

ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA
DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

"ANALISIS DE UN SISTEMA DE ADSORCION Y
DESORCION DE ORO DE CARBON ACTIVADO Y
SU ELECTRODEPOSICION"

TESIS DE GRADO

Previa a la obtención del TITULO de
INGENIERO DE MINAS

Presentado por:
César Enrique Tomalá Andrade

Guayaquil - Ecuador
1 9 9 8

DEDICATORIA

**A MIS PADRES
A MIS HERMANOS
A PATTY G.**

AGRADECIMIENTO

- Al Ing. Hugo Egüez, Director de Tesis.
- Al Ing. Carlos Chía, Jefe de Planta de la compañía Sodirec S.A.
- Al Dr. Héctor Andrade, al Ing. Raúl Paredes y a todos los miembros del personal técnico de la compañía Sodirec S.A.
- A todas las personas que de manera directa o indirecta colaboraron con la realización y finalización del presente estudio.

TRIBUNAL DE GRADUACION

Ing. Miguel A. Chávez
Decano de la F.I.C.T.

Ing. Hugo Egüez A.
Director de Tesis

Dr. Paúl Carrión
Miembro del Tribunal

Ing. Jorge Velasco
Miembro del Tribunal

DECLARACION EXPRESA

“ La responsabilidad por los hechos, ideas y doctrinas expuestos en esta tesis, me corresponden exclusivamente; y, el patrimonio intelectual de la misma, a la ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL”.

(Reglamento de Exámenes y Títulos profesionales de la ESPOL).

César Tomalá Andrade.

RESUMEN

La planta Sodirec S.A. ubicada en Piñas, provincia de El Oro, procesa alrededor de 100 toneladas de mena de oro con alto contenido de plata, aplica para la recuperación del metal, la precipitación con zinc en el proceso Merrill-Crowe, así como también, los procesos CIP y Zadra-Electrowinning en el mineral proveniente del proceso anterior.

El presente estudio está orientado al análisis de las condiciones de operación pertenecientes al segundo proceso mencionado en el primer párrafo. Es así, que en los primeros tres capítulos se describen las bases teóricas de las técnicas conocidas como carbón en pulpa (CIP), desorción (Zadra) y electrowinning respectivamente.

La adsorción de oro comprende la agitación de carbón activado en una pulpa cianurada con contenidos de sólidos que fluctúan entre 35 y 50 % de sólidos. El oro es recuperado de la pulpa lixiviada durante el contacto de ésta con el carbón activado (CIP), el mismo que adsorbe el oro en su superficie.

Considerando un tiempo de residencia del carbón en la pulpa, éste es separado de la misma haciendo uso de cribas, para luego ser lavado con agua y tratado con una solución de ácido clorhídrico para remover los carbonatos. Seguidamente viene la recuperación del oro del carbón, para esto se aplica el método desarrollado por J.B. Zadra quien utilizó la técnica de desorber o despojar dicho metal precioso del carbón con la ayuda de una solución caliente de cianuro de sodio y soda cáustica. La solución impregnada es posteriormente tratada por electrólisis en celdas electrolíticas conformadas por ánodos y cátodos de acero inoxidable, estos últimos recubiertos con malla de acero inoxidable, los que quedan cargados con el metal precioso y otras impurezas.

Después de agotar el oro presente en la solución enriquecida, el cátodo suficientemente cargado es removido para despojarle el producto depositado en las mallas de acero inoxidable, el precipitado es secado, refinado y posteriormente fundido.

Las pruebas, resultados y análisis de éstas se describen en los cuatro últimos capítulos, de las cuales se logró determinar las mejores condiciones de operación tanto para la adsorción con carbón en pulpa, la desorción del carbón cargado (Zadra) y la electrodeposición de oro de la solución de lixiviación enriquecida.

INDICE GENERAL

	<i>Pág.</i>
RESUMEN.....	V
ÍNDICE GENERAL.....	VI
ÍNDICE DE FIGURAS.....	X
ÍNDICE DE TABLAS.....	XII
ÍNDICE DE FOTOGRAFÍAS.....	XIV
ABREVIATURAS.....	XV
INTRODUCCIÓN.....	XVIII

CAPÍTULO I

ADSORCIÓN DE ORO SOBRE CARBÓN ACTIVADO

1.1 Historia	del	carbón	
activado.....			19
1.2 Teoría del carbón activado.....			20
1.2.1 Propiedades del carbón activado.....			21
1.2.1.1Manufactura y activación.....			22
1.2.1.2Propiedades físicas.....			25
1.2.1.3 Propiedades químicas.....			28
1.3 Adsorción de oro sobre carbón activado.....			31
1.3.1Mecanismo de la adsorción de oro.....			32
1.3.2 Factores que afectan la adsorción de oro.....			35

1.3.2.1 Factores físicos.....	35
1.3.2.2 Factores químicos.....	41
1.3.3 Velocidad de adsorción y capacidad de cargado de oro.....	45
1.3.4 Consideraciones del proceso.....	49
1.3.4.1 Preparación del carbón.....	49
1.3.4.2 El proceso carbón en pulpa (CIP).....	51

CAPÍTULO II

DESORCIÓN DE ORO DEL CARBÓN ACTIVADO

2.1 Generalidades.....	56
2.2 Proceso atmosférico ZADRA.....	58
2.3 Proceso de reextracción con alcohol.....	58
2.4 Proceso de reextracción a alta presión.....	59
2.5 Proceso Anglo Americano (AARL).....	60
2.6 Comparación de los procesos.....	60
2.7 Operación de la unidad de Desorción (ZADRA).....	65
2.7.1 Manipuleo del carbón activado.....	65
2.7.2 Tratamiento químico.....	65
2.7.3 Calentamiento de la solución.....	66
2.8 Regeneración de carbón.....	68

CAPÍTULO III

ELECTRODEPOSICION DE ORO

3.1 Principios electroquímicos.....	70
3.1.1 Ionización.....	70
3.1.2 Potencial eléctrico estándar.....	72
3.2 Electrólisis.....	73
3.2.1 Unidades electroquímicas.....	74

3.2.2 Leyes electroquímicas.....	75
3.2.3 Conducción electrolítica.....	77
3.3 Electrodeposición (Electrowinning).....	81
3.3.1 Fundamentos del electrowinning.....	81
3.3.2 Reacciones químicas.....	84
3.3.2.1 Reducción catódica del oro.....	84
3.3.2.2 Reducción de oxígeno y agua.....	88
3.3.2.3 Reacciones anódicas.....	89
3.3.3 Reacciones cinéticas y factores que afectan la eficiencia.....	89
3.3.3.1 Concentración de oro.....	91
3.3.3.2 Hidrodinámica del electrolito.....	91
3.3.3.3 Temperatura.....	92
3.3.3.4 Area superficial del cátodo.....	93
3.3.3.5 Voltaje de celda.....	93
3.3.3.6 Corriente de celda y eficiencia de corriente.....	94
3.3.3.7 Conductividad de la solución.....	94
3.3.3.8 pH.....	95
3.3.3.9 Concentración de cianuro.....	96
3.3.3.10 Efecto de otras especies en la solución.....	97
3.3.4 Celdas electrowinning.....	98
3.3.4.1 Celda ZADRA.....	99
3.3.4.2 Celda AARL.....	100
3.3.4.3 Celda de grafito NIM.....	101
3.3.4.4 Celda de lana de acero Mintek.....	102

CAPÍTULO IV

CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

4.1 Determinación de las propiedades físicas.....	104
4.1.1 Gravedad específica.....	104

4.1.2Análisis granulométrico.....	106
CAPÍTULO V	
PRUEBAS DE ADSORCIÓN SOBRE CARBÓN ACTIVADO	
5.1 Parámetros de las pruebas.....	107
5.2 Ensayos de adsorción.....	108
5.3 Resultados.....	111
5.4 Análisis de los resultados.....	123
CAPÍTULO VI	
PRUEBAS DE DESORCIÓN	
6.1 Parámetros de las pruebas.....	126
6.2 Ensayos de laboratorio.....	128
6.3 Resultados.....	129
6.4 Análisis de los resultados.....	140
CAPÍTULO VII	
PRUEBAS DE ELECTRODEPOSICIÓN	
7.1 Parámetros de las pruebas.....	141
7.2 Ensayos de laboratorio.....	142
7.3 Resultados.....	144
7.4 Análisis de los resultados.....	150
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	155
ANEXOS.....	157
BIBLIOGRAFÍA.....	165

