 65,90 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 73,13 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	11,15	10,97
1,0	22,69	17,37
2,0	34,62	26,51
4,0	57,08	48,00
18,0	66,23	65,83
24,0	66,62	72,69



### FICHA TÉCNICA No.4

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

#### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

#### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu$ m

% de Sólidos: 25 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

#### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,68
0,5	1,8	1,00	1,20	0,00	10,92
1,0	2,0	1,00	0,24	0,00	10,96
2,0	2,0	1,00	0,30	0,00	11,05
4,0	1,9	1,00	0,36	0,00	11,26
19,0	1,8	1,00	1,96	0,00	11,37
24,0	1,9	1,00	0,60	0,00	11,52
TOTAL AÑADIDO (g)			4,66	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			2,33	2,00	

#### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	5,95	5,69	33,86	65,65
Solución de lavado (L)	0,99	0,56	0,55	1,08
Relave (kg)	1,98	8,67	17,16	33,28
Alimentación Recalculada	1,98	26,05	51,57	100,00

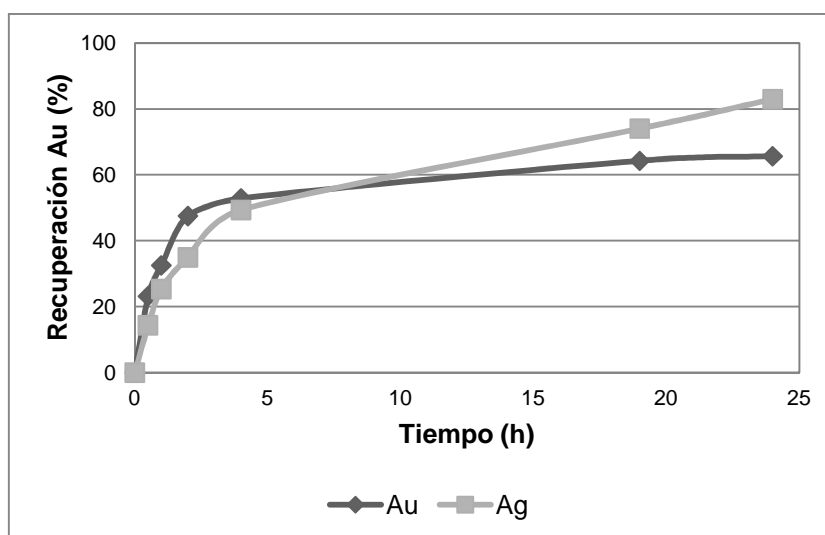
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	5,95	24,20	143,99	82,97
Solución de lavado (L)	0,99	1,19	1,18	0,68
Relave (kg)	1,98	14,33	28,38	16,35
Alimentación Recalculada	1,98	87,65	173,55	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 66,72 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 83,65 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	23,19	14,40
1,0	32,54	25,37
2,0	47,54	34,97
4,0	52,85	49,37
19,0	64,27	74,06
24,0	65,65	82,97



## FICHA TÉCNICA No.5

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu$ m

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,68
0,5	1,6	1,00	1,52	0,00	10,92
1,0	2,0	1,00	0,20	0,00	10,96
2,0	1,9	1,00	0,40	0,00	11,05
4,0	1,9	1,00	0,28	0,00	11,26
19,0	1,8	1,00	1,64	0,00	11,37
24,0	1,9	1,00	0,52	0,00	11,52
TOTAL AÑADIDO (g)			4,56	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			2,28	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,98	9,18	36,54	70,62
Solución de lavado (L)	0,99	0,69	0,68	1,32
Relave (kg)	1,98	7,33	14,52	28,06
Alimentación Recalculada	1,98	26,13	51,74	100,00

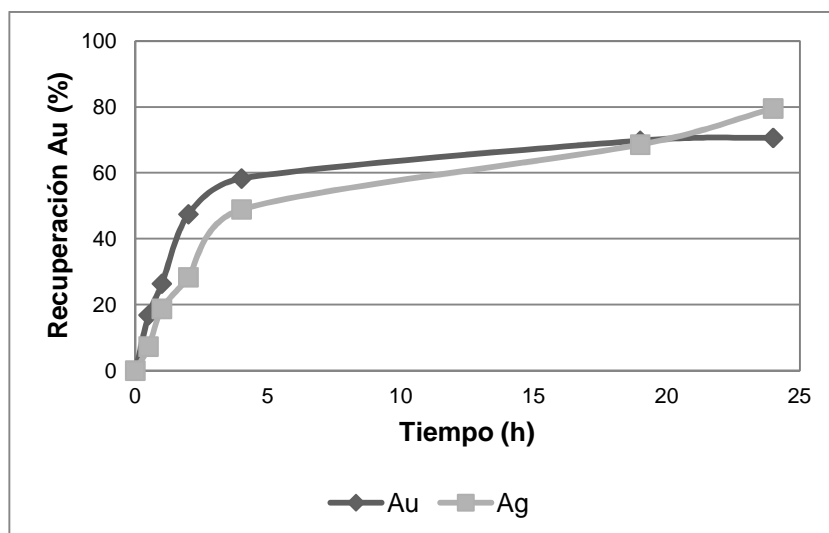
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,98	34,80	138,50	79,54
Solución de lavado (L)	0,99	0,66	0,65	0,38
Relave (kg)	1,98	17,67	34,98	20,09
Alimentación Recalculada	1,98	87,95	174,14	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 71,94 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 79,91 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	16,85	7,31
1,0	26,38	18,74
2,0	47,46	28,34
4,0	58,31	48,91
19,0	69,77	68,57
24,0	70,62	79,54



## FICHA TÉCNICA No.6

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu\text{m}$

% de Sólidos: 40 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,62
0,5	1,6	1,00	1,14	0,00	10,62
1,0	1,9	1,00	0,45	0,00	10,70
2,0	2,0	1,00	0,00	0,00	10,86
4,0	2,0	1,00	0,15	0,00	10,86
20,0	1,9	1,00	1,45	0,00	11,50
24,0	1,9	1,00	0,39	0,00	11,52
TOTAL AÑADIDO (g)			3,58	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			1,79	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	2,97	12,13	36,03	69,98
Solución de lavado (L)	0,99	0,20	0,20	0,38
Relave (kg)	1,99	7,67	15,26	29,64
Alimentación Recalculada	1,99	25,87	51,48	100,00

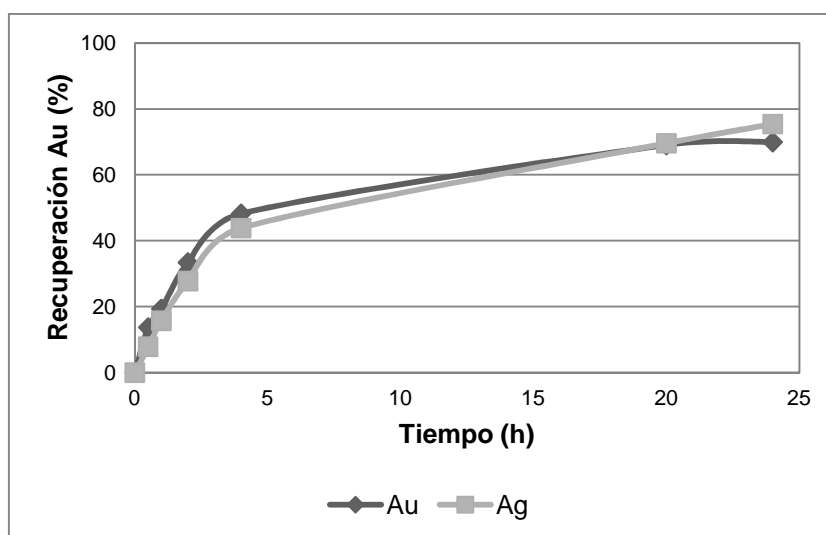
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	2,97	44,00	130,68	75,43
Solución de lavado (L)	0,99	0,78	0,77	0,45
Relave (kg)	1,99	21,00	41,79	24,12
Alimentación Recalculada	1,99	87,06	173,24	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 70,36 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 75,88 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	13,73	7,89
1,0	19,33	15,77
2,0	33,40	27,77
4,0	48,23	43,89
20,0	69,06	69,60
24,0	69,98	75,43



## FICHA TÉCNICA No.7

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu$ m

% de Sólidos: 33 %

*pH:* 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,08
0,5	1,4	1,00	2,55	0,00	10,15
1,0	1,9	1,00	0,51	0,00	10,24
2,0	2,0	1,00	0,15	0,00	10,37
4,0	2,0	1,00	0,12	0,00	10,20
19,0	1,6	1,00	1,72	0,00	10,23
24,0	1,7	1,00	1,36	0,00	10,18
TOTAL AÑADIDO (g)			6,41	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			3,205	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	8,69	34,51	66,87
Solución de lavado (L)	0,99	0,52	0,51	1,00
Relave (kg)	1,99	8,33	16,58	32,13
Alimentación Recalculada	1,99	25,93	51,61	100,00



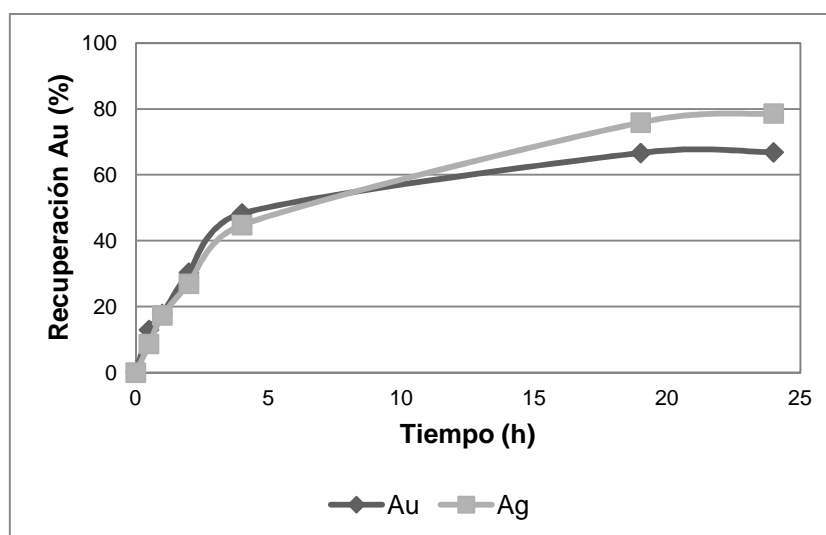
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	34,40	136,57	78,63
Solución de lavado (L)	0,99	1,31	1,30	0,75
Relave (kg)	1,99	18,00	35,82	20,62
Alimentación Recalculada	1,99	87,28	173,68	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 67,87 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 79,38 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	12,98	8,69
1,0	17,83	17,37
2,0	30,35	26,97
4,0	48,29	44,80
19,0	66,63	75,89
24,0	66,87	78,63



## FICHA TÉCNICA No.8

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu\text{m}$

% de Sólidos: 33 %

*pH:* 11,0

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,39
0,5	1,7	1,00	1,08	0,00	10,42
1,0	1,9	1,00	0,45	0,00	10,47
2,0	2,0	1,00	0,15	0,00	10,53
4,0	2,0	1,00	0,15	0,00	10,64
19,0	1,6	1,00	1,63	0,00	10,63
24,0	2,0	1,00	0,08	0,00	10,56
TOTAL AÑADIDO (g)			3,54	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			1,77	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	8,06	32,01	62,02
Solución de lavado (L)	0,99	0,37	0,37	0,71
Relave (kg)	1,99	9,67	19,24	37,27
Alimentación Recalculada	1,99	25,94	51,61	100,00

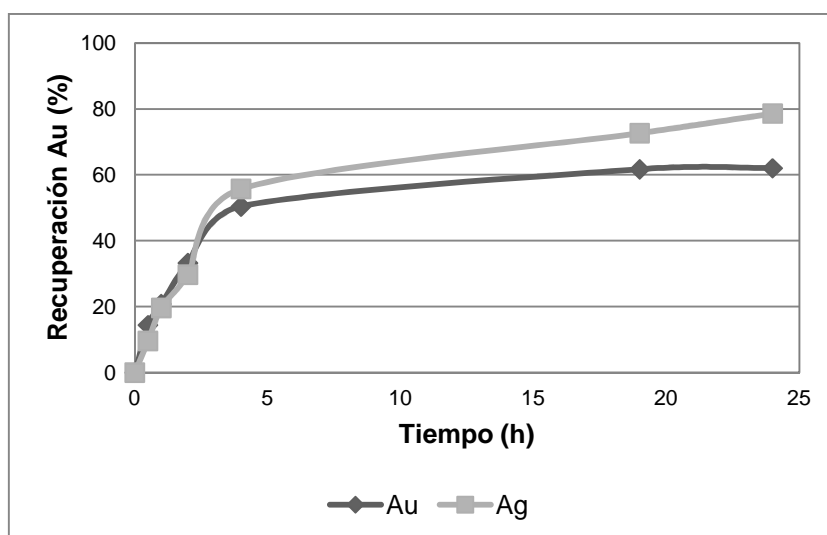
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	34,40	136,57	78,63
Solución de lavado (L)	0,99	1,30	1,29	0,74
Relave (kg)	1,99	18,00	35,82	20,62
Alimentación Recalculada	1,99	87,27	173,68	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 62,73 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 79,38 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	12,98	8,69
1,0	17,83	17,37
2,0	30,35	26,97
4,0	48,29	44,80
19,0	66,63	75,89
24,0	66,87	78,63



## FICHA TÉCNICA No.9

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu$ m

% de Sólidos: 33 %

*pH:* 11,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,75
0,5	1,7	1,00	1,11	0,00	11,05
1,0	1,8	1,00	0,78	0,00	11,15
2,0	1,9	1,00	0,21	0,00	11,21
4,0	2,0	1,00	0,09	0,00	11,05
19,0	1,6	1,00	1,45	0,00	11,07
24,0	2,0	1,00	0,04	0,00	11,17
TOTAL AÑADIDO (g)			3,68	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			1,84	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	7,85	31,14	60,35
Solución de lavado (L)	0,99	0,57	0,56	1,09
Relave (kg)	1,99	10,00	19,90	38,56
Alimentación Recalculada	1,99	25,93	51,61	100,00

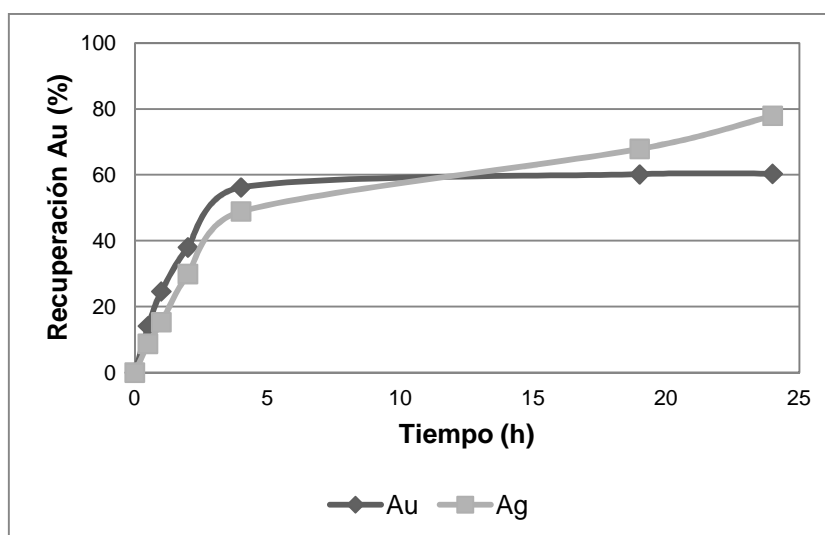
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	34,10	135,38	77,94
Solución de lavado (L)	0,99	0,52	0,51	0,30
Relave (kg)	1,99	19,00	37,81	21,77
Alimentación Recalculada	1,99	87,29	173,70	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 61,44 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 79,23 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	14,13	8,78
1,0	24,63	15,31
2,0	38,02	29,94
4,0	56,19	48,91
19,0	60,17	67,89
24,0	60,35	77,94