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1.1	Producción de carbón activado.....23
Figura 1.2	Distribución de tamaño de poro.....27
Figura 1.3	Estructura de algunas superficies de óxidos.....31
Figura 1.4	Modelo de adsorción sobre la superficie del carbón.....35
Figura 1.5	Cinética de cargado de oro sobre carbón activado.....41
Figura 1.6	Isoterma de equilibrio de adsorción.....44
Figura 1.7	Adsorción en etapas múltiples en contracorriente.....48
Figura 1.8	Diagrama de flujo para un circuito CIP de adsorción.....52
Figura 2.1	Columna de Desorción de Carbón Activado.....67
Figura 3.1	Iones disociados en una solución.....71
Figura 3.2	Circuito sencillo para depositar cobre.....79
Figura 3.3	Reacciones iónicas en una celda.....80
Figura 3.4	Un tipo de celda electrolítica de lana de acero.....81
Figura 3.5	Esquema de requerimientos de un sistema de celda sencilla.....83
Figura 3.6	Ilustración de la caída de potencial a través de una celda.....84
Figura 3.7	Curvas corriente-potencial (efecto de concentración de oro)... ..91
Figura 3.8	Curvas corriente-potencial (efecto de concentración de cianuro).....97
Figura 3.9	Representación de la clasificación de grupos de celdas.....98
Figura 3.10	Esquema de la celda electrowinning Zadra.....99
Figura 3.11	Esquema de la celda electrowinning AARL.....100
Figura 3.12	Esquema de la celda de grafito NIM.....101
Figura 3.13	Esquema de la celda con lana de acero tipo Mintek.....103
Figura I	Adsorc. de oro (ppm) sobre 3 g. de carb. variando densid. Pulpa....114
Figura II	Adsorc. de oro (g/Tm) sobre 3 g. de carb. variando densid. Pulpa...115
Figura III	Adsorc. de oro (%) sobre 3 g. de carb. variando densid. pulpa.....116
Figura IV	Resultados del CIP en botella variando densidad de pulpa.....117

Figura V	Adsorción de oro (ppm) sobre varios pesos de carbón/ l. soluc.....	118
Figura VI	Adsorción de oro (g/Tm) sobre varios pesos de carbón/ l. soluc.....	119
Figura VII	Adsorción de oro (%) sobre varios pesos de carbón/ l. soluc.....	120
Figura VIII	Curva de equilibrio.....	121
Figura IX	Datos del equilibrio, escala log-log (pendiente).....	122
Figura X	Desorción de 0.2 g. carb./0.5 l. soluc. al 1.0 % de NaCN.....	131
Figura XI	Desorción de 0.2 g. carb./0.5 l. soluc. al 0.1 % de NaCN.....	132
Figura XII	Desorción de 0.5 g. carb./0.5 l. soluc. al 1.0 % de NaCN.....	133
Figura XIII	Desorción de 0.5 g. carb./0.5 l. soluc. al 0.1 % de NaCN.....	134
Figura XIV	Desorción de 1.2 g. carb./0.5 l. soluc. al 0.1 % de NaCN.....	135
Figura XV	Desorción de 1.2 g. carb./0.5 l. soluc. al 1.0 % de NaCN.....	136
Figura XVI	Relación entre pruebas con 0.2 g. de carbón.....	137
Figura XVII	Relación entre pruebas con 0.5 g. de carbón.....	138
Figura XVIII	Relación entre pruebas con 1.2 g. de carbón.....	139
Figura XIX	Electrowinning de oro con 1.0 % de NaCN y 1.1 amp.....	144
Figura XX	Electrowinning de oro con 1.0 % de NaCN y 1.2 amp.....	145
Figura XXI	Electrowinning de oro con 0.1% de NaCN y 0.8 amp.....	146
Figura XXI	Electrowinning de oro con 0.1% de NaCN y 1.3 amp.....	147
Figura XXI	Electrowinning de oro con adición de etanol, 1.0% de NaCN.....	148

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla # 4.1.1 Gravedad específica del mineral.....	105
Tabla # 4.1.2 Análisis granulométrico del mineral de la pulpa.....	106
Tabla # 5.2.1 Parámetros de la pulpa.....	109
Tabla # 5.2.2 Características de la solución.....	111
Tabla # 5.3.1 Datos de adsorción.....	112
Tabla # 5.3.2 Logaritmos.....	112
Tabla # 5.3.3 Constante de equilibrio “m”.....	112
Tabla I Concentración de oro en solución.....	114
Tabla II Peso de oro adsorbido por Ton. de carbón.....	115
Tabla III Oro extraído de solución.....	116
Tabla IV Síntesis de tabla III.....	117
Tabla V Concentración de oro en solución.....	118
Tabla VI Peso de oro adsorbido por Ton. de carbón.....	119
Tabla VII Recuperación de oro soluble.....	120
Tabla # 6.2.1 Parámetros de las pruebas de desorción.....	128
Tabla # 6.2.2 Concentración de oro en solución de desorción.....	129
Tabla VIII Desorción de 0.2 g. de carb. en 0.5 l. de soluc. al 1.0% de NaCN....	131
Tabla IX Desorción de 0.2 g. de carb. en 0.5 l. de soluc. al 0.1% de NaCN....	132
Tabla X Desorción de 0.5 g. de carb. en 0.5 l. de soluc. al 1.0% de NaCN....	133
Tabla XI Desorción de 0.5 g. de carb. en 0.5 l. de soluc. al 0.1% de NaCN....	134
Tabla XII Desorción de 1.2 g. de carb. en 0.5 l. de soluc. al 1.0% de NaCN....	135
Tabla XIII Desorción de 1.2 g. de carb. en 0.5 l. de soluc. al 0.1% de NaCN....	136
Tabla XIV Relación entre pruebas con 0.2 g. de carbón.....	137
Tabla XV Relación entre pruebas con 0.5 g. de carbón.....	138
Tabla XVI Relación entre pruebas con 1.2 g. de carbón.....	139
Tabla # 7.2.1 Condiciones de las soluciones de electrowinning.....	143

	Pág.
Tabla # 7.2.2 Concentraciones iniciales de las soluciones de electrowinning.....	144
Tabla XVII Electrowinning con 1.0% de NaCN y 1.1 amp.....	144
Tabla XVIII Electrowinning con 1.0% de NaCN y 1.2 amp.....	145
Tabla XIX Electrowinning con 0.1% de NaCN y 0.8 amp.....	146
Tabla XX Electrowinning con 0.1% de NaCN y 1.3 amp.....	147
Tabla XXI Electrowinning con adición de etanol, 1.0% de NaCN.....	148
Tabla # 7.4.1 Variación de las condiciones de operación.....	149
Tabla # 5.3.4 Búsqueda de Y_1 (2 etapas).....	158
Tabla # 5.3.5 Búsqueda de Y_1 (3 etapas).....	158
Tabla # 5.3.6 Toneladas de carbón por m^3 de solución (2 etapas).....	158
Tabla # 5.3.7 Toneladas de carbón por m^3 de solución (3 etapas).....	158
Tabla # 5.3.8 Adsorción teórica por etapa (2 etapas)...	158
Tabla # 5.3.9 Adsorción teórica por etapa (3 etapas).....	158
Tabla# 5.3.10 Condiciones de operación.....	159

ÍNDICE DE FOTOGRAFÍAS

	Pág.
Foto 1.	Pruebas de carbón en pulpa (CIP) en botella.....161
Foto 2.	Instrumentación para pruebas de desorción de carbón cargado.....161
Foto 3.	Instrumentación de pruebas de electrodeposición (electrowinning) .162
Foto 4.	Celda tipo Zadra con ánodo y cátodo de malla de ac. inox.....162
Foto 5.	Celdas 162de fibra de vidrio, circuito de Desorción–E/W (Sodirec).163
Foto 6.	Regenerador de carbón activado de la Planta Sodirec S.A.....163

ABREVIATURAS

AARL	Anglo American Research Laboratory
Acum.	Acumulado
$\text{Ag}(\text{CN})_2^-$	Cianuro de plata
Ag_2NO_3	Nitrato de plata
Amps.	Amperios
$\text{Au}(\text{CN})_2^-$	Cianuro de oro
CCD	Decantación Contra Corriente
CIC	Carbón en Columna
CIL	Carbón en Lixiviación
CIP	Carbón en Pulpa
CIS	Carbón en Solución
Conc.	Concentración
CO	Monóxido de Carbono
CO ₂	Dióxido de carbono
CO ₃ Na ₂	Carbonato de sodio
CuSO ₄	Sulfato de cobre
DC	Corriente eléctrica externa (corriente directa)
E _h	Potencial del electrodo versus SHE
E/W	Electrowinning
Fe ₂ O ₃	Oxido de hierro
HCl	Acido clorhídrico
hrs	Horas
H ₂ SO ₄	Acido sulfúrico
KCl	Cloruro de potasio
lts.	Litros
lb	Libra
log	Logaritmo en base 10
NaCl	Cloruro de sodio
NaCN	Cianuro de Sodio
NaOH	Hidróxido de Sodio
Pág, pp	Página
ppm	Partes por millón
rpm	Revoluciones por minuto
SCE	Electrodo calomel saturado
seg.	Segundo
SHE	Electrodo estándar de hidrógeno
TMS	Toneladas métricas secas
Ton	Toneladas
Volts.	Voltios
XRD	Difracción de rayos X

SIMBOLOGÍA

α	=	Alfa
c_b	=	Concentración de oro
C_0	=	Concentración inicial de oro
C_t	=	Concentración de oro en el tiempo
E	=	Peso equivalente (peso atómico/valencia)
E^0	=	Potencial estándar de reducción
E_r	=	Potencial reversible del electrodo
F	=	Constante de Faraday
G	=	Gramos de carbón activado
ΔG	=	Cambio de energía libre
G_s	=	Solvente en solución
γ_s	=	Gravedad específica del sólido
I	=	Corriente (en amperios)
i_L	=	Densidad de corriente limitante
j	=	Densidad de corriente
K	=	Constante de equilibrio
k_m	=	Coefficiente de transferencia de masa del sistema
L	=	Ley de oro sobre carbón activado
L_s	=	Adsorbente libre de adsorbido
m	=	Constante
n	=	Constante
n_a	=	Sobrepotencial anódico
n_c	=	Sobrepotencial catódico
N_p	=	Número de etapas teórico en una cascada
%	=	Porcentaje
P	=	Presión
ρ	=	Densidad de pulpa
R	=	Resistencia (conductividad)
R	=	Constante Universal de los fluidos
S/L	=	Relación sólido/líquido
T	=	Temperatura
T_m	=	Toneladas métricas
V	=	Volumen
W_s	=	Peso del sólido (en gramos)
X	=	Concentración de adsorbido, lb de soluto adsorbido / lb de adsorbente
Y	=	Concentración de soluto en el fluido, lb de soluto / lb de solvente

UNIDADES

A	Amperio
Å	Angström
C	Coulombio
°C	Grados celsius
cc	Centímetros cúbicos
g	Gramo
h	Hora
J	Joule
Kg	Kilogramo
KJ	Kilojoule
Kpa	Kilopascales
l	Litro
m	Metro
mA	Miliamperios
mg	Miligramo
ml	Mililitro
mol	Molécula
N	Solución normal
pH	Exponente del ión hidrógeno
t	Tiempo
V	Voltio
W	Watts

INTRODUCCIÓN

Aunque los procesos de la extracción de oro no han cambiado fundamentalmente desde la introducción de las técnicas de cianuración ya hace cerca de un siglo, en los últimos cincuenta años se han visto grandes cambios en los métodos usados, y son estos cambios los que de alguna u otra manera han permitido la producción de este trabajo.

La extracción del oro por medio de técnicas metalúrgicas tales como el carbón en pulpa, la desorción de carbón y el electrowinning, constituyen un ejemplo de los cambios surgidos para tales propósitos.

La Planta Sodirec S.A. aplica las técnicas mencionadas para el tratamiento de mineral proveniente de una cianuración previa (proceso híbrido).

La necesidad de encontrar las mejores condiciones de adsorción, desorción y electrodeposición de oro mediante los procesos de carbón en pulpa, Zadra y electrowinning respectivamente, ha incentivado la realización de pruebas de laboratorio que incluyen la variación de parámetros, las mismas que han permitido el mejoramiento de los aspectos técnicos y económicos en ésta Planta.

Se espera que el presente trabajo sirva como guía y resulte de mucha importancia no solo para éste caso en particular sino para quienes se interesen en la aplicación de las técnicas descritas. Cabe mencionar que las investigaciones sobre el tema no están agotadas y que toda propuesta está sujeta a ser mejorada y sustentada en términos de rentabilidad.

CAPÍTULO I

ADSORCIÓN DE ORO SOBRE CARBÓN ACTIVADO

1.1 Historia del carbón activado ^[6].

El hecho de que el carbón activado tenga la propiedad de adsorber metales preciosos en solución fue primeramente publicado por Lazowski en 1847. Esa información atrajo considerable interés, como es evidente por la publicación de 46 artículos técnicos entre 1848 y 1917. El primer uso del carbón en un sistema metalúrgico fue para la extracción de oro después de la clorinación. El oro era solubilizado por gas cloro y luego filtrado a través del carbón. El uso del carbón activado para la extracción de oro fue patentado por Johnston en 1890.

Este proceso consiste en la disolución de oro y plata en solución de cianuro de sodio, pasando la solución clarificada a través de una serie de filtros de carbón.

El carbón es quemado para recuperar metales preciosos y el residuo fundido. [6]

1.2 Teoría del carbón activado ^[6].

El carbón activado es el único agente usado para la recuperación, separación y purificación de muchas sustancias. Hasta 1700 fue reconocido como un agente purificador. Desde 1950 en los Estados Unidos el carbón activado se empleó como un material adsorbente de productos orgánicos en agua de desperdicio.

El carbón activado comprende una familia de sustancias con fórmulas estructurales no definidas.

Las únicas bases para su diferenciación es la medida de su capacidad relativa de adsorción. Los procesos básicos de activación son la carbonización y oxidación. El proceso de carbonización es conducido en ausencia de aire entre 600 a 900 °C, mientras la oxidación se realiza en una atmósfera oxidante tal como un vapor a como 900 °C.

Los cristales formados durante la carbonización consisten en 2 o más placas amontonada una sobre otra. En las placas lisas, se descubrió que son átomos de carbono arreglados en una red hexagonal.

Cada átomo excepto aquellos de los bordes, es detenido por ligaduras covalentes de otros tres átomos de carbono. El diámetro de las placas y la altura del apilamiento es menor de los 100 Å. El carbón preparado con un buen tratamiento de carbonización es suficientemente activo para su uso. El tratamiento de oxidación también es usado para corroer selectivamente la superficie, creando porosidad y con eso incrementar el área superficial. La oxidación también tiene

una variedad de grupos funcionales que contienen oxígeno sobre la superficie que juegan un papel importante en los procesos de adsorción.

Una de las características más singulares del carbón activado es una estructura porosa. Aunque la estructura submicroscópica no está bien determinada, se asume que puede estar compuesta de partículas amorfas al azar distribuidas para dar una compleja red de forma irregular en parte interconectada entre las partículas. Los poros van dentro de las dos distintas clases de tamaño. Los macroporos constituyen aproximadamente el 5 % de la superficie activa y tienen de 1000 a 2000 Å en diámetro. Los microporos son menores de 20 Å en diámetro y son los más importantes ya que alcanzan 95 % del área superficial disponible. [6].

1.2.1 Propiedades del carbón activado ^[3].

El carbón activado o carbón como es llamado ahora comúnmente, es un material orgánico el cual tiene una estructura esencialmente grafitica. Tiene una superficie específica extremadamente grande debido al alto desarrollo interno de la estructura porosa y un área superficial específica que excede de 1000 m²/gr no son comunes. Como resultado, el carbón activado ha encontrado diversas aplicaciones industriales ya sea en procesos de separación de gas y líquido; sin embargo su uso en la industria de la recuperación de oro ha sido solamente difundido desde 1980.

Las más importantes de las propiedades del carbón activado para la extracción del oro son:

- 1) Capacidad de adsorción de oro
- 2) Velocidad de adsorción de oro
- 3) Esfuerzo mecánico y resistencia al uso
- 4) Características de reactivación
- 5) Distribución del tamaño de partícula.