## FICHA TÉCNICA No.10

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu\text{m}$

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

*Cianuro Libre:* 1 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	1,0	1,00	0,00	4,00	10,47
0,5	0,9	1,00	0,24	0,00	10,51
1,0	0,8	1,00	0,98	0,00	10,54
2,0	0,9	1,00	0,45	0,00	10,65
4,0	1,0	1,00	0,08	0,00	10,56
19,0	0,9	1,00	0,50	0,00	10,53
24,0	1,0	1,00	0,12	0,00	10,57
TOTAL AÑADIDO (g)			2,36	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			1,18	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	7,76	30,79	59,65
Solución de lavado (L)	0,99	0,94	0,93	1,79
Relave (kg)	1,99	10,00	19,90	38,56
Alimentación Recalculada	1,99	25,94	51,61	100,00

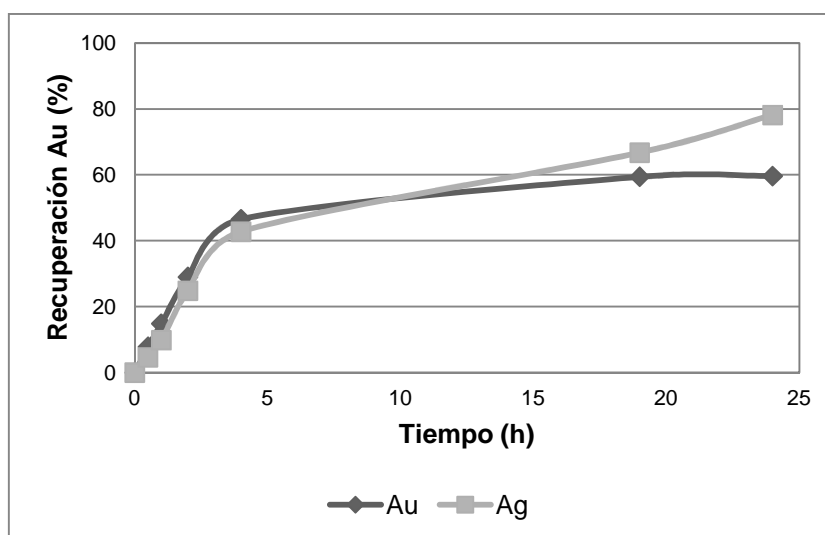
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	34,20	135,77	78,17
Solución de lavado (L)	0,99	0,78	0,77	0,44
Relave (kg)	1,99	18,67	37,15	21,39
Alimentación Recalculada	1,99	87,28	173,69	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 61,44 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 78,61 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	7,85	4,64
1,0	14,88	9,85
2,0	29,02	24,85
4,0	46,56	42,77
19,0	59,42	66,74
24,0	59,65	78,17



## FICHA TÉCNICA No.11

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu$ m

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

*Cianuro Libre:* 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,33
0,5	1,7	1,00	1,11	0,00	10,41
1,0	1,8	1,00	0,78	0,00	10,50
2,0	1,9	1,00	0,21	0,00	10,53
4,0	2,0	1,00	0,09	0,00	10,55
19,0	1,6	1,00	1,45	0,00	10,53
24,0	1,9	1,00	0,24	0,00	10,61
TOTAL AÑADIDO (g)			3,88	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			1,94	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	8,46	33,59	65,08
Solución de lavado (L)	0,99	0,78	0,77	1,50
Relave (kg)	1,99	8,67	17,25	33,42
Alimentación Recalculada	1,99	25,93	51,61	100,00



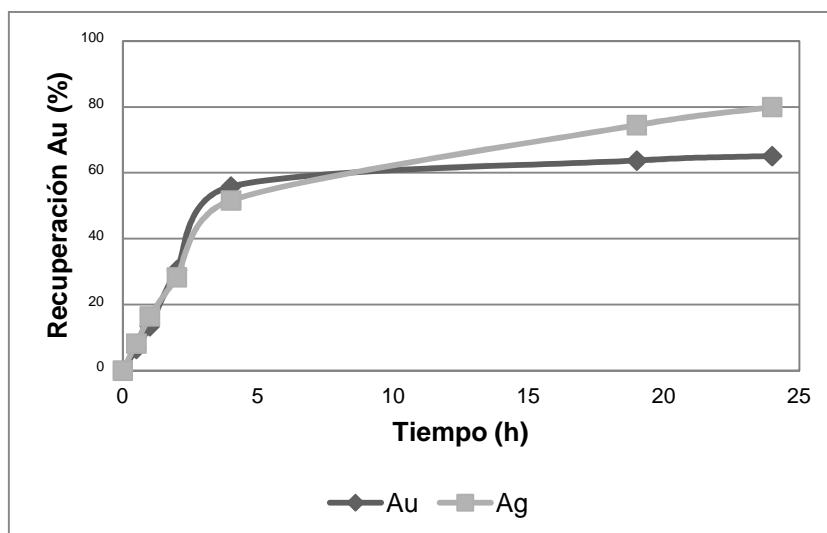
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	35,00	138,95	80,00
Solución de lavado (L)	0,99	0,92	0,91	0,52
Relave (kg)	1,99	17,00	33,83	19,48
Alimentación Recalculada	1,99	87,28	173,69	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 66,58 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 80,52 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	6,63	8,23
1,0	13,50	16,46
2,0	30,52	28,34
4,0	55,85	51,66
19,0	63,75	74,51
24,0	65,08	80,00



## FICHA TÉCNICA No.12

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu$ m

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

*Cianuro Libre:* 3 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	3,0	1,00	0,00	4,00	10,31
0,5	2,6	1,00	1,76	0,00	10,59
1,0	3,0	1,00	0,12	0,00	10,57
2,0	2,9	1,00	0,60	0,00	10,54
4,0	3,0	1,00	0,00	0,00	10,52
19,0	2,9	1,00	1,28	0,00	10,56
24,0	3,0	1,00	0,00	0,00	10,53
TOTAL AÑADIDO (g)			3,76	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			1,88	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	7,19	28,55	55,33
Solución de lavado (L)	0,99	1,17	1,16	2,24
Relave (kg)	1,99	11,00	21,89	42,42
Alimentación Recalculada	1,99	25,93	51,60	100,00

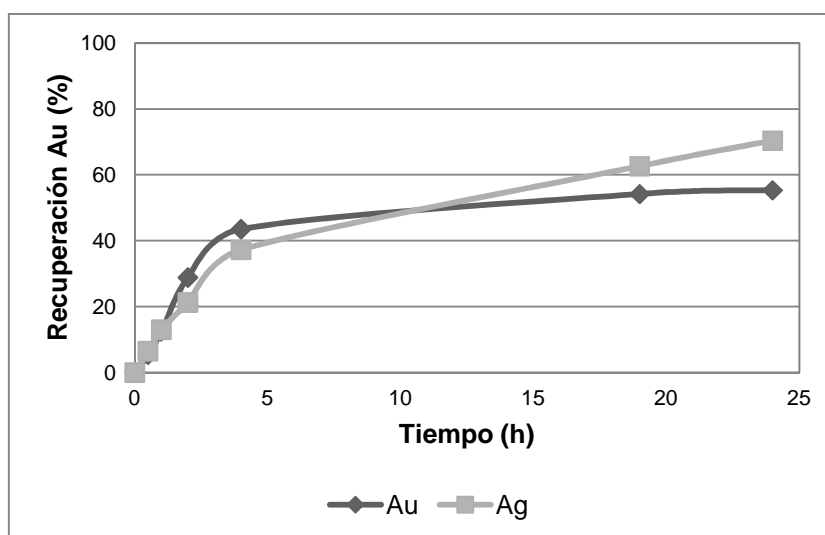
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	30,80	122,28	70,40
Solución de lavado (L)	0,99	1,01	1,00	0,58
Relave (kg)	1,99	25,33	50,41	29,03
Alimentación Recalculada	1,99	87,28	173,69	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 57,58 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 70,97 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	5,42	6,49
1,0	12,52	13,03
2,0	28,87	21,26
4,0	43,52	37,26
19,0	54,17	62,63
24,0	55,33	70,40



### FICHA TÉCNICA No.13

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

#### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

#### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu\text{m}$

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 10 h

#### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,49
0,5	1,7	1,00	1,40	0,00	10,52
1,0	1,9	1,00	0,28	0,00	10,56
2,0	2,0	1,00	0,16	0,00	10,53
4,0	1,9	1,00	0,32	0,00	10,54
10,0	2,0	1,00	0,00	0,00	10,50
TOTAL AÑADIDO (g)			2,16	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			1,08	2,00	

#### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	7,57	30,04	58,21
Solución de lavado (L)	0,99	1,02	1,00	1,95
Relave (kg)	1,99	10,33	20,56	39,84
Alimentación Recalculada	1,99	25,94	51,61	100,00

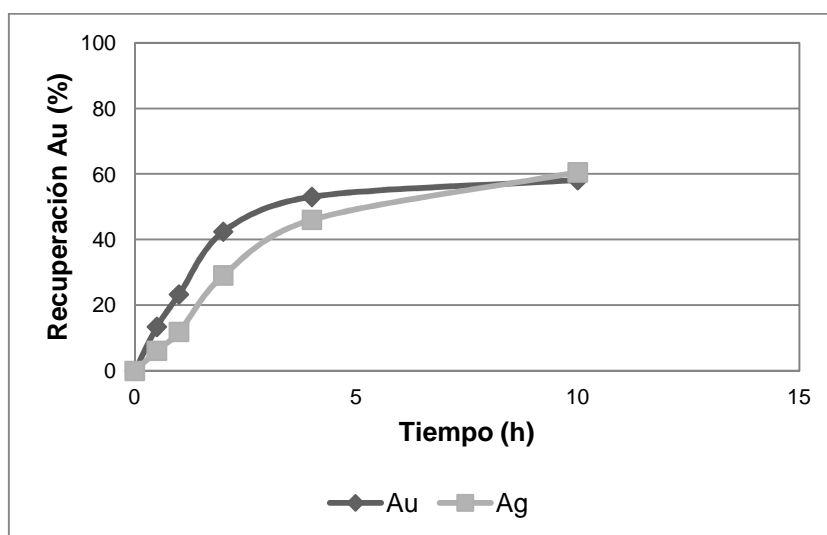
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	26,50	105,21	60,57
Solución de lavado (L)	0,99	0,16	0,16	0,09
Relave (kg)	1,99	34,33	68,32	39,34
Alimentación Recalculada	1,99	87,28	173,69	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 60,16 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 60,66 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	13,44	6,13
1,0	23,31	11,91
2,0	42,46	29,12
4,0	53,08	46,08
10,0	58,21	60,57



## FICHA TÉCNICA No.14

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu$ m

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

*Tiempo de agitación:* 18 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,42
0,5	1,7	1,00	1,04	0,00	10,48
1,0	1,9	1,00	0,44	0,00	10,57
2,0	1,9	1,00	0,48	0,00	10,62
4,0	2,0	1,00	0,12	0,00	10,57
18,0	2,0	1,00	0,00	0,00	10,54
TOTAL AÑADIDO (g)			2,08	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			1,04	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	8,09	32,13	62,25
Solución de lavado (L)	0,99	0,92	0,91	1,76
Relave (kg)	1,99	9,33	18,57	35,99
Alimentación Recalculada	1,99	25,94	51,61	100,00

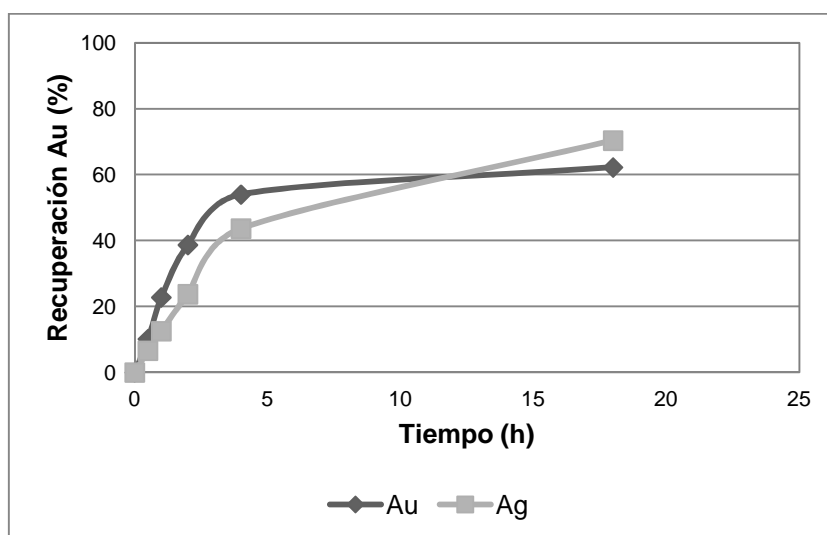
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	30,80	122,28	70,40
Solución de lavado (L)	0,99	1,02	1,01	0,58
Relave (kg)	1,99	25,33	50,41	29,02
Alimentación Recalculada	1,99	87,29	173,70	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 64,01 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 70,98 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	10,15	6,61
1,0	22,79	12,53
2,0	38,71	23,77
4,0	54,00	43,66
18,0	62,25	70,40



## FICHA TÉCNICA No.15

**Muestra:** Mineral a malla -16

**Objetivo:** Cianuración por Agitación

### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 2 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

### Condiciones de Cianuración

Tamaño de partícula: 105  $\mu\text{m}$

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

*Tiempo de agitación:* 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0,0	2,0	1,00	0,00	4,00	10,41
0,5	1,7	1,00	1,16	0,00	10,48
1,0	2,0	1,00	0,00	0,00	10,51
2,0	1,9	1,00	0,32	0,00	10,52
4,0	2,0	1,00	0,20	0,00	10,54
19,0	1,9	1,00	1,40	0,00	10,57
24,0	2,0	1,00	0,16	0,00	10,54
TOTAL AÑADIDO (g)			3,24	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			1,62	2,00	

### Resultados de Cianuración

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	8,51	33,78	65,46
Solución de lavado (L)	0,99	0,59	0,58	1,12
Relave (kg)	1,99	8,67	17,25	33,42
Alimentación Recalculada	1,99	25,93	51,61	100,00