Otras consideraciones no técnicas, tales como el costo, disponibilidad y servicio para el suministrador también afecta la selección del carbón.

1.2.1.1 Manufactura y activación ^[3].

Si cualquier material carbonáceo es tratado propia y virtualmente, puede ser usado para producir carbón activado.

Las fuentes materiales mayormente usadas son:

- | | |
|-------------------|---------------------|
| - Madera | - Carbón bituminoso |
| - Turba | - Antracita |
| - Cáscara de coco | - Semillas |

El tipo de material fuente tiene una influencia marcada sobre la estructura física del producto, en particular, el volumen del poro y la distribución del tamaño de partícula. Por ejemplo, la madera es usada como el material fuente de carbones decolorantes, mientras que los de cáscara de coco y carbones obtenidos de carbón mineral

son generalmente usados para adsorción de fases gaseosas y aplicaciones de recuperación de oro.

El carbón es activado por la remoción de hidrógeno, o fracciones ricas en hidrógeno, a partir de materiales de la línea de los carbonáceos para producir un residuo de poro abierto. Este proceso es llamado “*activación*” y es ejecutado en dos etapas.

En la primera etapa el material es calentado aproximadamente a 500 °C con la presencia de agentes deshidratantes; éste proceso se llama “*carbonización*”. Muchas de las impurezas son removidas como gases (CO, CO₂, ácido acético) o permanecen como un residuo similar a la brea sobre el carbón.

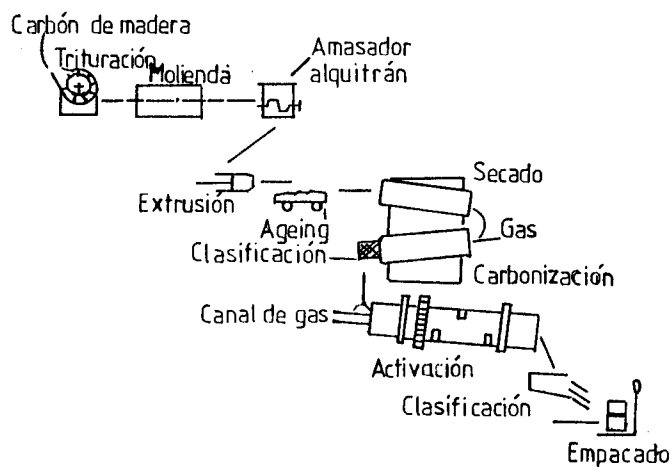


Fig. 1.1-Diagrama de flujo para la producción de carbón activo por activación con vapor

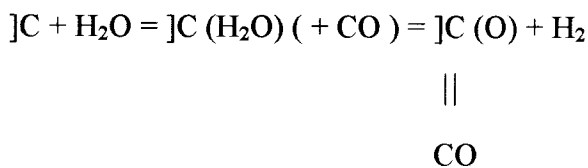
Como consecuencia, los átomos de carbón son liberados muchos de ellos y combinados como fracciones cristalinas, conocidos como cristalitas elementales. Esto resulta en el desarrollo de un producto

con área específica entre 10 y 500 m²/g, la mayoría de los cuales es debido a la formación de microporos.

La segunda etapa consiste de exponer el material carbonizado para oxidarlo en una atmósfera de vapor, CO₂ y/o oxígeno (aire) a temperaturas de 700-1000 °C para quemar los residuos de brea y desarrollar la estructura de poros internos. Los átomos de carbón en las cuñas y esquinas de los cristalitos elementales y en las discontinuidades o defectos, son especialmente reactivos debido a sus valencias no saturadas y son llamados “*sitios activos*”.

La reacción de vapor con carbón considera primeramente la adsorción de vapor de agua sobre la superficie del carbón seguida de la evolución de hidrógeno y CO₂.

Las reacciones son postuladas abajo, donde los paréntesis rectos indican el enlace con la superficie del carbón:



Este mecanismo está representado por la reacción general, abajo:



Este proceso es algunas veces aplicado durante la reactivación de carbón en plantas de extracción de oro por la adición de vapor dentro de hornos de reactivación.

La adsorción de carbón es catalizada por Fe, Cu, óxidos y carbonatos de metales cristalinos.

1.2.1.2 Propiedades físicas del carbón activado ^[3].

El carbón activado tiene una estructura similar aunque menos ordenada que la del grafito. A partir de estudios de rayos X ha sido sugerido que el carbón activado tiene dos estructuras básicas:

- (1) Regiones pequeñas de cristalitos elementales compuestas de capas aproximadamente paralelas de átomos ordenados hexagonalmente, y
- (2) Una desordenada, cadena cruzada, red espaciada de carbonos hexagonales, el cual es más pronunciado en carbones formados de materiales de alto contenido de oxígeno.

Comúnmente dimensiones citadas para cristalitos elementales son dependientes de la temperatura, pero típicamente varían de 9 a 12 Å de alto y de 20 a 23 Å de ancho.

De aquellos valores ha sido estimado que las estructuras cristalinas son aproximadamente tres capas altas, con anchos equivalentes al diámetro de 9 hexágonos de carbono.

El *proceso de activación* se genera en un área superficial interna extremadamente grande, la cual es prácticamente infinita relativa a la cara exterior del gránulo de carbón, y un amplio rango de tamaño y forma de poro. Desafortunadamente no es posible determinar exactamente la forma de los poros y esto lleva a alguna dificultad en expresar el tamaño del poro. La clasificación del tamaño del poro por Dubinin, dada abajo, es generalmente aceptada y está basada sobre cambios en mecanismos de adsorción de gas o vapor con tamaños de poro:

macroporos	$x > 100 - 200 \text{ nm}$
transicional o mesoporos	$1.6 < x < 100 - 200 \text{ nm}$
microporos	$x < 1.6 \text{ nm}$

donde x es el tamaño característico. Recientemente el término supermicroporo ha sido usado para describir el rango 0.6 a 1.6 nm.

La principal distinción entre gas - adsorbido y carbones decolorantes se encuentra en su distribución de tamaño de poro.

El carbón obtenido de carbón mineral tiene un gran número de mesoporos, el cual es importante en la cinética de adsorción tanto permiten el acceso a microporos. Esto es significativo porque el anión cianuro de oro es relativamente grande y suele ser inaccesible al 90 % de los microporos del carbón. Sin embargo, carbones

obtenidos de carbón mineral no son mecánicamente fuertes como los carbones de cáscara de coco y son menos útiles para los sistemas de extracción.

La activación con CO_2 puede producir carbón con pequeños volúmenes de poros y grandes proporciones de microporos. Por otro lado, la activación en presencia de oxígeno solamente desarrolla porosidad para un límite substancial debido a la obstrucción de poros por óxidos en superficie. En muchas otras aplicaciones, incluyendo la adsorción de cianuro de oro, la transportación del adsorbente en los poros puede ser razón determinante.

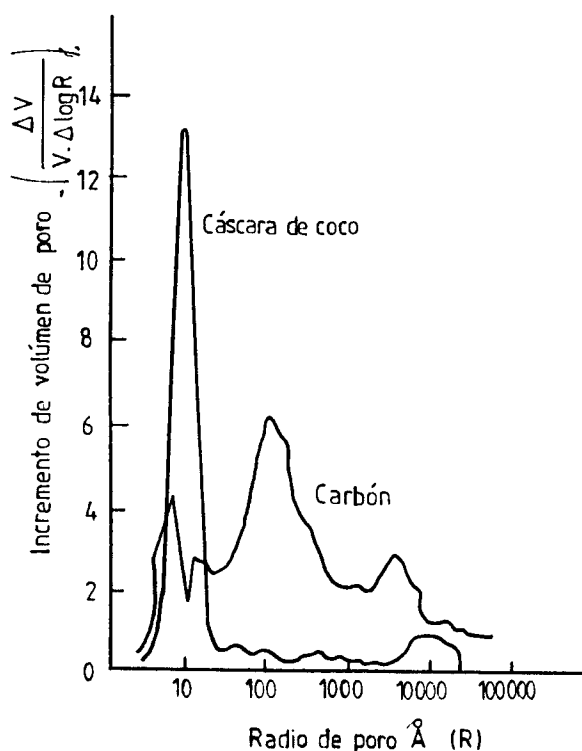


Fig. 1.2-Datos de distribución de tamaño de poro para carbón mineral activado térmicamente y carbón de cáscara de coco.

Consecuentemente, el decrecimiento del tamaño de partícula del carbón granular tiene un gran efecto sobre la velocidad de adsorción, a pesar de solamente un pequeño incremento en la superficie neta.

1.2.1.3 Propiedades químicas del carbón activado ^[3].

Las propiedades adsorptivas del carbón activado no son solamente determinadas por el área, sino además por sus propiedades químicas. Aquellas características son menos entendidas, sin embargo, la actividad del carbón es atribuida a los efectos que se le listan a continuación:

- (1) Distribuciones en la estructura microcristalina, tales como cuñas y efectos dislocantes, los cuales resultan en la presencia de valencias residuales en el carbón. Esto afecta la adsorción de ambas especies: polar y polarizable.
- (2) La presencia de los elementos depositados químicamente tales como oxígeno e hidrógeno en el material fuente, o depósitos químicos entre el carbón y especies en la activación con gas. La naturaleza de oxígeno e hidrógeno depositado químicamente del tipo de material fuente y de las condiciones de activación, tales como la composición de atmósfera y temperatura.

- (3) La presencia de materia orgánica, por ejemplo, componentes de ceniza y agentes impregnantes, los cuales suelen ser perjudiciales para la adsorción o suelen estimular adsorción específica.

Para algunos en gran parte los efectos dados son interactivos. Por ejemplo, las impurezas inorgánicas pueden crear desórdenes dentro de la red del carbón, resultado de la formación de defectos en los cuales el oxígeno puede ser preferencialmente adsorbido durante la activación.

Los carbones activados han sido divididos en dos tipos:

* *Carbones H* y

* *Carbones L*.

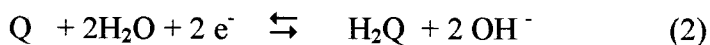
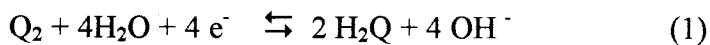
Los *carbones H* son formados a temperaturas mayores a 700 °C, típicamente alrededor de 1000 °C y son caracterizados por su habilidad para adsorber iones hidrógeno cuando son sumergidos en agua, por lo tanto, reducen el pH en la solución bulk. Los *carbones L* son activados por debajo de 700 °C usualmente entre 300 °C y 400 °C y preferentemente adsorben iones hidroxilos. Los carbones activados con vapor son generalmente usados para la recuperación de oro y predominantemente tienen características de carbón tipo H.

El oxígeno es quimisorbido sobre el carbón más fácilmente que otros elementos y los complejos C-O que son formados pueden influenciar reacciones superficiales, humedecimiento, electricidad y propiedades catalíticas del carbón. Aproximadamente el 90 % de oxígeno sobre la superficie es considerada como grupos funcionales. Los restantes existen como enlaces neutrales en otros puentes.

Una variedad de técnicas analíticas ha identificado carboxil, fenol, quinona, hidroxil, así como grupos éster, tales como lactones, anhídrido carboxílico y peróxido cíclico, en la superficie del carbón. Las estructuras de algunos de éstos grupos son mostradas en la Fig. 1.3. En general, grupos de óxidos formados a bajas temperaturas parecen ser carboxilatos, mientras aquellos formados a altas temperaturas tienden a ser fenólicos. La importancia de esos grupos se encuentra en su habilidad para afectar las características ácidas/básicas de la superficie.

Este comportamiento es consistente con la presencia de grupos carboxílicos ácidos ($pK_a=4.8$) y grupos fenólicos ($pK_a= 9.8$) como por ejemplo una superficie oxidada.

La reducción de grupos superficiales sobre carbón activado suele ser representada por las reacciones:



donde H_2Q es el grupo quinhydrone.

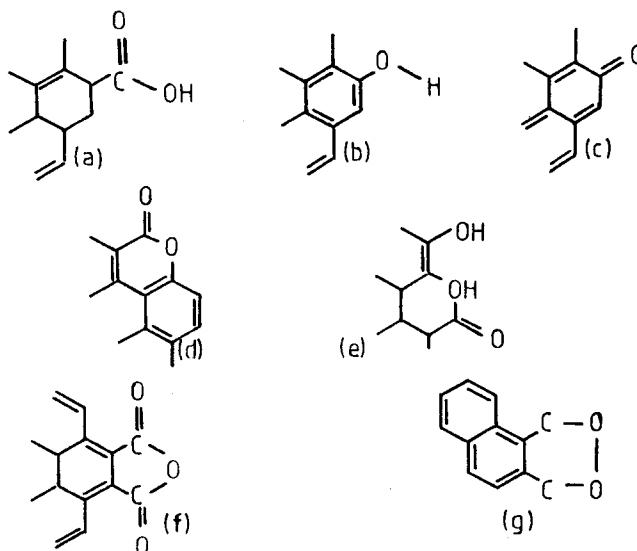


Fig. 1.3-Estructura de algunas superficies de óxidos que han sido propuestas como presentes en la superficie del carbón activado: (a) ácido carboxílico, (b) hidroxil phenólico, (c) grupos carbonyl tipo quinone, (d) normal, y (e) lactones tipo fluorescente, (f) anhídridos ácidos carboxílico, y (g) peróxidos cíclicos.

El potencial resultante de la reacción (2) está dado por:

$$E = E^0 (H_2Q/Q) - 0.00259 \log [H_2Q]/[Q] - 0.059 \text{ pH} + 0.826$$

donde $E^0 (H_2Q/Q)$ es 0.699 V. La mayoría de los carbones comerciales tienen un potencial de reducción en el rango de 0.1 a 0.4 V. [3]

1.3 Adsorción de oro sobre carbón activado ^[9].

El carbón activado fue introducido como un adsorbente para la recuperación de oro y plata de soluciones cianuradas alrededor del año 1880. Divas (1880)

patentó un proceso en el cual el carbón de madera era usado para la recuperación de oro de licores lixiviados de la clorinación. Jhonson (1894) patentó el uso de carbón para la recuperación de oro de soluciones cianuradas, descubriendo así (en 1890) que el cianuro era un excelente solvente para el oro. No obstante, la adsorción de oro sobre carbón podría no competir con la filtración y cementación con zinc hasta cerca de 1950s, cuando Zadra (1950) desarrolló un proceso para la remoción de oro y plata a partir del carbón cargado.

El carbón activado no es un material homogéneo. El carbón blando, tiene una actividad bien alta. De aquí, que la pérdida de carbón blando debido a la atrición es la porción mas activa. Cuando se selecciona carbón, la resistencia a la atrición será evaluada y el carbón con la más alta actividad después de la atrición será seleccionado.

1.3.1 Mecanismo de la adsorción de oro ^[7].

El proceso de carbón en pulpa alcanzó exitosa comercialización a pesar que los mecanismos básicos del proceso no habían sido cuidadosamente o extensamente estudiados. En 1979, una investigación fue publicada por Pitt et al. De la Universidad de Utah sobre la termodinámica y cinética de adsorción de cianuros de oro y plata sobre carbón activado. Unos experimentos de adsorción fueron llevados a cabo para cianuro de metales preciosos sobre carbón activado, usando soluciones con varias concentraciones de Na^+ , Ca^{++} , cianuro libre y H^+ . Los datos mostraron que el Na^+ y Ca^{++} , realzan la adsorción mientras que el cianuro libre lo reduce.

El siguiente mecanismo de adsorción fue propuesto basado sobre la teoría de doble capa eléctrica según se muestra en la fig. 1.4:

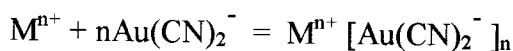
- El ión $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ es adsorbido como tal y adsorbe por electrostática o fuerzas de Van der Waal's. [9]
- Reducción de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ a oro metálico, que es precipitado sobre el carbón. [7]
- El compuesto de oro es alterado a alguna otra forma durante el proceso de adsorción. [9]
- El $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ adsorbe sobre intersticios de carbón activado. [4]
- El Na^+ y Ca^{++} son solo adsorbidos cuando el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ está presente. Así, ellos probablemente son adsorbidos en la capa difusa.
- Cuando está presente el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ adicional puede ser adsorbido en la capa difusa.
- El cianuro libre compite por los intersticios con el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$.
- Adsorción de pares de iones de $\text{Ca}[\text{Au}(\text{CN})_2]_2$. [7]
- La Extracción de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ es incrementada por la presencia de electrolitos, tales como CaCl_2^- y KCl .
- La cinética de adsorción y equilibrio de cargado se incrementa con el decrecimiento del pH.
- La adsorción de oro decrece con el incremento de la temperatura. [3]

Los mecanismos propuestos antes de 1980 pueden ser divididos dentro de cuatro categorías:

- (1) adsorción como el ión cianuro Au(I).
- (2) adsorción como AuCN molecular,
- (3) reducción y adsorción como oro metálico y
- (4) adsorción en asociación con un catión metálico tal como Ca^{2+} .