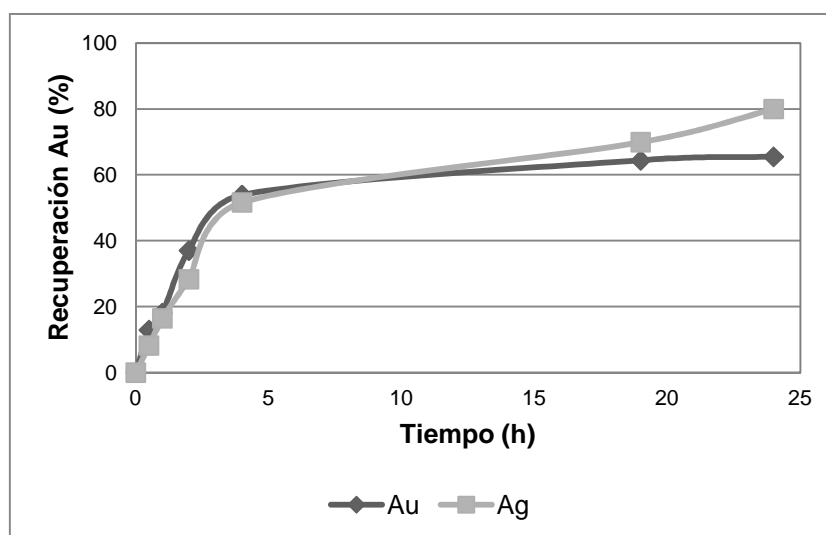
Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Ag (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución final (L)	3,97	35,00	138,95	80,00
Solución de lavado (L)	0,99	0,91	0,90	0,52
Relave (kg)	1,99	17,00	33,83	19,48
Alimentación Recalculada	1,99	87,28	173,68	100,00

Recuperación de oro en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 66,58 %

Recuperación de plata en solución (Sol. final + Sol. Lavado): 80,52 %

### Cinética de Cianuración

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	12,92	8,23
1,0	18,12	16,46
2,0	37,04	28,34
4,0	53,88	51,66
18,0	64,38	69,94
24,0	65,46	80,00



**ENSAYOS DE CARBÓN EN PULPA (CIP)**

## FICHA TÉCNICA No.16

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

### Condiciones de Cianuración

Peso del mineral            2 kg  
 % de Sólidos:                33 %  
 pH:                                10,5  
 Cianuro Libre:                2 g/L  
 Tiempo de agitación:       24 h

### Condiciones de CIP

*Granulometría carbón activado*    4x8 mallas  
 cantidad carbón activado            70 g  
 Tiempo                                    24 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,11	0,44	0,84
Carbón cargado (g)	66,90	500,75	33,50	64,42
Carbón fino cargado (g)	3,10	141,94	0,44	0,85
Solución de lavado (L)	0,99	0,20	0,20	0,38
Relave (kg)	1,98	8,80	17,42	33,51
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,42	1,67	0,96
Carbón cargado (g)	66,90	1788,34	119,64	68,37
Carbón fino cargado (g)	3,10	477,42	1,48	0,85
Solución de lavado (L)	0,99	0,52	0,51	0,29
Relave (kg)	1,98	26,10	51,68	29,53
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	174,98	100,00

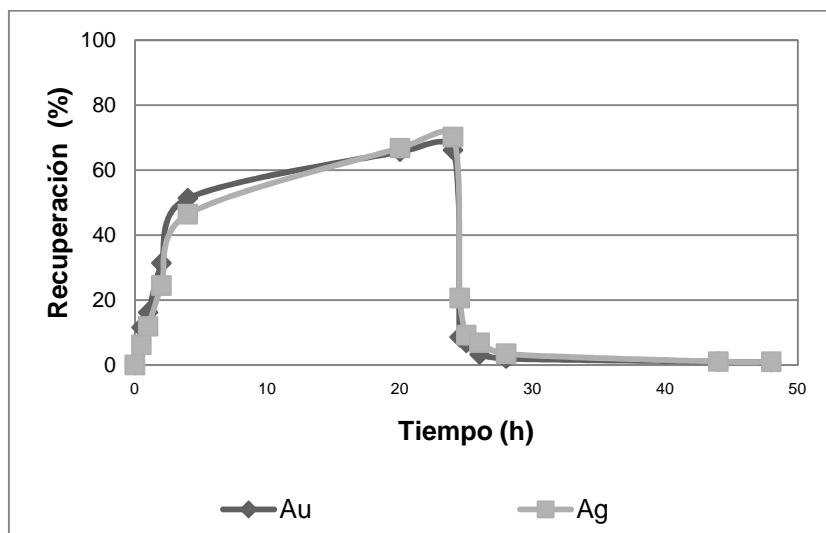
Se pierde 4,43 % (44,28 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	33,50	97,44	119,64	97,43
Carbón fino	0,44	1,28	1,48	1,21
Residual en solución	0,44	1,28	1,68	1,37
Total disuelto	34,38	100,00	122,80	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	11,54	6,19
1,0	16,17	11,89
2,0	31,35	24,46
4,0	51,35	46,40
20,0	65,62	66,74
24,0	66,12	70,17
24,5	8,60	20,57
25,0	6,75	9,14
26,0	3,23	6,86
28,0	1,96	3,43
44,0	1,00	1,05
48,0	0,85	0,96



### FICHA TÉCNICA No.17

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

#### Condiciones de Cianuración

Peso del mineral 2 kg

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

#### Condiciones de CIP

*Granulometría carbón activado 6x12 mallas*

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,04	0,15	0,29
Carbón cargado (g)	65,20	510,43	33,28	64,01
Carbón fino cargado (g)	4,80	154,17	0,74	1,42
Solución de lavado (L)	0,99	0,14	0,14	0,27
Relave (kg)	1,98	8,93	17,69	34,02
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,29	1,15	0,66
Carbón cargado (g)	65,20	1841,26	120,05	68,60
Carbón fino cargado (g)	4,80	547,92	2,63	1,50
Solución de lavado (L)	0,99	0,54	0,53	0,31
Relave (kg)	1,98	25,57	50,62	28,93
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	174,99	100,00

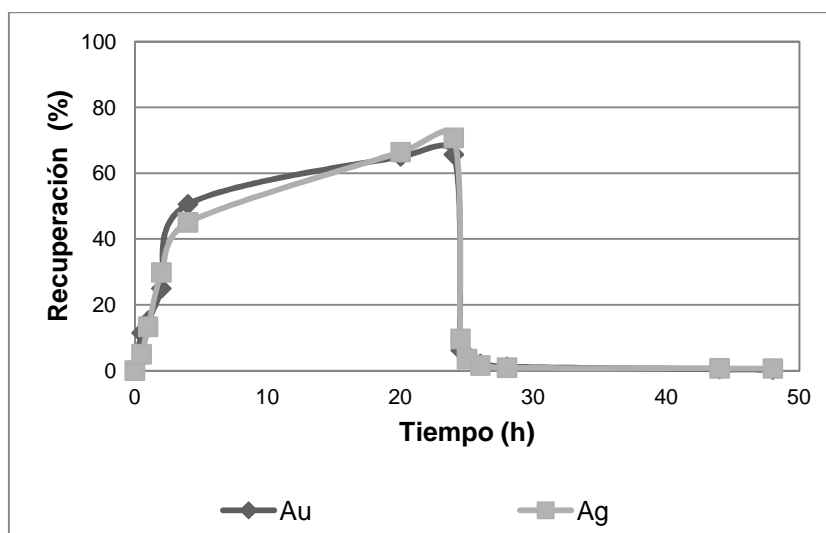
Se pierde 6,86 % (68,57 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	33,28	97,40	120,05	96,94
Carbón fino	0,74	2,17	2,63	2,12
Residual en solución	0,15	0,44	1,16	0,94
Total disuelto	34,17	100,00	123,84	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	11,48	4,97
1,0	15,17	13,37
2,0	24,98	29,83
4,0	50,58	45,09
20,0	65,08	66,45
24,0	65,71	70,77
24,5	6,23	9,65
25,0	4,85	3,53
26,0	2,08	1,58
28,0	1,23	0,91
44,0	0,46	0,73
48,0	0,29	0,66



## FICHA TÉCNICA No.18

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

### Condiciones de Cianuración

Peso del mineral 2 kg

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Condiciones de CIP

*Granulometría carbón activado 8x20 mallas*

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,02	0,06	0,11
Carbón cargado (g)	59,60	556,38	33,16	63,77
Carbón fino cargado (g)	10,40	86,54	0,90	1,73
Solución de lavado (L)	0,99	0,10	0,10	0,19
Relave (kg)	1,99	8,93	17,78	34,19
Alimentación Recalculada (kg)	1,99	26,13	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,19	0,75	0,43
Carbón cargado (g)	59,60	1999,33	119,16	68,09
Carbón fino cargado (g)	10,40	305,77	3,18	1,82
Solución de lavado (L)	0,99	1,38	1,37	0,78
Relave (kg)	1,99	25,40	50,55	28,88
Alimentación Recalculada (kg)	1,99	87,94	175,01	100,00

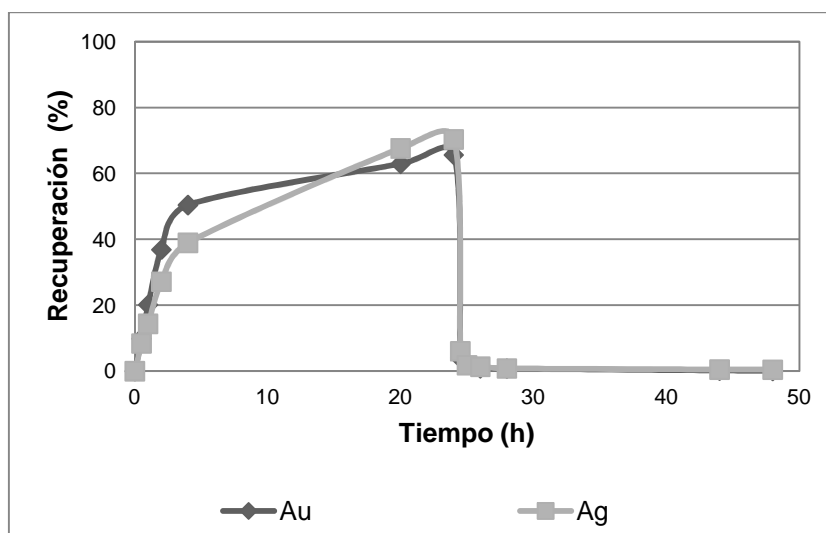
Se pierde 14,86 % (148,57 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	33,16	97,19	119,16	96,80
Carbón fino	0,90	2,64	3,18	2,58
Residual en solución	0,06	0,18	0,76	0,62
Total disuelto	34,12	100,00	123,10	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	9,87	8,40
1,0	20,15	14,34
2,0	36,87	27,14
4,0	50,38	38,91
20,0	62,90	67,60
24,0	65,62	70,34
24,5	3,98	6,05
25,0	2,42	1,78
26,0	0,87	1,33
28,0	0,75	0,81
44,0	0,17	0,49
48,0	0,12	0,43





### FICHA TÉCNICA No.19

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

#### Condiciones de Cianuración

Peso del mineral 2 kg

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

#### Condiciones de CIP

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

*cantidad carbón activado* 20 g

Tiempo 24 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,43	1,70	3,26
Carbón cargado (g)	18,30	1850,27	33,86	65,12
Carbón fino cargado (g)	1,70	76,47	0,13	0,25
Solución de lavado (L)	0,99	0,22	0,22	0,42
Relave (kg)	1,97	8,17	16,09	30,94
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	26,39	51,99	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	2,32	9,21	5,26
Carbón cargado (g)	18,30	6196,78	113,40	64,80
Carbón fino cargado (g)	1,70	187,65	0,32	0,18
Solución de lavado (L)	0,99	0,86	0,85	0,49
Relave (kg)	1,97	26,00	51,22	29,27
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	88,83	175,00	100,00

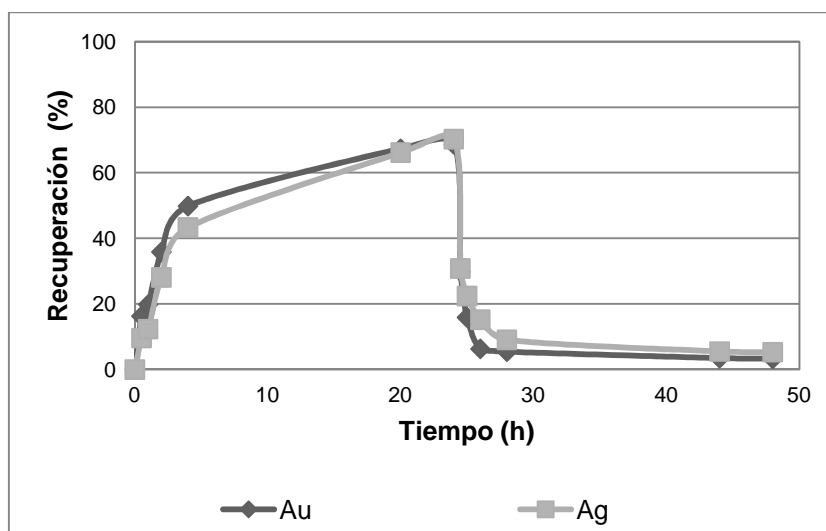
Se pierde 8,50 % (24,29 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	33,86	94,85	113,40	92,20
Carbón fino	0,13	0,36	0,32	0,26
Residual en solución	1,71	4,79	9,28	7,54
Total disuelto	35,70	100,00	123,00	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	16,27	9,60
1,0	19,85	12,34
2,0	35,83	28,11
4,0	49,83	43,31
20,0	67,33	66,17
24,0	68,65	70,29
24,5	29,88	30,81
25,0	15,90	22,42
26,0	6,29	15,20
28,0	5,42	9,05
44,0	3,46	5,51
48,0	3,29	5,30



## FICHA TÉCNICA No.20

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

### Condiciones de Cianuración

Peso del mineral            2 kg  
 % de Sólidos:                33 %  
 pH:                                10,5  
 Cianuro Libre:                2 g/L  
 Tiempo de agitación:       24 h

### Condiciones de CIP

Granulometría carbón activado    6x12 mallas  
*cantidad carbón activado*            50 g  
 Tiempo                                24 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,17	0,66	1,26
Carbón cargado (g)	47,70	774,42	36,94	71,04
Carbón fino cargado (g)	2,30	178,26	0,41	0,79
Solución de lavado (L)	0,99	0,14	0,13	0,26
Relave (kg)	1,98	7,00	13,86	26,65
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,64	2,54	1,45
Carbón cargado (g)	47,70	2372,12	113,15	64,66
Carbón fino cargado (g)	2,30	769,57	1,77	1,01
Solución de lavado (L)	0,99	0,65	0,64	0,37
Relave (kg)	1,98	28,73	56,89	32,51
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	175,00	100,00

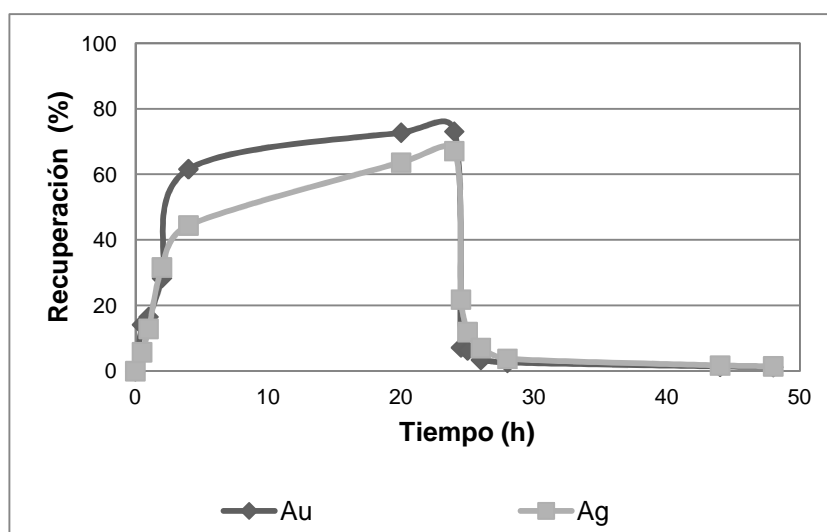
Se pierde 4,60 % (32,86 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	36,94	97,18	113,15	96,31
Carbón fino	0,41	1,08	1,77	1,51
Residual en solución	0,66	1,74	2,56	2,18
Total disuelto	38,01	100,00	117,48	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	14,19	5,78
1,0	16,56	12,91
2,0	28,38	31,63
4,0	61,62	44,46
20,0	72,75	63,61
24,0	73,10	67,13
24,5	7,21	21,85
25,0	6,35	11,95
26,0	3,46	7,06
28,0	2,60	3,77
44,0	1,38	1,71
48,0	1,27	1,46