Hay mucha controversia en la literatura de cómo el mecanismo por el cual el carbón activado es cargado con $\text{Au}(\text{CN})_2^-$. Subsecuentes investigaciones usando espectroscopia Mossbauer, espectroscopia fotoelectrónica de rayos X (XPS o ESCA) y modelos extrantantes sobre soluciones de alto fuerza iónica, típica de aquellas obtenidas en sistemas actuales de lixiviación de oro, han mostrado que los complejos de cianuro de oro son adsorbidos predominantemente como un par iónico.

Posteriores evidencias para esto han sido proveídas por superficie química, y otros, análisis los cuales han establecido que el estado de oxidación del oro sobre el carbón es +1. El mecanismo está mejor ilustrado por la ecuación:



donde el ión par , $\text{M}^{n+} [\text{Au}(\text{CN})_2^-]_n$, es la especie de oro adsorbida.

1.3.2 Factores que afectan la adsorción de oro [7].

Los efectos de la fuerza iónica de solución sobre carbón cargado son significantes. El cargado de carbón a partir de una solución de oro en agua desionizada es bajo. La fuerza iónica de la solución de oro juega un papel importante en el mecanismo de adsorción.

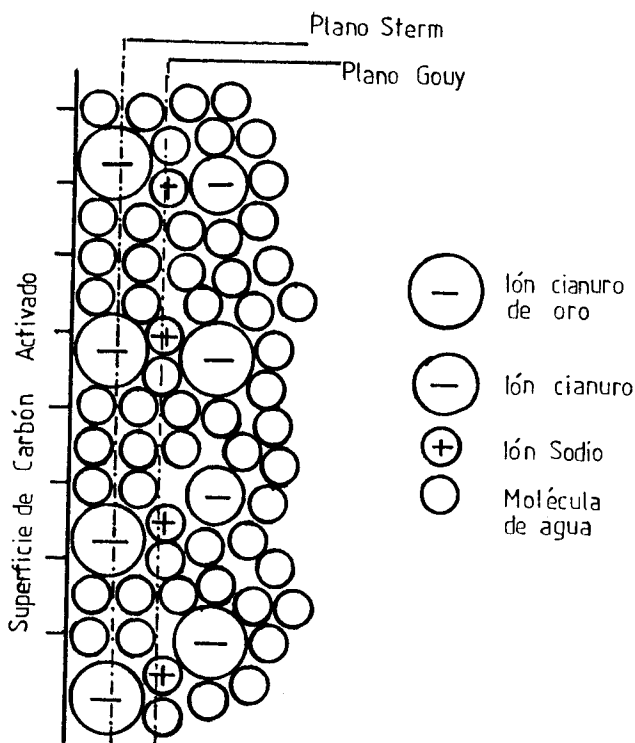
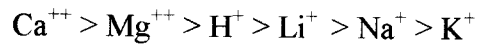


Fig. 1.4 – Modelo esquemático de Adsorción para Cianuro de oro sobre la superficie de Carbón Activado.

Davidson (1974) probó experimentalmente que el grado al cual varios complejos de cianuro de oro son adsorbidos sobre el carbón activado depende de sus cationes. El aurocianuro de calcio parece ser el más fuerte complejo adsorbido en las siguientes series: [7]



1.3.2.1 Factores físicos que afectan la adsorción de oro ^[3].

Tipo de carbón

Los carbones producidos usando diferentes métodos o materiales fuentes, tienen un rango de propiedades físicas los cuales afectan la velocidad de adsorción y la capacidad de cargado. En general, los carbones de alta actividad son blandos, debido a una estructura porosa más extensa la cual reduce la fuerza mecánica del carbón. Aquellos carbones típicamente resultan de las altas pérdidas por atrición en plantas. Las pérdidas por atrición son importantes, no solamente porque consumen carbón, sino además están asociadas con las pérdidas de oro.

El tipo de carbón requerido para un proceso de aplicación particular depende de muchos factores incluyendo el tipo de proceso de adsorción (CIP, CIL o CIC), la concentración de oro, la velocidad de flujo de la solución/pulpa, la velocidad de producción de oro, la velocidad de atrición del carbón y la severidad de las condiciones del proceso. Los carbones de alta actividad son usados cuando es requerida una alta eficiencia de adsorción, también prevenir pérdidas de valores de oro soluble o mejora en general la eficiencia del circuito. Los carbones de baja actividad son usados en circuitos

en los cuales las pérdidas son menos susceptibles a perder oro cuando la eficiencia de adsorción del carbón es pobre y tienen la ventaja de tener bajas pérdidas por atrición.

Tamaño de partícula del carbón

Aunque la distribución del tamaño de partícula tiene un efecto significativo sobre el área superficial externa, tiene sólo un efecto muy pequeño sobre el área de superficie específica a causa de la altamente desarrollada estructura porosa interna. Como resultado, la máxima capacidad de carbón cargado es virtualmente independiente del tamaño de partícula. Sin embargo, el tamaño tiene un gran efecto sobre la longitud media de poro dentro de las partículas de carbón y la velocidad de adsorción incrementa con el decrecimiento del tamaño de partícula.

Esto es un factor importante en los sistemas industriales de adsorción porque la mayoría opera el cargado del carbón por debajo de la verdadera capacidad de cargado del carbón. Los rangos de tamaños de partículas de carbones usados en aplicaciones industriales típicamente varían de 1.2 X 2.4 mm a 1.7 X 3.4 mm.

En la práctica, otros factores afectan la selección de tamaño de partícula del carbón:

- (1) El cribado del carbón eficientemente se hace grande y dificulta en tamaños finos (típicamente el cribado puede ser ejecutado a 0.7 - 0.8 mm en aplicaciones de pulpas).
- (2) El carbón fino es más susceptible a las pérdidas por atrición a causa de su gran área superficial a radio de masa, y generalmente es reducido a un tamaño donde puede dejar la planta más rápido que partículas de carbón gruesas.
- (3) El carbón pequeño tiene una baja velocidad de fluidificación que el carbón grueso el cual afecta los diseños de equipo del proceso (ejemplo: CIC, lavado ácido).

Los sistemas que contienen carbón con una amplia distribución de tamaño suelen experimentar pérdidas de una diferencia en cargado de oro con el incremento del tamaño debido a un efecto llamado intercambio iónico por contacto.

Esto es un efecto medible fácilmente en el cual el oro es transferido del carbón con gran carga de oro al carbón de baja carga de oro y es llevado a cabo contacto directo de las delgadas películas que rodean la partícula de carbón, con negligible oro pasando en la solución bulk.

Eficiencia de mezclado.

Las condiciones de mezclado tienen un efecto importante sobre la velocidad de adsorción de oro.

Este efecto es debido al hecho de que la mayoría de los sistemas de adsorción de carbón son operados en un pseudoequilibrio, por debajo del equilibrio máximo de cargado, donde la velocidad de adsorción es dependiente de alguna medida sobre la difusión a través de la capa límite sólido- líquido. Este pseudoequilibrio es atribuido a la proporción de poros que son utilizados dentro del tiempo de residencia operativo del sistema de adsorción. Consecuentemente, el grado de mezcla de carbón en una solución o pulpa debe ser suficiente para:

- (a) Mantener el carbón, solución y sólidos suspendidos y mantener la mezcla tan homogénea como sea posible, y
- (b) Maximizar la velocidad de transporte de masa de las especies de cianuro de oro de la superficie del carbón, preferiblemente más rápido que la actual velocidad de adsorción en la superficie.

Efecto de los sólidos.

La velocidad de adsorción de cianuro de oro decrece con el incremento de la densidad de pulpa.