## FICHA TÉCNICA No.21

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

### Condiciones de Cianuración

Peso del mineral 2 kg

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Condiciones de CIP

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

*cantidad carbón activado* 70 g

Tiempo 24 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,07	0,28	0,53
Carbón cargado (g)	64,90	551,46	35,79	68,83
Carbón fino cargado (g)	5,10	174,51	0,89	1,71
Solución de lavado (L)	0,99	0,19	0,19	0,36
Relave (kg)	1,98	7,50	14,85	28,56
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,33	1,31	0,75
Carbón cargado (g)	64,90	1735,90	112,66	64,38
Carbón fino cargado (g)	5,10	631,37	3,22	1,84
Solución de lavado (L)	0,99	0,58	0,57	0,33
Relave (kg)	1,98	28,90	57,22	32,70
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	174,99	100,00

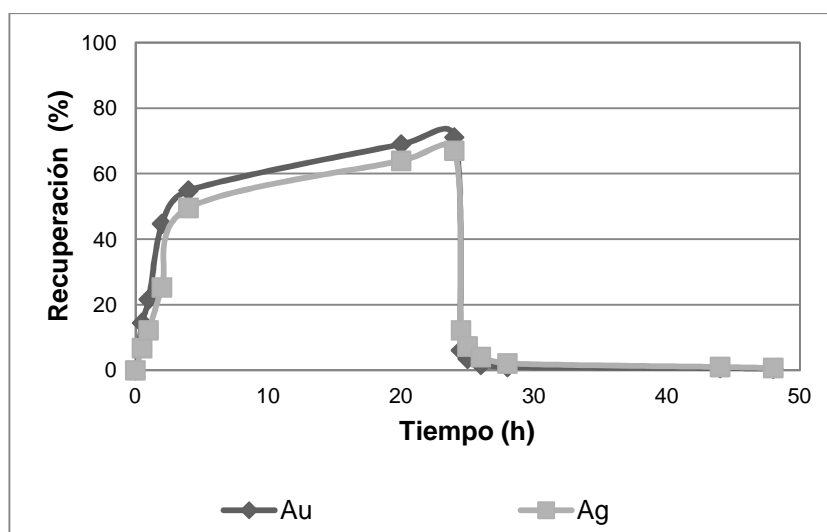
Se pierde 7,29 % (72,86 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	35,79	96,83	112,66	96,13
Carbón fino	0,89	2,41	3,22	2,75
Residual en solución	0,28	0,76	1,32	1,13
Total disuelto	36,96	100,00	117,20	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	14,48	6,81
1,0	21,63	12,21
2,0	44,69	25,30
4,0	54,85	49,55
20,0	68,92	63,89
24,0	71,08	66,97
24,5	6,12	12,23
25,0	3,58	7,29
26,0	1,73	4,05
28,0	1,00	2,10
44,0	0,69	1,03
48,0	0,54	0,75



## FICHA TÉCNICA No.22

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

### Condiciones de Cianuración

Peso del mineral 2 kg

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Condiciones de CIP

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

*Tiempo* 10 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,13	0,52	0,99
Carbón cargado (g)	68,70	457,79	31,45	60,48
Carbón fino cargado (g)	1,30	484,62	0,63	1,21
Solución de lavado (L)	0,99	0,30	0,30	0,57
Relave (kg)	1,97	9,70	19,11	36,75
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	26,40	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,59	2,34	1,34
Carbón cargado (g)	68,70	1616,16	111,03	63,45
Carbón fino cargado (g)	1,30	1484,62	1,93	1,10
Solución de lavado (L)	0,99	0,91	0,90	0,51
Relave (kg)	1,97	29,83	58,77	33,59
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	88,82	174,97	100,00

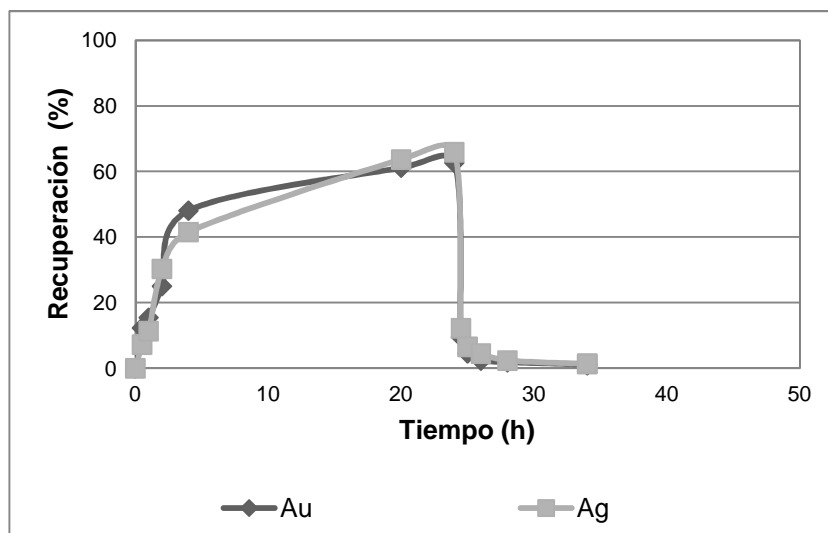
Se pierde 1,86 % (18,57 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	31,45	96,47	111,03	96,28
Carbón fino	0,63	1,93	1,93	1,67
Residual en solución	0,52	1,60	2,36	2,05
Total disuelto	32,60	100,00	115,32	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	12,29	7,20
1,0	15,46	11,31
2,0	25,04	30,31
4,0	48,08	41,55
20,0	61,15	63,66
24,0	62,69	65,90
24,5	9,52	12,21
25,0	4,56	6,51
26,0	2,37	4,49
28,0	1,85	2,33
34,0	1,08	1,35





### FICHA TÉCNICA No.23

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

#### Condiciones de Cianuración

Peso del mineral 2 kg

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

#### Condiciones de CIP

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

*Tiempo* 18 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,10	0,40	0,76
Carbón cargado (g)	67,90	501,62	34,06	65,50
Carbón fino cargado (g)	2,10	390,48	0,82	1,58
Solución de lavado (L)	0,99	0,31	0,31	0,59
Relave (kg)	1,97	8,33	16,42	31,57
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	26,40	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,48	1,91	1,09
Carbón cargado (g)	67,90	1463,92	99,40	56,80
Carbón fino cargado (g)	2,10	1142,86	2,40	1,37
Solución de lavado (L)	0,99	1,04	1,03	0,59
Relave (kg)	1,97	35,67	70,26	40,15
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	88,83	175,00	100,00

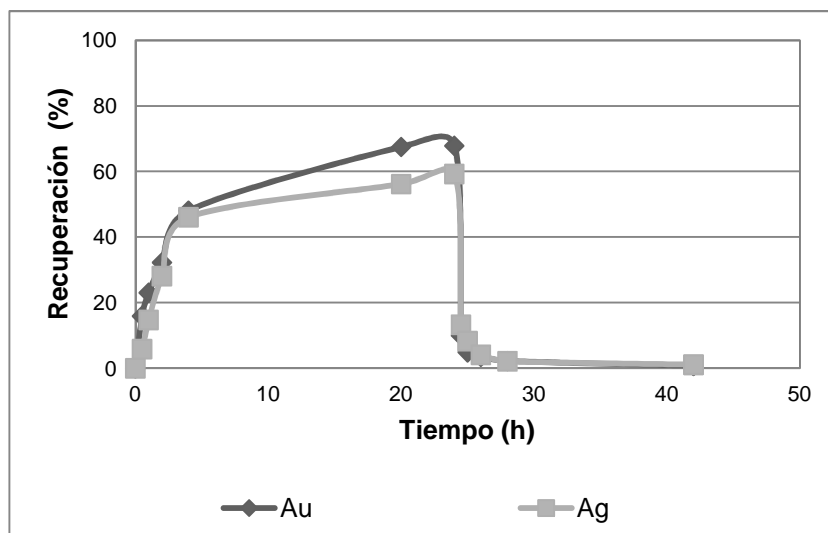
Se pierde 3,00 % (30,00 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	34,06	96,54	99,40	95,83
Carbón fino	0,82	2,32	2,40	2,31
Residual en solución	0,40	1,13	1,92	1,85
Total disuelto	35,28	100,00	103,72	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	15,92	5,83
1,0	23,02	14,74
2,0	32,25	28,11
4,0	48,08	46,08
20,0	67,50	56,18
24,0	67,85	59,27
24,5	9,98	13,28
25,0	4,90	8,27
26,0	3,52	4,09
28,0	2,19	2,13
42,0	0,77	1,10



## FICHA TÉCNICA No.24

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

### Condiciones de Cianuración

Peso del mineral 2 kg

% de Sólidos: 33 %

pH: 10,5

Cianuro Libre: 2 g/L

Tiempo de agitación: 24 h

### Condiciones de CIP

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

*Tiempo* 24 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,06	0,24	0,46
Carbón cargado (g)	64,80	512,96	33,24	63,92
Carbón fino cargado (g)	5,20	178,85	0,93	1,79
Solución de lavado (L)	0,99	0,26	0,26	0,49
Relave (kg)	1,97	8,80	17,34	33,34
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	26,40	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,41	1,63	0,93
Carbón cargado (g)	64,80	1364,20	88,40	50,51
Carbón fino cargado (g)	5,20	492,31	2,56	1,46
Solución de lavado (L)	0,99	1,27	1,26	0,72
Relave (kg)	1,97	41,20	81,16	46,38
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	88,84	175,01	100,00

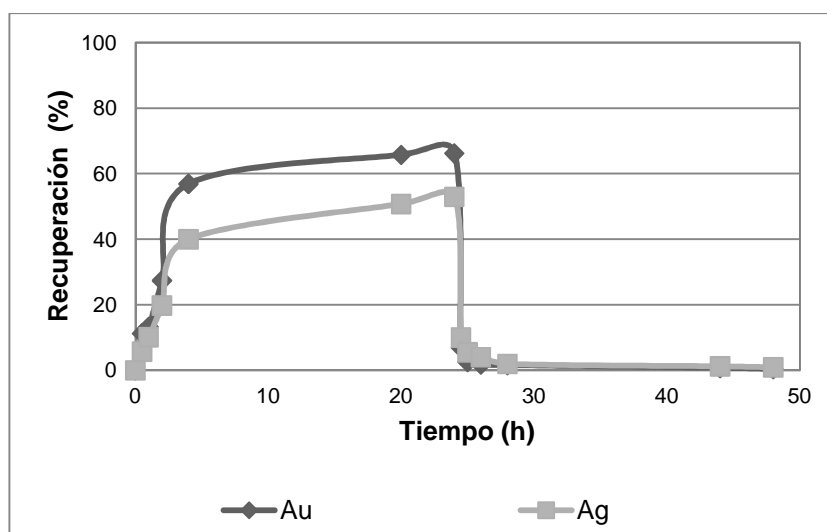
Se pierde 7,43 % (74,29 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	33,24	96,60	88,40	95,46
Carbón fino	0,93	2,70	2,56	2,76
Residual en solución	0,24	0,70	1,64	1,77
Total disuelto	34,41	100,00	92,60	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	11,25	5,71
1,0	13,27	10,13
2,0	27,40	19,77
4,0	56,88	40,00
20,0	65,71	50,74
24,0	66,17	52,91
24,5	6,92	10,01
25,0	2,60	5,51
26,0	1,79	4,00
28,0	1,62	1,97
44,0	0,77	1,23
48,0	0,46	0,94



## **ENSAYOS DE CARBÓN ACTIVADO INMOVILIZADO (IAC)**

## DISEÑOS DE INMOVILIZACIÓN DEL CARBÓN ACTIVADO

### FICHA TÉCNICA No.25

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado (IAC)

#### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* *Cordón circular*

*Ubicación* *superior*

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	1,19	4,72	9,07
Carbón cargado (g)	68,50	350,22	23,99	46,13
Carbón fino cargado (g)	1,50	226,67	0,34	0,65
Solución de lavado (L)	0,99	0,26	0,26	0,49
Relave (kg)	1,98	11,47	22,70	43,66
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,27	52,01	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	8,25	32,84	18,76
Carbón cargado (g)	68,50	1122,77	76,91	43,95
Carbón fino cargado (g)	1,50	726,67	1,09	0,62
Solución de lavado (L)	0,99	0,76	0,75	0,43
Relave (kg)	1,98	32,03	63,43	36,24
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,39	175,01	100,00

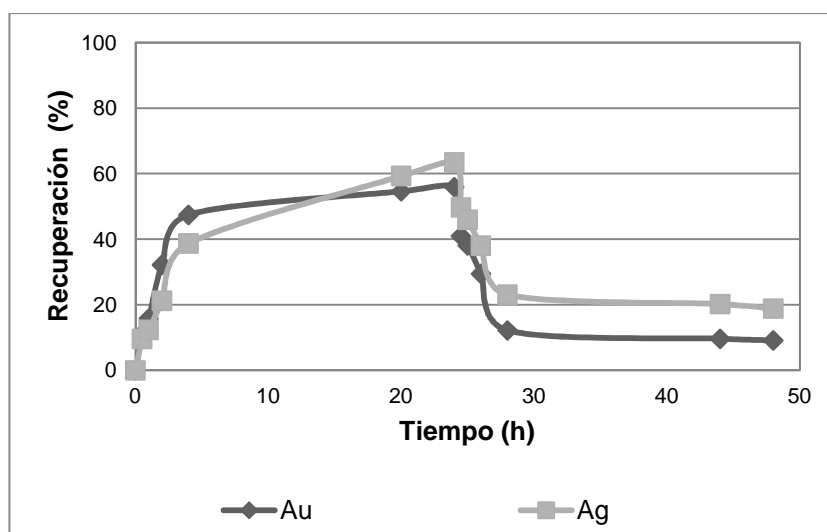
Se pierde 2,14 % (21,43 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	23,99	82,52	76,91	69,29
Carbón fino	0,34	1,17	1,09	0,98
Residual en solución	4,74	16,31	33,00	29,73
Total disuelto	29,07	100,00	111,00	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	11,08	9,60
1,0	15,81	12,34
2,0	32,19	21,26
4,0	47,42	38,74
20,0	54,58	59,31
24,0	55,90	63,43
24,5	40,96	49,71
25,0	38,13	45,94
26,0	29,42	38,06
28,0	12,19	23,09
44,0	9,63	20,23
48,0	9,12	18,86



## FICHA TÉCNICA No.26

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado (IAC)

### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* *Cordón circular*

*Ubicación* *medio*

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,30	1,19	2,30
Carbón cargado (g)	68,400	454,68	31,10	59,81
Carbón fino cargado (g)	1,600	250,00	0,40	0,77
Solución de lavado (L)	0,99	0,17	0,17	0,32
Relave (kg)	1,98	9,67	19,14	36,81
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	5,40	21,49	12,28
Carbón cargado (g)	68,40	1427,49	97,64	55,79
Carbón fino cargado (g)	1,60	850,00	1,36	0,78
Solución de lavado (L)	0,99	0,73	0,72	0,41
Relave (kg)	1,98	27,17	53,79	30,74
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	175,00	100,00

Se pierde 2,29 % (22,86 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

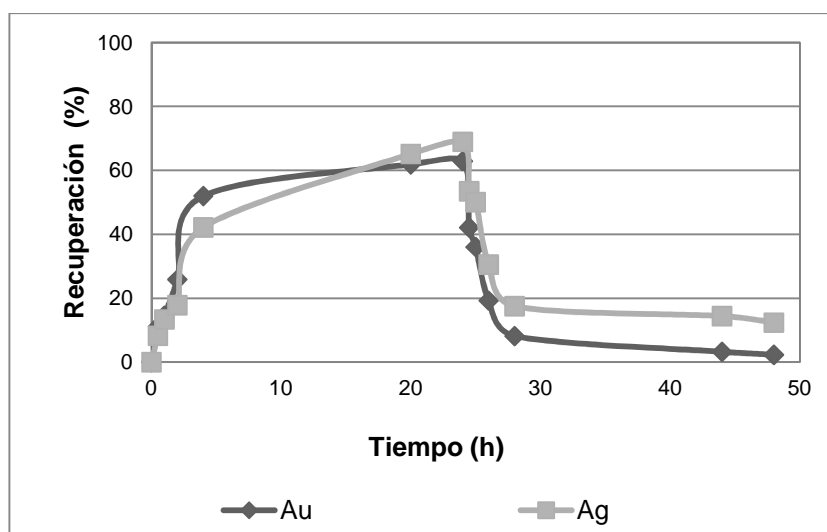


### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	31,10	95,11	97,64	80,96
Carbón fino	0,40	1,22	1,36	1,13
Residual en solución	1,20	3,67	21,60	17,91
Total disuelto	32,70	100,00	120,60	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	11,13	8,23
1,0	14,54	13,37
2,0	25,85	17,83
4,0	51,98	42,17
20,0	61,90	65,14
24,0	62,88	68,91
24,5	42,12	53,49
25,0	36,00	50,06
26,0	19,25	30,51
28,0	8,15	17,49
44,0	3,23	14,40
48,0	2,31	12,34



## FICHA TÉCNICA No.27

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado (IAC)

### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* *Cordón circular*

*Ubicación* *inferior*

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,17	0,66	1,26
Carbón cargado (g)	68,20	413,78	28,22	54,27
Carbón fino cargado (g)	1,80	205,56	0,37	0,71
Solución de lavado (L)	0,99	0,32	0,32	0,61
Relave (kg)	1,98	11,33	22,44	43,15
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	2,85	11,34	6,48
Carbón cargado (g)	68,20	1415,10	96,51	55,15
Carbón fino cargado (g)	1,80	716,67	1,29	0,74
Solución de lavado (L)	0,99	0,72	0,71	0,41
Relave (kg)	1,98	32,90	65,14	37,22
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	175,00	100,00

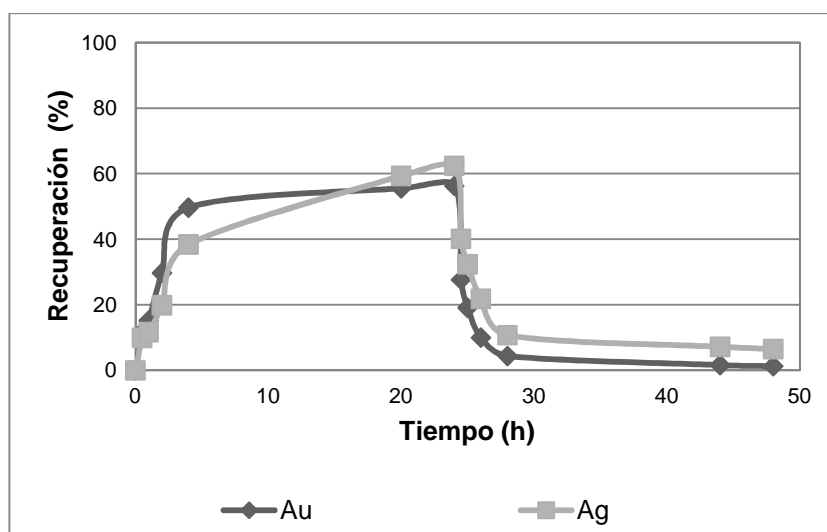
Se pierde 2,57 % (25,71 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	28,22	96,48	96,51	88,38
Carbón fino	0,37	1,26	1,29	1,18
Residual en solución	0,66	2,26	11,40	10,44
Total disuelto	29,25	100,00	109,20	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	11,60	9,94
1,0	15,17	11,66
2,0	29,71	19,89
4,0	49,62	38,40
20,0	55,50	59,31
24,0	56,25	62,40
24,5	27,63	40,11
25,0	19,10	32,34
26,0	9,98	21,83
28,0	4,38	10,74
44,0	1,62	7,20
48,0	1,27	6,51



## FICHA TÉCNICA No.28

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado (IAC)

### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* *Canastas laterales*

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,16	0,64	1,22
Carbón cargado (g)	68,60	492,27	33,77	64,94
Carbón fino cargado (g)	1,40	278,57	0,39	0,75
Solución de lavado (L)	0,99	0,18	0,17	0,33
Relave (kg)	1,98	8,60	17,03	32,75
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	2,25	8,96	5,12
Carbón cargado (g)	68,60	1564,87	107,35	61,34
Carbón fino cargado (g)	1,40	892,86	1,25	0,71
Solución de lavado (L)	0,99	0,64	0,63	0,36
Relave (kg)	1,98	28,70	56,83	32,47
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,39	175,01	100,00

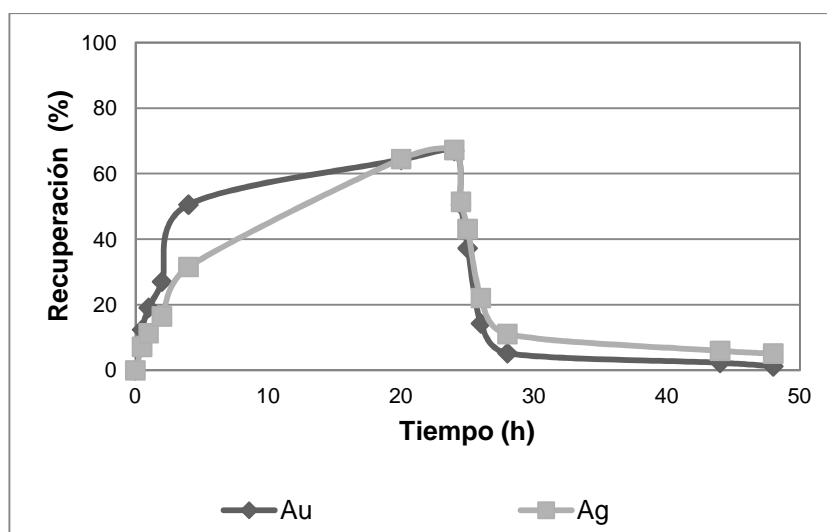
Se pierde 2,00 % (20,00 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	33,77	97,04	107,35	91,28
Carbón fino	0,39	1,12	1,25	1,06
Residual en solución	0,64	1,84	9,00	7,65
Total disuelto	34,80	100,00	117,60	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	12,40	7,20
1,0	19,10	11,31
2,0	27,06	16,46
4,0	50,54	31,54
20,0	64,21	64,46
24,0	66,92	67,20
24,5	50,48	51,43
25,0	37,25	43,09
26,0	14,29	22,06
28,0	5,23	11,09
44,0	2,33	5,94
48,0	1,23	5,14



## FICHA TÉCNICA No.29

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado (IAC)

### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* *Sección cilíndrica*

*Ubicación* *superior*

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,16	0,64	1,22
Carbón cargado (g)	67,90	475,11	32,26	62,04
Carbón fino cargado (g)	2,10	233,33	0,49	0,94
Solución de lavado (L)	0,99	0,20	0,20	0,38
Relave (kg)	1,98	9,30	18,41	35,41
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	1,95	7,76	4,43
Carbón cargado (g)	67,90	1345,95	91,39	52,22
Carbón fino cargado (g)	2,10	671,43	1,41	0,81
Solución de lavado (L)	0,99	0,79	0,78	0,45
Relave (kg)	1,98	37,20	73,66	42,09
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	175,00	100,00

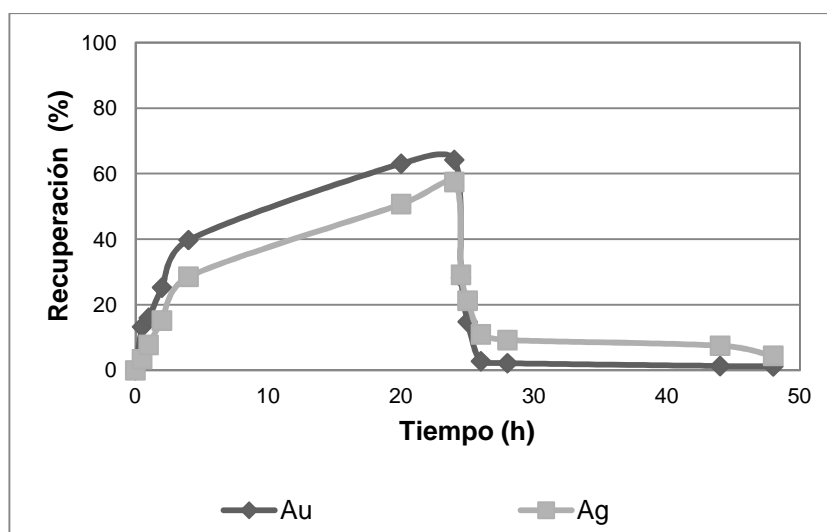
Se pierde 3,00 % (30,00 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	32,26	96,62	91,39	90,84
Carbón fino	0,49	1,47	1,41	1,40
Residual en solución	0,64	1,92	7,80	7,75
Total disuelto	33,39	100,00	100,60	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	13,27	3,43
1,0	16,04	7,77
2,0	25,27	15,20
4,0	39,75	28,57
20,0	63,06	50,74
24,0	64,21	57,49
24,5	28,21	29,14
25,0	14,83	21,26
26,0	2,77	10,97
28,0	2,19	9,26
44,0	1,33	7,54
48,0	1,23	4,46



### FICHA TÉCNICA No.30

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado (IAC)

#### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* Sección cilíndrica

*Ubicación* completa

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,16	0,64	1,22
Carbón cargado (g)	67,60	487,13	32,93	63,33
Carbón fino cargado (g)	2,40	225,00	0,54	1,04
Solución de lavado (L)	0,99	0,21	0,20	0,39
Relave (kg)	1,98	8,93	17,69	34,02
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	2,09	8,32	4,75
Carbón cargado (g)	67,60	1470,12	99,38	56,79
Carbón fino cargado (g)	2,40	691,67	1,66	0,95
Solución de lavado (L)	0,99	0,71	0,70	0,40
Relave (kg)	1,98	32,80	64,94	37,11
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,39	175,01	100,00

Se pierde 3,43 % (34,29 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

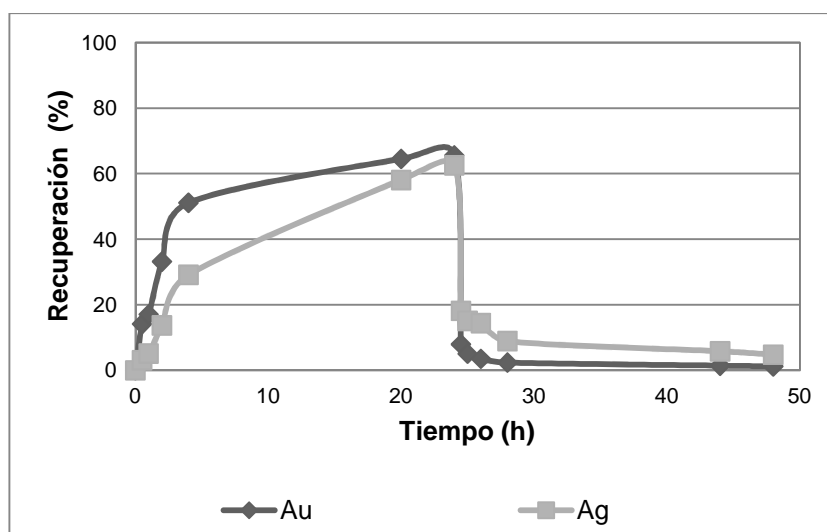


### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	32,93	96,54	99,38	90,84
Carbón fino	0,54	1,58	1,66	1,52
Residual en solución	0,64	1,88	8,36	7,64
Total disuelto	34,11	100,00	109,40	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	14,13	3,09
1,0	17,08	5,14
2,0	33,17	13,71
4,0	51,12	29,14
20,0	64,50	58,06
24,0	65,60	62,51
24,5	7,96	18,17
25,0	5,08	15,09
26,0	3,52	14,40
28,0	2,37	8,91
44,0	1,44	5,83
48,0	1,23	4,78



### FICHA TÉCNICA No.31

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado (IAC)

#### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* *Pared cilíndrica*

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,65	2,57	4,94
Carbón cargado (g)	68,10	450,51	30,68	59,00
Carbón fino cargado (g)	1,90	257,89	0,49	0,94
Solución de lavado (L)	0,99	0,18	0,18	0,34
Relave (kg)	1,98	9,13	18,08	34,78
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	3,90	15,52	8,87
Carbón cargado (g)	68,10	1308,37	89,10	50,92
Carbón fino cargado (g)	1,90	789,47	1,50	0,86
Solución de lavado (L)	0,99	0,77	0,76	0,44
Relave (kg)	1,98	34,40	68,11	38,92
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	175,00	100,00

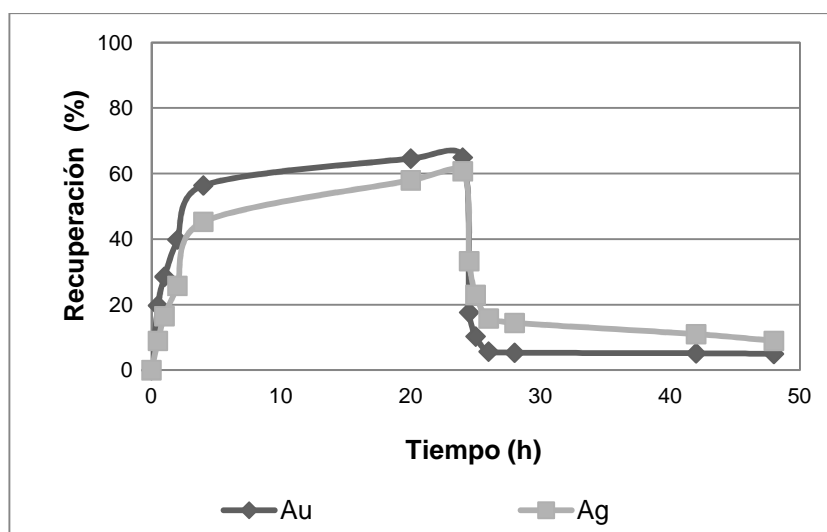
Se pierde 2,71 % (27,14 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balace de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	30,68	90,90	89,10	83,90
Carbón fino	0,49	1,45	1,50	1,41
Residual en solución	2,58	7,64	15,60	14,69
Total disuelto	33,75	100,00	106,20	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	19,73	8,91
1,0	28,50	16,46
2,0	39,81	25,71
4,0	56,37	45,26
20,0	64,56	57,94
24,0	64,90	60,69
24,5	17,60	33,26
25,0	10,27	22,97
26,0	5,65	15,77
28,0	5,31	14,40
44,0	5,13	10,97
48,0	4,96	8,91