Este efecto es atribuido a:

- (1) Decrecimiento de la eficiencia de mezclado que resulta del incremento de viscosidad y decrecimiento de energía por unidad de masa de pulpa.
- (2) Relleno físico de la superficie y poros del carbón por partículas finas de la mena, y
- (3) Solución reducida: radio del carbón a altas densidades de pulpa.

La eficiencia de mezclado puede además ser reducida por el incremento de viscosidad de pulpa causada por cambios en el tipo de mena, antes que como un resultado de un cambio de la densidad de pulpa. Tipos de mena los cuales producen alta viscosidad de pulpa tienen incluso grandes tendencias a dañar la función, por ejemplo: por relleno de poros de carbón con partículas muy finas. Este efecto es particularmente evidente cuando se trata de menas arcillosas.

La densidad de pulpa es afectada por la densidad de sólidos, y cambios en el tipo de material tratado en sistemas de adsorción deben además ser considerados. Por ejemplo: tratamiento de calcina (esencialmente Fe_2O_3), el cual tiene una densidad de partícula de 5000 Kg/m^3 comparada con materiales de cuarzo con una densidad de 2700 Kg/m^3 . Esto suele tener diversos efectos:

- (1) La velocidad de sedimentación de partículas es grande para el material de alta densidad y por lo tanto algo de sedimento y espacio cerrado suele resultar, el cual reduce solución y la movilidad del carbón, y
- (2) La proporción de volumen de sólidos es baja, y por lo tanto el contacto entre el carbón y la solución es mejorado.

1.3.2.2 Factores químicos que afectan la adsorción de oro ^[3].

Temperatura

La adsorción de oro sobre carbón es exotérmica, el cual cuenta con la habilidad de invertir la adsorción por el incremento de temperatura. Consecuentemente, la capacidad de cargado de oro decrece en cuanto la temperatura se incrementa. Esto es aprovechado en la alta temperatura de elución de oro del carbón cargado. La velocidad de adsorción se incrementa ligeramente con el incremento de la temperatura debido a la difusión acelerada de especies de cianuro de oro, siguiendo un comportamiento descrito por la ecuación de Arrhenius.

Concentración de oro en la solución.

La velocidad de adsorción de oro y el equilibrio de la capacidad de cargado, ambos se incrementan con el incremento de la concentración de oro en la solución, como parcialmente es ilustrado

en la fig. 1.5. Típicamente velocidades de cargado de oro de 10-100 g Au/h/t carbón y cargados de 5-10 Kg Au t⁻¹ carbón son llevadas a cabo en la práctica en concentraciones de oro producidas por procesos estándares de lixiviación con cianuro.

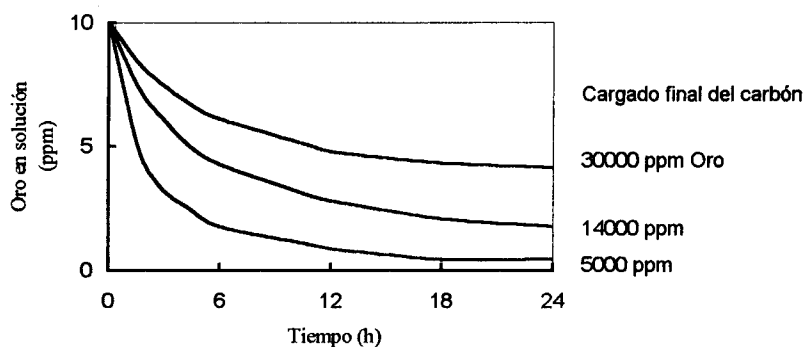


Fig. 1.5 – Un ejemplo de la cinética del cargado de oro sobre carbón activado

Concentración de cianuro.

Tanto la velocidad de cargado y la capacidad de oro sobre carbón decrece con el incremento de la concentración de cianuro. Sin embargo, la selectividad de carbón activado para oro sobre otras especies cianuradas se incrementan con el incremento de la concentración de cianuro, como es aprovechado en el tratamiento de menas ricas en cobre.

El pH de la solución.

Un decrecimiento en el pH de la solución incrementa tanto la velocidad de adsorción y la capacidad de cargado. El efecto sobre la velocidad de adsorción es completamente pequeño sobre el rango

de pH dado entre 9 - 11, aplicado en circuitos de cianuración, con sólo una pequeña ventaja de ser aumentado reduciendo el pH. La capacidad es incrementada aproximadamente 10 % cuando el pH es bajado de 11 a 9.

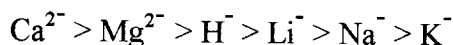
En la práctica el pH es usualmente mantenido sobre 10 para evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis, o alternativamente el pH suele ser deducido para decrecer naturalmente a través de los circuitos CIP o CIL para ayudar a la degradación de cianuro antes de ir a los depósitos de colas.

Fuerza iónica.

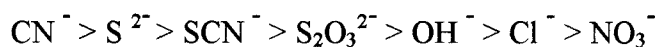
En éste efecto se encuentra que los complejos de cianuro de oro pueden ser desprendidos del carbón con agua desionizada. Tanto la velocidad de adsorción como la velocidad de cargado son incrementadas con el incremento de la fuerza iónica.

Concentración de otros metales.

Bajo condiciones de laboratorio, la capacidad de cargado de oro se incrementa con el incremento de la concentración de cationes en la solución en el orden:



y decrece con la concentración de aniones en el orden:



Esos efectos son combinados, bajo condiciones industriales, por la adsorción de otras especies metálicas cianuradas, la cual compite por sitios activos disponibles de adsorción.

Esto resulta en una baja cinética de adsorción y reduce la capacidad de equilibrio para oro.

Oxígeno disuelto

El efecto benéfico del oxígeno sobre la adsorción de oro de soluciones cianuradas ha sido reportado, sin embargo, ha sido demostrado que el efecto más significativo en soluciones de baja fuerza iónica las cuales son típicas de las mayorías de las soluciones de lixiviación industrial. A pesar de esto, algo benéfico es observado en los sistemas de adsorción actual y es atribuido a la oxidación catalítica de cianuro. Esto resulta de un incremento en la concentración de cianuro el cual favorece la adsorción.

Carbón sucio.

El carbón sucio, o envenenado, debido a la adsorción, precipitación, o el atrape físico de otras especies y constituyentes de mena pueden tener un efecto adverso sobre la eficiencia de adsorción de oro.

1.3.3 Velocidad de adsorción y capacidad de cargado de oro sobre el carbón^[3].

La adsorción de cianuro de oro sobre carbón activado es muy dependiente de factores químicos y físicos los cuales afectan tanto la velocidad de adsorción y el equilibrio de la capacidad de cargado. La velocidad inicial de adsorción de cianuro de oro es rápida, con la adsorción ocurriendo en los sitios más accesibles de macroporos, y posiblemente mesoporos, pero la velocidad decrece cuando el equilibrio se aproxima.

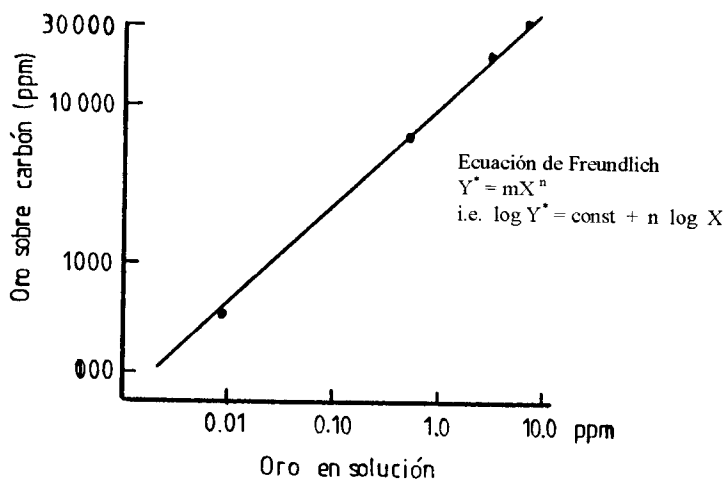


Fig. 1.6 – Isoterma de equilibrio de adsorción para cargado de oro sobre carbón.

Bajo estas condiciones la velocidad es controlada por el transporte de masa de las especies de cianuro de oro para las superficies del carbón activado. Sin embargo, una vez que ésta capacidad de adsorción ha sido utilizada, un pseudo-equilibrio es establecido más allá en la cual la adsorción debe tomar

lugar en los microporos. Esta difusión requiere de las especies cianuradas de oro a lo largo de los poros dentro de la estructura del carbón, típicamente un proceso mucho más bajo que la difusión de las capas límite debido a la longitud y tortuosidad de los poros.