### FICHA TÉCNICA No.32

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado (IAC)

#### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* *Reactor Carberry*

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	1,06	4,22	8,11
Carbón cargado (g)	68,70	472,20	32,44	62,38
Carbón fino cargado (g)	1,30	307,69	0,40	0,77
Solución de lavado (L)	0,99	0,24	0,24	0,46
Relave (kg)	1,97	7,47	14,71	28,28
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	26,40	52,01	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	8,15	32,44	18,53
Carbón cargado (g)	68,70	1440,47	98,96	56,55
Carbón fino cargado (g)	1,30	1030,77	1,34	0,77
Solución de lavado (L)	0,99	0,78	0,77	0,44
Relave (kg)	1,97	21,07	41,50	23,71
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	88,84	175,01	100,00

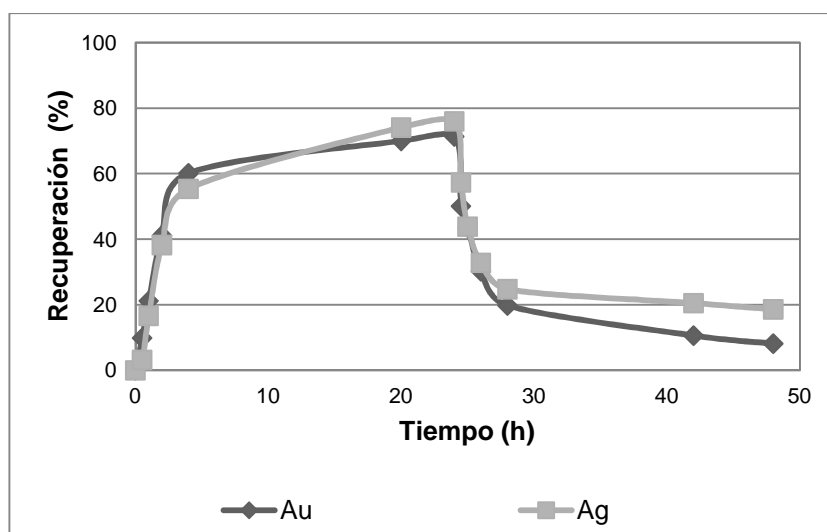
Se pierde 1,86 % (18,56 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	32,44	87,49	98,96	74,46
Carbón fino	0,40	1,08	1,34	1,01
Residual en solución	4,24	11,43	32,60	24,53
Total disuelto	37,08	100,00	132,90	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	9,87	3,15
1,0	21,17	16,63
2,0	41,13	38,23
4,0	60,12	55,37
20,0	69,98	74,06
24,0	71,31	75,94
24,5	50,08	57,31
25,0	43,54	43,83
26,0	30,23	32,80
28,0	19,77	24,74
44,0	10,62	20,50
48,0	8,15	18,63



### FICHA TÉCNICA No.32

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado (IAC)

#### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño*

*Tela de carbón activado*

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	8,05	32,03	61,59
Carbón cargado (g)	19,70	123,35	2,43	4,67
Carbón fino cargado (g)	0,30	0,00	0,00	0,00
Solución de lavado (L)	0,99	0,39	0,39	0,74
Relave (kg)	1,98	8,67	17,16	33,00
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,27	52,01	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	27,90	111,04	63,48
Carbón cargado (g)	19,70	304,57	6,00	3,43
Carbón fino cargado (g)	0,30	0,00	0,00	0,00
Solución de lavado (L)	0,99	1,14	1,13	0,65
Relave (kg)	1,98	28,67	56,76	32,45
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,35	174,93	100,00

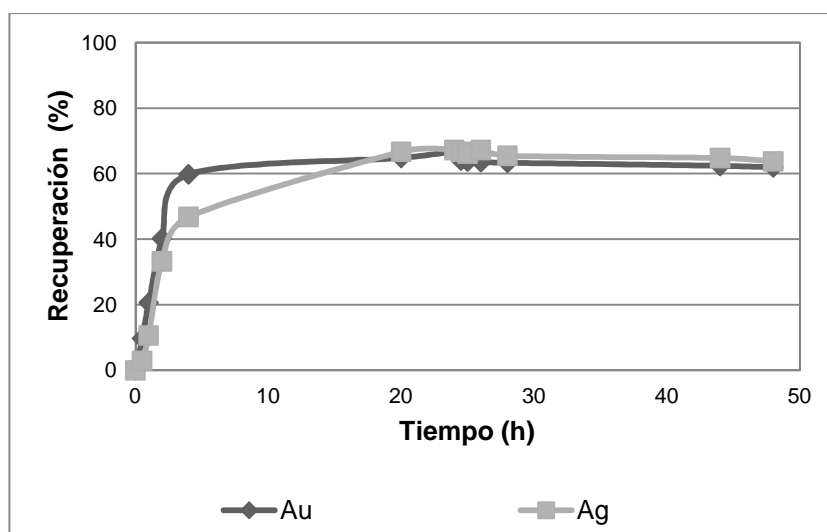
No hay pérdidas por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	2,43	7,02	6,00	5,10
Carbón fino	0,00	0,00	0,00	0,00
Residual en solución	32,19	92,98	111,60	94,90
Total disuelto	34,62	100,00	117,60	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	9,75	2,93
1,0	20,65	10,63
2,0	40,21	33,26
4,0	59,77	46,80
20,0	64,79	66,69
24,0	66,58	67,20
24,5	63,98	66,69
25,0	63,69	66,17
26,0	63,52	67,20
28,0	63,29	65,49
44,0	62,37	64,80
48,0	61,90	63,77



## INCREMENTO DE LA CANTIDAD DE CARBÓN ACTIVADO EN IAC

## FICHA TÉCNICA No.33

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Adsorción con Carbón Activado Inmovilizado (IAC)

**Condiciones de IAC**

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* *Canastas laterales*

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

*cantidad carbón activado* 100 g

Tiempo 24 h

**Resultados de Adsorción**

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,07	0,28	0,54
Carbón cargado (g)	97,40	323,61	31,52	60,62
Carbón fino cargado (g)	2,60	161,54	0,42	0,81
Solución de lavado (L)	0,99	0,18	0,18	0,34
Relave (kg)	1,98	9,90	19,60	37,70
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	1,40	5,57	3,18
Carbón cargado (g)	97,40	1018,89	99,24	56,71
Carbón fino cargado (g)	2,60	523,08	1,36	0,78
Solución de lavado (L)	0,99	0,73	0,72	0,41
Relave (kg)	1,98	34,40	68,11	38,92
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,39	175,01	100,00

Se pierde 2,60 % (26,00 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

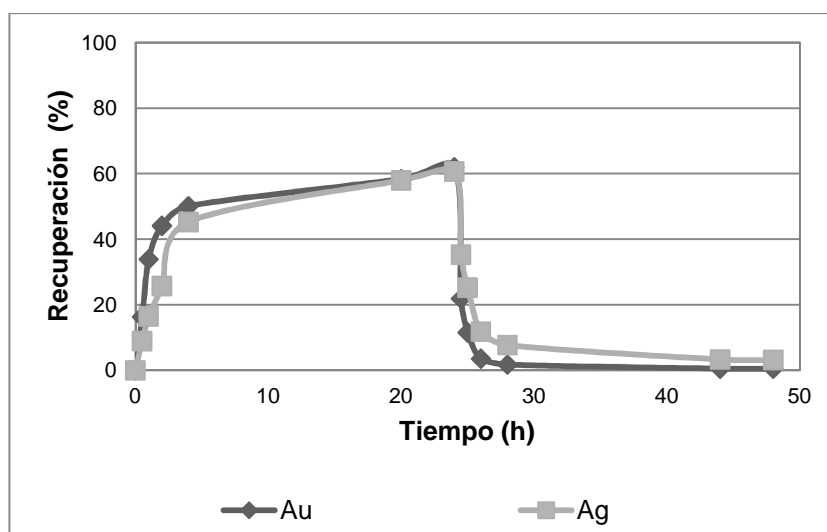


### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	31,52	97,83	99,24	93,45
Carbón fino	0,42	1,30	1,36	1,28
Residual en solución	0,28	0,87	5,60	5,27
Total disuelto	32,22	100,00	106,20	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	16,33	8,91
1,0	33,87	16,46
2,0	44,08	25,71
4,0	50,08	45,26
20,0	58,33	57,94
24,0	61,96	60,69
24,5	21,88	35,31
25,0	11,54	25,26
26,0	3,54	11,82
28,0	1,77	7,73
44,0	0,54	3,31
48,0	0,54	3,20



## DISOLUCIÓN Y ADSORCIÓN SIMULTÁNEA CON IAC

## FICHA TÉCNICA No.34

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Cianuración y Adsorción simultánea con IAC

**Condiciones de IAC**

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* *Canastas laterales*

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

*cantidad carbón activado* 70 g

Tiempo 24 h

**Resultados de Adsorción**

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	1,95	7,74	14,89
Carbón cargado (g)	67,90	436,38	29,63	56,98
Carbón fino cargado (g)	2,10	271,43	0,57	1,10
Solución de lavado (L)	0,99	0,20	0,20	0,38
Relave (kg)	1,98	7,00	13,86	26,65
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	11,65	46,25	26,43
Carbón cargado (g)	67,90	1217,38	82,66	47,24
Carbón fino cargado (g)	2,10	828,57	1,74	0,99
Solución de lavado (L)	0,99	0,78	0,77	0,44
Relave (kg)	1,98	22,00	43,56	24,89
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	174,98	100,00

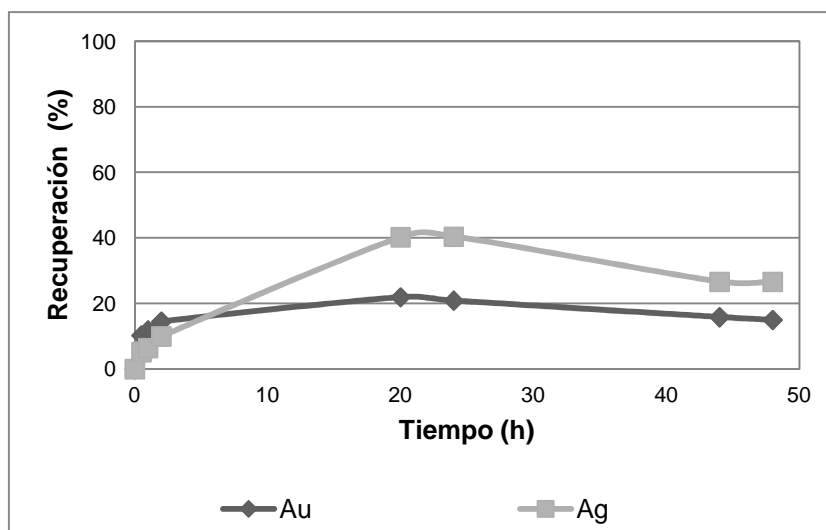
Se pierde 3,00 % (30,00 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	29,63	77,97	82,66	63,10
Carbón fino	0,57	1,50	1,74	1,33
Residual en solución	7,80	20,53	46,60	35,57
Total disuelto	38,00	100,00	131,00	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	10,27	5,18
1,0	11,83	6,41
2,0	14,48	9,98
20,0	21,92	40,23
24,0	20,88	40,40
44,0	15,87	26,63
48,0	15,00	26,63



**ENSAYOS PARA LA DETERMINACIÓN DE LA PÉRDIDA DE  
CARBÓN FINO EN LA ADSORCIÓN CON CARBÓN EN PULPA E  
INMOVILIZADO**

### FICHA TÉCNICA No.35

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Determinación de la pérdida de carbón fino durante la adsorción con carbón inmovilizado (IAC)

#### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* Canastas laterales

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

*Tiempo* 2 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	1,88	7,48	14,39
Carbón cargado (g)	69,00	399,42	27,56	53,00
Carbón fino cargado (g)	1,00	260,00	0,26	0,50
Solución de lavado (L)	0,99	0,20	0,20	0,38
Relave (kg)	1,98	8,33	16,50	31,73
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	10,21	40,64	23,22
Carbón cargado (g)	69,00	1202,46	82,97	47,41
Carbón fino cargado (g)	1,00	940,00	0,94	0,54
Solución de lavado (L)	0,99	0,70	0,69	0,40
Relave (kg)	1,98	25,13	49,76	28,44
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,39	175,00	100,00

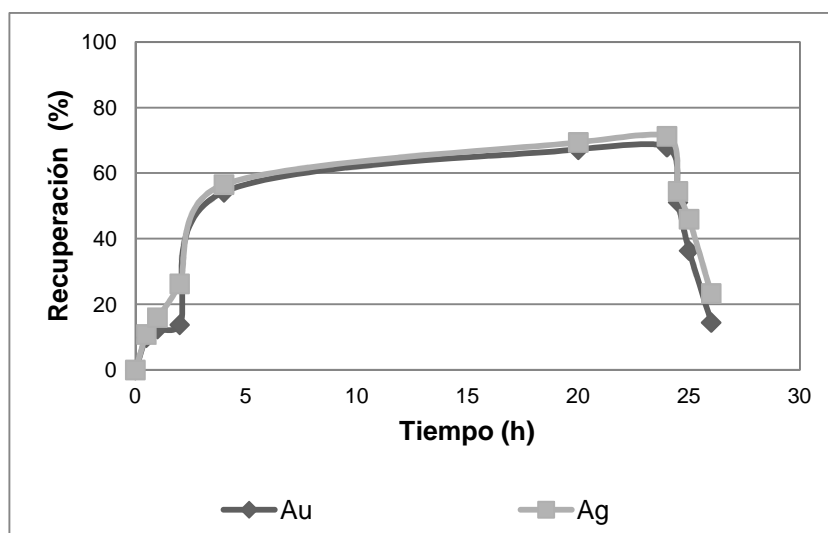
Se pierde 1,43 % (14,29 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	27,56	77,99	82,97	66,51
Carbón fino	0,26	0,74	0,94	0,75
Residual en solución	7,52	21,28	40,84	32,74
Total disuelto	35,34	100,00	124,75	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	9,87	10,86
1,0	12,46	16,00
2,0	13,79	26,29
20,0	54,23	56,57
24,0	67,21	69,43
24,5	67,96	71,29
25,0	51,15	54,51
26,0	36,38	46,00



### FICHA TÉCNICA No.36

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Determinación de la pérdida de carbón fino durante la adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

#### Condiciones de CIP

Carbón activado Calgon GRC-22

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 2 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,16	0,64	1,22
Carbón cargado (g)	68,00	0,48	32,66	62,81
Carbón fino cargado (g)	2,00	195,00	0,39	0,75
Solución de lavado (L)	0,99	0,17	0,16	0,31
Relave (kg)	1,98	9,17	18,15	34,90
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	1,04	4,13	2,36
Carbón cargado (g)	68,00	1683,24	114,46	65,41
Carbón fino cargado (g)	2,00	590,00	1,18	0,67
Solución de lavado (L)	0,99	0,50	0,50	0,28
Relave (kg)	1,98	27,63	54,71	31,27
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,37	174,98	100,00

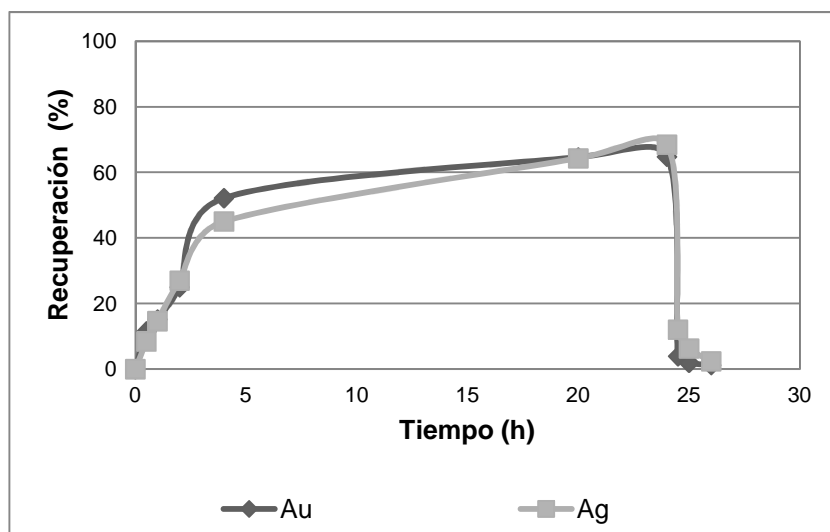
Se pierde 2,86 % (28,57 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	32,66	96,94	114,46	95,54
Carbón fino	0,39	1,16	1,18	0,98
Residual en solución	0,64	1,90	4,16	3,47
Total disuelto	33,69	100,00	119,80	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	11,48	8,46
1,0	15,17	14,63
2,0	24,98	26,97
4,0	52,15	45,03
20,0	64,56	64,27
24,0	64,79	68,46
24,5	3,92	12,02
25,0	1,92	6,29
26,0	1,23	2,38





### FICHA TÉCNICA No.37

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Determinación de la pérdida de carbón fino durante la adsorción con carbón inmovilizado (IAC)

#### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* Canastas laterales

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

*Tiempo* 6 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,58	2,31	4,44
Carbón cargado (g)	68,80	449,13	30,90	59,42
Carbón fino cargado (g)	1,20	266,67	0,32	0,62
Solución de lavado (L)	0,99	0,19	0,19	0,36
Relave (kg)	1,98	9,23	18,28	35,16
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	4,07	16,20	9,26
Carbón cargado (g)	68,80	1,29	88,41	50,52
Carbón fino cargado (g)	1,20	758,33	0,91	0,52
Solución de lavado (L)	0,99	0,78	0,77	0,44
Relave (kg)	1,98	34,70	68,71	39,26
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	175,00	100,00

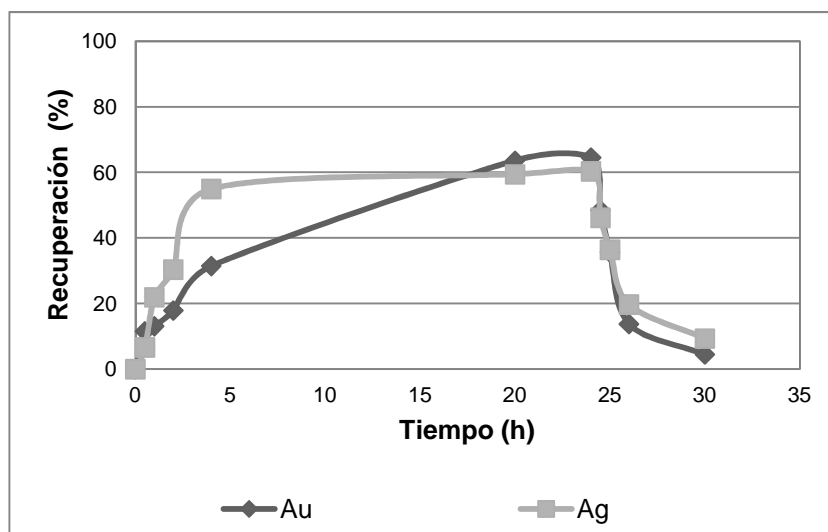
Se pierde 1,71 % (17,14 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	30,90	92,13	88,41	83,72
Carbón fino	0,32	0,95	0,91	0,86
Residual en solución	2,32	6,92	16,28	15,42
Total disuelto	33,54	100,00	105,60	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	11,54	6,63
1,0	13,10	21,89
2,0	17,88	30,37
20,0	31,44	54,93
24,0	63,58	59,39
24,5	64,50	60,34
25,0	48,46	46,15
26,0	35,62	36,40
30,0	13,77	19,73



### FICHA TÉCNICA No.38

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Determinación de la pérdida de carbón fino durante la adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

#### Condiciones de CIP

Carbón activado Calgon GRC-22

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 6 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,12	0,48	0,92
Carbón cargado (g)	66,80	0,48	32,17	61,87
Carbón fino cargado (g)	3,20	203,13	0,65	1,25
Solución de lavado (L)	0,99	0,32	0,31	0,60
Relave (kg)	1,97	9,33	18,39	35,36
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	26,39	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,53	2,12	1,21
Carbón cargado (g)	66,80	1634,88	109,21	62,41
Carbón fino cargado (g)	3,20	550,00	1,76	1,01
Solución de lavado (L)	0,99	1,04	1,03	0,59
Relave (kg)	1,97	30,90	60,87	34,79
Alimentación Recalculada (kg)	1,97	88,83	174,99	100,00

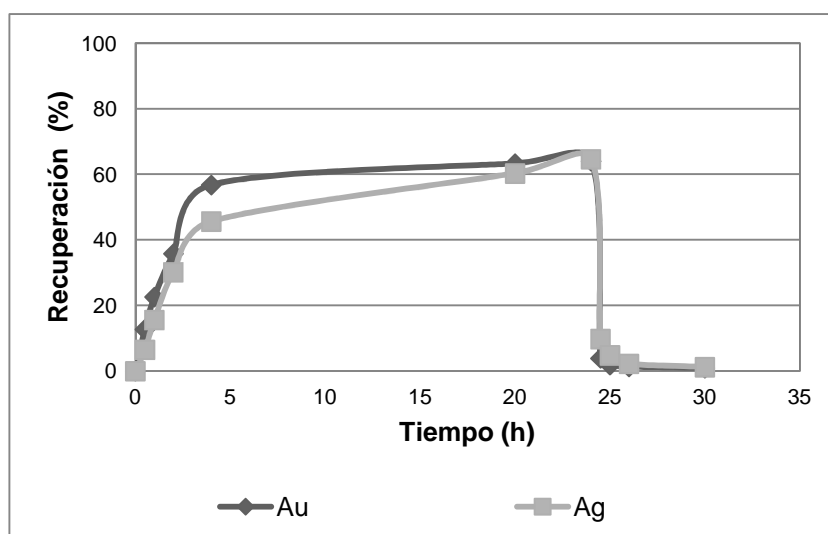
Se pierde 4,57 % (45,71 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	32,66	96,94	114,46	95,54
Carbón fino	0,39	1,16	1,18	0,98
Residual en solución	0,64	1,90	4,16	3,47
Total disuelto	33,69	100,00	119,80	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	12,75	6,51
1,0	22,62	15,60
2,0	35,83	30,17
4,0	56,77	45,66
20,0	63,29	60,29
24,0	64,04	64,63
24,5	3,92	9,82
25,0	1,85	4,85
26,0	1,31	2,24
30,0	0,92	1,22



### FICHA TÉCNICA No.39

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Determinación de la pérdida de carbón fino durante la adsorción con carbón inmovilizado (IAC)

#### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* Canastas laterales

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

*Tiempo* 18 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	0,40	1,59	3,05
Carbón cargado (g)	68,70	466,67	32,06	61,65
Carbón fino cargado (g)	1,30	276,92	0,36	0,69
Solución de lavado (L)	0,99	0,18	0,18	0,34
Relave (kg)	1,98	9,00	17,82	34,27
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,27	52,01	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,97	2,98	11,83	6,76
Carbón cargado (g)	68,70	1,42	97,88	55,94
Carbón fino cargado (g)	1,30	797,20	1,04	0,59
Solución de lavado (L)	0,99	0,69	0,68	0,39
Relave (kg)	1,98	32,10	63,56	36,32
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	174,99	100,00

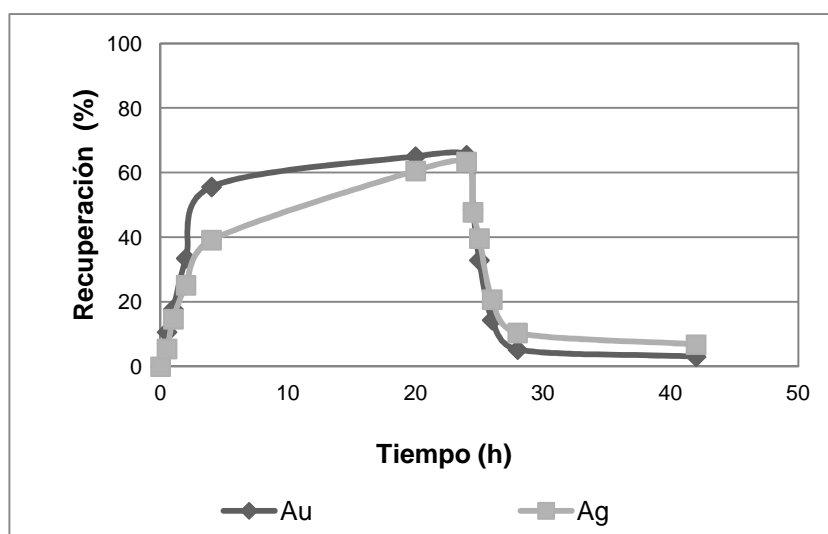
Se pierde 1,86 % (18,57 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	32,06	94,24	97,88	88,31
Carbón fino	0,36	1,06	1,04	0,94
Residual en solución	1,60	4,70	11,92	10,75
Total disuelto	34,02	100,00	110,84	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	10,67	5,46
1,0	17,77	14,71
2,0	33,52	25,18
20,0	55,62	39,15
24,0	65,02	60,59
24,5	65,42	63,34
25,0	48,62	47,79
26,0	32,92	39,68
28,0	14,38	20,73
42,0	5,23	10,42



### FICHA TÉCNICA No.38

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Determinación de la pérdida de carbón fino durante la adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

#### Condiciones de CIP

Carbón activado Calgon GRC-22

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 18 h

#### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,02	0,08	0,15
Carbón cargado (g)	65,70	509,28	33,46	64,35
Carbón fino cargado (g)	4,30	195,35	0,84	1,62
Solución de lavado (L)	0,99	0,20	0,19	0,37
Relave (kg)	1,98	8,80	17,42	33,51
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,18	0,70	0,40
Carbón cargado (g)	65,70	1725,42	113,36	64,78
Carbón fino cargado (g)	4,30	613,95	2,64	1,51
Solución de lavado (L)	0,99	0,48	0,48	0,27
Relave (kg)	1,98	29,20	57,82	33,04
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,38	174,99	100,00

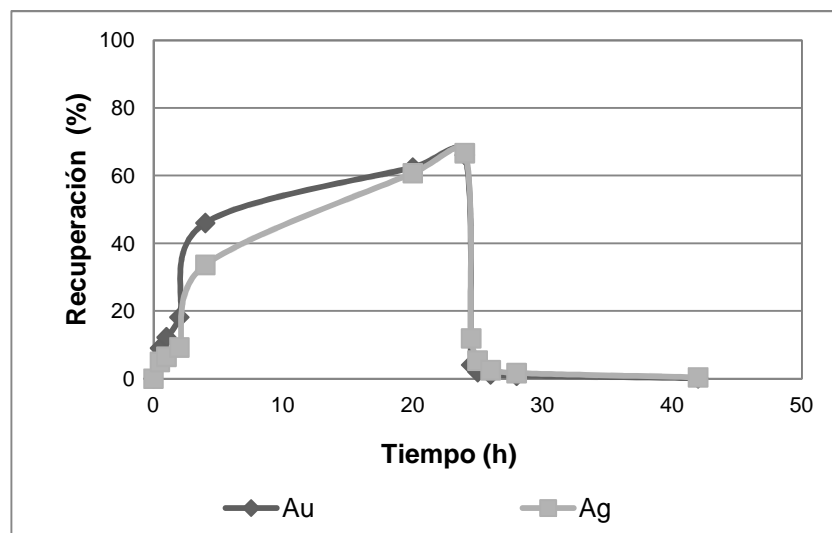
Se pierde 6,14 % (61,43 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	33,46	97,32	113,36	97,14
Carbón fino	0,84	2,44	2,64	2,26
Residual en solución	0,08	0,23	0,70	0,60
Total disuelto	34,38	100,00	116,70	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	9,06	4,97
1,0	12,23	6,51
2,0	18,17	9,26
4,0	46,04	33,66
20,0	62,42	60,74
24,0	66,12	66,69
24,5	4,08	11,94
25,0	1,98	5,35
26,0	1,23	2,51
28,0	0,92	1,67
42,0	0,15	0,40





## FICHA TÉCNICA No.41

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Determinación de la pérdida de carbón fino durante la adsorción con carbón inmovilizado (IAC)

### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

*Diseño* *Canastas laterales*

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

*Tiempo* *21 h*

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,17	0,68	1,30
Carbón cargado (g)	68,60	513,27	35,21	67,71
Carbón fino cargado (g)	1,40	292,86	0,41	0,79
Solución de lavado (L)	0,99	0,12	0,12	0,23
Relave (kg)	1,99	7,83	15,59	29,98
Alimentación Recalculada (kg)	1,99	26,13	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	2,48	9,87	5,64
Carbón cargado (g)	68,60	1687,03	115,73	66,12
Carbón fino cargado (g)	1,40	964,29	1,35	0,77
Solución de lavado (L)	0,99	0,25	0,25	0,14
Relave (kg)	1,99	24,03	47,83	27,33
Alimentación Recalculada (kg)	1,99	87,95	175,02	100,00

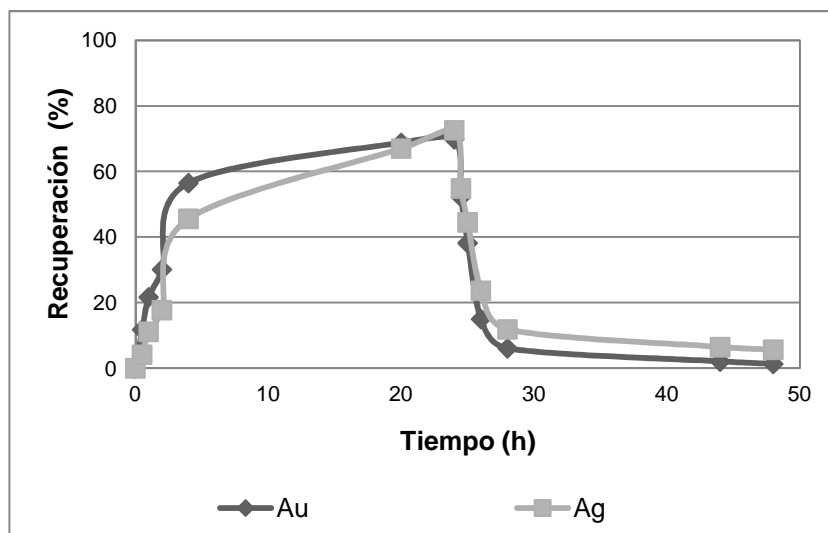
Se pierde 2,00 % (20,00 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	35,21	97,00	115,73	91,13
Carbón fino	0,41	1,13	1,35	1,06
Residual en solución	0,68	1,87	9,92	7,81
Total disuelto	36,30	100,00	127,00	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	11,77	4,14
1,0	21,69	11,14
2,0	30,12	17,71
20,0	56,48	45,57
24,0	68,77	67,00
24,5	69,81	72,57
25,0	52,23	54,86
26,0	38,15	44,54
28,0	15,00	23,68
42,0	6,08	11,86
44,0	2,08	6,47



## FICHA TÉCNICA No.42

**Muestra:** Pulpa a 30 min de molienda ( $d_{80} = 105 \mu\text{m}$ )

**Objetivo:** Determinación de la pérdida de carbón fino durante la adsorción con Carbón en Pulpa (CIP)

### Condiciones de CIP

Carbón activado Calgon GRC-22

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 24 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,02	0,08	0,15
Carbón cargado (g)	65,50	553,74	36,27	69,75
Carbón fino cargado (g)	4,50	242,22	1,09	2,10
Solución de lavado (L)	0,99	0,18	0,17	0,33
Relave (kg)	1,98	7,27	14,39	27,67
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	26,26	52,00	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	3,98	0,09	0,36	0,20
Carbón cargado (g)	65,50	1942,60	127,24	72,71
Carbón fino cargado (g)	4,50	777,78	3,50	2,00
Solución de lavado (L)	0,99	0,42	0,42	0,24
Relave (kg)	1,98	21,97	43,49	24,85
Alimentación Recalculada (kg)	1,98	88,39	175,01	100,00

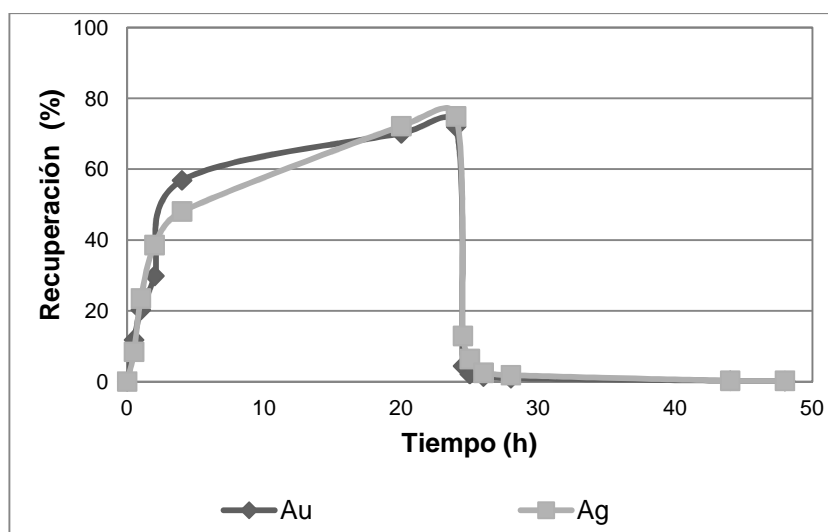
Se pierde 6,43 % (64,39 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	mg	%	mg	%
Carbón grueso	36,27	96,88	127,24	97,06
Carbón fino	1,09	2,91	3,50	2,67
Residual en solución	0,08	0,21	0,36	0,27
Total disuelto	37,44	100,00	131,10	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	11,77	8,40
1,0	20,19	23,49
2,0	29,83	38,57
4,0	56,83	48,06
20,0	70,15	72,17
24,0	72,00	74,91
24,5	4,38	12,90
25,0	2,08	6,35
26,0	1,38	2,47
28,0	0,92	1,81
42,0	0,23	0,23
44,0	0,15	0,21



**ENSAYO EN PLANTA PILOTO**

### FICHA TÉCNICA No.43

**Muestra:** Mineral a -16 mallas

**Objetivo:** Cianuración y adsorción de Oro y Plata con Carbón Activado  
Inmovilizado (IAC) en planta piloto

#### Condiciones de Molienda

Peso Mineral: 160 kg

% de Sólidos: 62,5 %

Tiempo: 30 min

#### Balance de masa en el circuito de molienda

Corriente		Flujo (kg/h)	Sólidos (%)	d80 ( $\mu$ m)
Descripción	Símbolo			
Alimentación al molino	F	123,01	100	1080
Retorno del clasificador	A	115,75	20,64	840
Canal de salida del molino	D	2,22	86,48	300
Concentrado clasificador	Q	12,29	88,77	200
Producto	P	479,30	18,00	140
Agua de alimentación	W1	208,15	0,00	-
Agua de retorno	W2	116,29	0,00	-
Agua de salida	W3	91,86	0,00	-

#### Balance de oro y plata en el circuito de molienda

Corriente		Au		Ag	
Descripción	Símbolo	g/Ton	%	g/Ton	%
Canal de salida del molino	D	78,35	3,12	133,99	100,00
Concentrado clasificador	Q	75,29	16,67	262,31	2,52
Producto	P	45,67	80,22	252,05	16,76
Alimentación al molino	F	40,11	100,00	153,33	80,72

#### Condiciones de Cianuración

**Tamaño de partícula:** 140  $\mu$ m

**% de Sólidos:** 33 %

pH: 10,5  
 Cianuro Libre: 2 g/L  
 Tiempo de agitación: 24 h

### Control de Cianuración

Tiempo (h)	[NaCN] (g/L)	[CaO] (g/L)	Adición NaCN (g)	Adición CaO (g)	pH
0	2,0	1,00	0,00	320,00	10,64
0,5	1,6	1,00	120,19	0,00	10,60
1	2,0	1,00	0,00	0,00	10,58
2	2,0	1,00	16,24	0,00	10,53
4	1,8	1,00	55,22	0,00	10,47
20	1,9	1,00	30,24	0,00	10,53
24	2,0	1,00	9,75	0,00	10,57
TOTAL AÑADIDO (g)			231,64	4,00	
CONSUMO (kg/Ton)			1,18	2	

### Condiciones de IAC

Carbón activado de cuesco de palmiste

Diseño Canastas laterales

Granulometría carbón activado 6x12 mallas

cantidad carbón activado 70 g

Tiempo 21 h

### Resultados de Adsorción

Fracción	Productos finales	Ley de Oro		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	324,85	0,23	0,07	1,16
Carbón cargado (kg)	7,78	485,29	3,78	58,81
Carbón fino cargado (kg)	0,22	247,54	0,05	0,85
Relave (kg)	160,00	15,72	2,52	39,18
Alimentación Recalculada (kg)	160,00	40,12	6,42	100,00

Fracción	Productos finales	Ley de Plata		Repartición Au (%)
		(mg/L) ó (mg/kg)	(mg)	
Solución relave (L)	324,85	3,35	1,09	5,08
Carbón cargado (g)	7,78	1660,14	12,92	60,29
Carbón fino cargado (g)	0,22	842,22	0,19	0,86
Relave (kg)	160,00	45,20	7,23	33,76
Alimentación Recalculada (kg)	160,00	0,13	21,42	100,00

Se pierde 2,75 % (27,50 kg/Ton) de carbón activado por atrición.

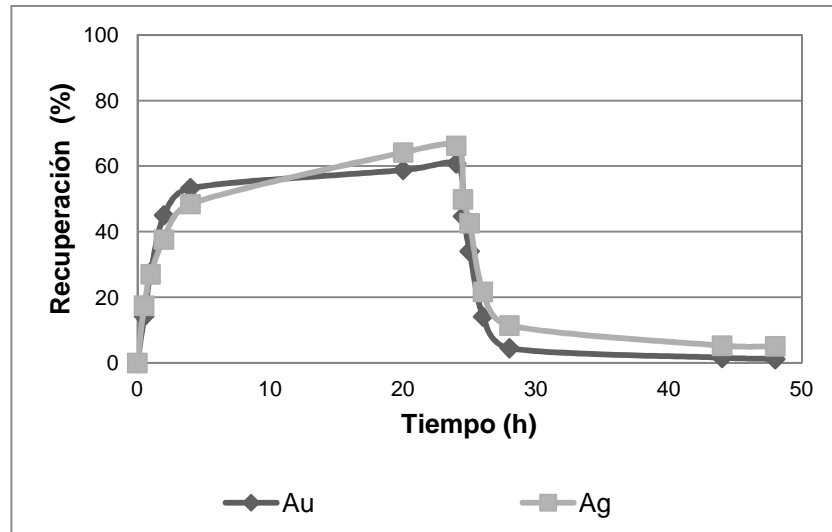
### Balance de Oro y Plata disueltos

Productos	Au		Ag	
	g	%	g	%
Carbón grueso	3,78	96,69	12,92	91,02
Carbón fino	0,05	1,39	0,19	1,31
Residual en solución	0,07	1,91	1,09	7,67
Total disuelto	3,90	100,00	14,19	100,00

### Cinética de Cianuración y Adsorción

Tiempo (h)	% Recuperación	
	Au	Ag
0,0	0,00	0,00
0,5	14,17	17,44
1,0	27,73	27,03
2,0	45,03	37,64
20,0	53,33	48,47
24,0	58,80	64,18
24,5	60,82	66,24
25,0	44,73	49,85
26,0	34,05	42,62
28,0	14,12	21,67
42,0	4,50	11,40
44,0	1,57	5,25





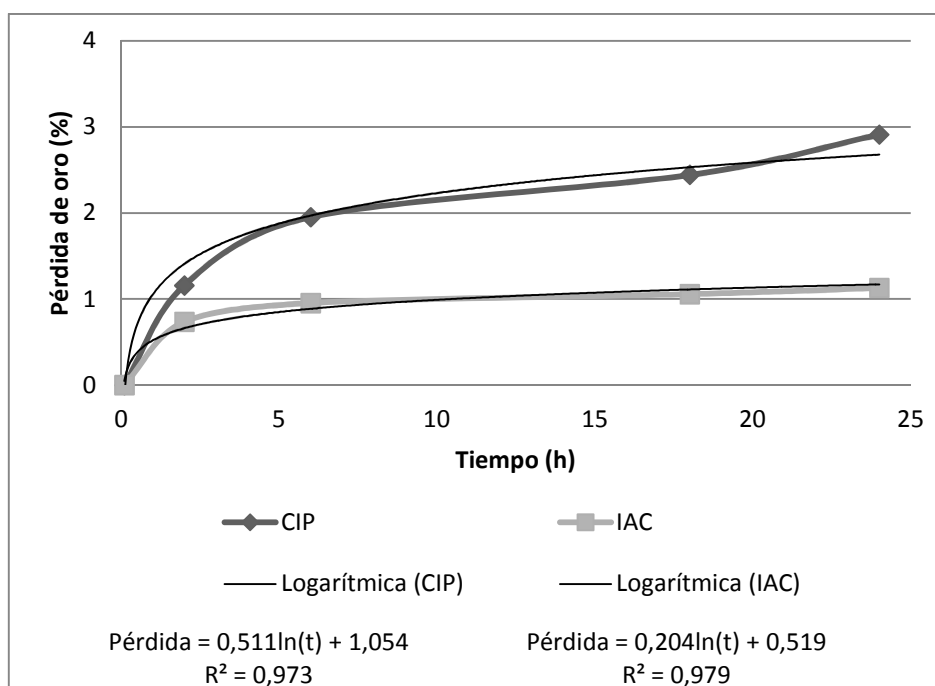
## ANEXO VII

### DETERMINACIÓN DE LAS ECUACIONES DE PÉRDIDA DE ORO, PLATA Y CARBÓN POR ATRICIÓN

#### Determinación de la ecuación que modela la pérdida de oro en el carbón fino durante la adsorción con los métodos CIP e IAC

A partir de los datos experimentales presentados en la tabla 3.27, correspondientes a la de pérdida de oro en carbón fino durante la adsorción empleando carbón virgen, con los métodos evaluados CIP e IAC, se elabora un gráfico de la pérdida de oro en esta fracción en función de tiempo de adsorción, partir del cual se determina la ecuación que más se ajuste a tendencia de los datos experimentales.

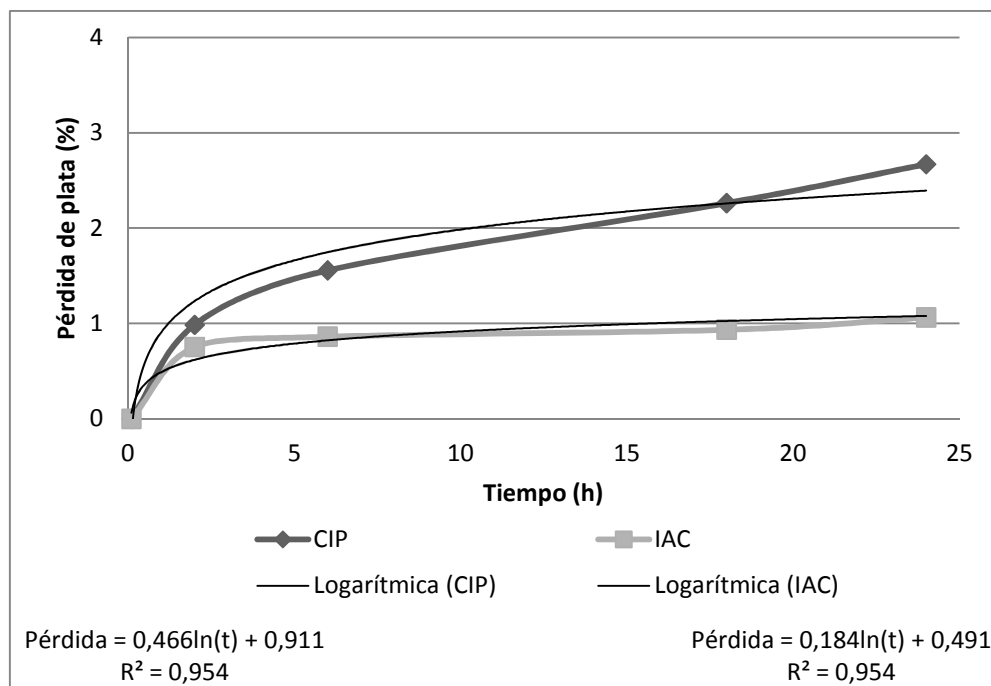
Tiempo h	% Oro en carbón fino	
	CIP	IAC
0,1	0,00	0,00
2	1,16	0,74
6	1,95	0,95
18	2,44	1,06
24	2,91	1,13



### Determinación de la ecuación que modela la pérdida de plata en el carbón fino durante la adsorción con los métodos CIP e IAC

Se sigue el mismo procedimiento descrito para el oro.

°	% Plata en carbón fino	
	CIP	IAC
0,1	0,00	0,00
2	0,98	0,75
6	1,56	0,86
18	2,26	0,94
24	2,67	1,06



## Determinación de la ecuación que modela la pérdida de carbón fino durante la adsorción con los métodos CIP e IAC

Para lo cual se emplea los datos de la tabla 3.26.

Tiempo h	% Carbón fino	
	CIP	IAC
0,1	0,00	0,00
2	2,86	1,43
6	4,57	1,71
18	6,14	1,86
24	6,43	2,00