La energía de activación para la adsorción de oro sobre el carbón ha sido estimada en 11 KJ mol^{-1} la cual está bien adentro del rango esperado para el control del transporte de masa.

La velocidad de adsorción de oro sobre el carbón puede ser descrita por la ecuación de velocidad de primer orden:

$$\log C_t = mt + \log C_0$$

donde C_t = concentración de oro en el tiempo t , y C_0 = Concentración inicial de oro y m es la constante de velocidad la cual puede ser determinada fácilmente de un ploteo de $\log C$ versus el tiempo, usando datos obtenidos de sencillos ensayos de laboratorio.

Una isoterma de equilibrio típica del cargado de oro es dada en la fig. 1.5. La capacidad de cargado de carbón ha sido tradicionalmente expresado como un número de yodo (la masa de yodo adsorbida por gramo de carbón en una solución de yodo 0.02 N) o como un carbón número tetracloruro (porcentaje en peso Ccl_4 cargado sobre el carbón expuesto al aire saturado con Ccl_4 a 0°C). Ambos valores proveen una útil aproximación de la

superficie de área útil para alguna fase de adsorbancia de vapor, pero ha sido demostrado que tales aproximaciones son pobremente correlacionadas con la capacidad de adsorción de oro debido a la combinación compleja de procesos físicos y químicos implicados en la adsorción de oro de soluciones cianuradas.

Como consecuencia, los actuales datos de velocidad de cargado de oro son generalmente de uso más práctico en los actuales sistemas de adsorción, particularmente desde un verdadero equilibrio entre el oro en solución y el oro sobre el carbón nunca es conseguido.

Por la misma razón, es más apropiado usar un equilibrio empíricamente desarrollado de la capacidad de cargado de oro (valor K) para la evaluación de carbones que se usan en sistemas de adsorción de oro. Esto es obtenido por la reacción de varios pesos de carbón con una solución borato- buffer de oro estándar para un tiempo fijado. Estos resultados son ploteados como la isoterma de *Freundlich* (fig. 1.5) y el valor de K es interpolado como el carbón cargado en equilibrio con una solución de oro residual con concentración de 1 mg/l.

Operación en etapas múltiples en contracorriente ^[8].

En la parte superior de la figura 1.7 se muestra el diagrama esquemático para este tipo de operación. Aquí los círculos representan todo el equipo y procedimientos que constituyen etapas múltiples en contracorriente.

La solución a tratar contiene G_s lb de sustancia no adsorbida o solvente, y la concentración de soluto adsorbible se reduce de Y_0 a Y_1 , lb de soluto/lb de solvente. Se adiciona el adsorbente hasta la cantidad de L_s lb de sólido libre de adsorbido, y el contenido de adsorbido soluto aumenta de X_0 a X_1 lb de soluto/lb de adsorbente. Si se utiliza adsorbente nuevo en la última etapa, $X_{N_p+1} = 0$. Puede tenerse una buena economía con la operación en contracorriente. Cuando se utilizan métodos discontinuos de tratamiento, esto puede sólo simularse siguiendo el esquema general de las operaciones discontinuas en contracorriente simuladas para la extracción líquida que se muestra en el esquema de la Fig. 1.7 que se transforma entonces en el estado estacionario final alcanzado después de numerosos ciclos.

Un balance de soluto para las etapas N_p es

$$G_s(Y_0 - Y_{N_p}) = L_s(X_1 - X_{N_p+1})$$

El que suministra la línea de operación de la figura, mediante las coordenadas de las condiciones terminales (X_{N_p+1} , Y_{N_p}) y (X_1 , Y_0) de pendiente L_s/G_s .

Se halla el número de necesario de etapas teóricas trazando la habitual figura en escalones, entre la curva de equilibrio y la línea de operación, del modo que se muestra. De otro modo se puede hallar la relación solución/adsorbente para un número predeterminado de etapas ubicando por tanteos la línea de operación. [8]

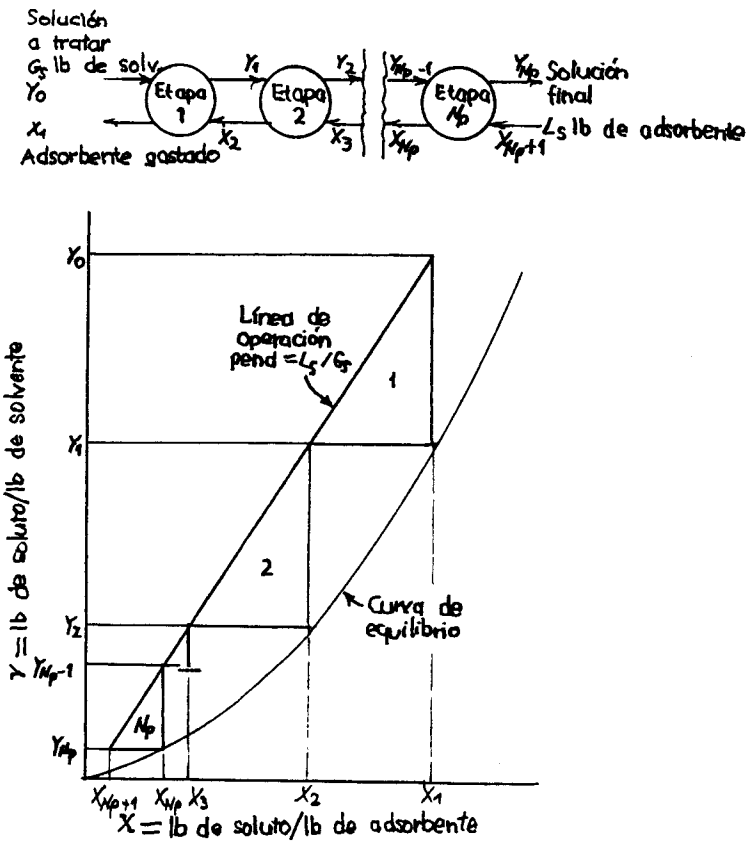


Fig. 1.7- Adsorción en etapas múltiples en contracorriente.

1.3.4 Consideraciones del proceso [3].

1.3.4.1 Preparación del carbón

El carbón fresco, a pesar de ser manufacturado a especificaciones particulares de tamaño, siempre contiene pequeñas cantidades de carbón fino el cual es inadecuado para el uso en sistemas de carbón.

En suma, mucho de los carbones producidos por los fabricantes es de forma angular, conteniendo puntos y cuñas filudas los cuales son fácilmente desgastados bajo condiciones de proceso. Similarmente, partículas planas (placas) y partículas deterioradas (cuarteadas o fracturado) son susceptibles a la degradación rápida en sistemas de adsorción, resultando en pérdidas de carbón fino y cualquier contenido de oro.

Consecuentemente es deseable remover el carbón fino que es más rápidamente generado a partir del carbón fresco previo a la introducción en el circuito de adsorción. Esto es usualmente ejecutado por la vigorosa agitación mecánica en agua a 10 - 20 % de sólidos para 0.5 - 2 h.

Típicamente entre 1 y 3 % del total del peso del carbón es removido como finos, dependiendo del tipo de carbón y la severidad y duración del atricionante.

La mezcla condicionada (carbón grueso, carbón fino y agua) es entonces cribada a un tamaño ligeramente grueso que el tamaño de criba empleado para el cribado entre etapas dentro del circuito de adsorción. El carbón grueso producido está listo para el uso, mientras que la pulpa con carbón fino es descargada del proceso.[3]

1.3.4.2 El proceso carbón en pulpa (CIP) ^[6].

El proceso CIP es generalmente usado en el tratamiento de menas de oro de bajo grado aunque también puede ser usado para concentrados. Las menas son molidas en un molino de bolas en una operación en circuito cerrado con un ciclón, para producir un producto molido de un tamaño conveniente para la lixiviación. El grado de liberación del mineral para obtener una aceptable extracción de oro debe ser determinado por el laboratorio. Debe eliminarse agua del derrame de los ciclones de la mena molida al tamaño deseado previamente a la lixiviación, usando un tanque espesador para incrementar la densidad de la pulpa entre un 35 y 50 % de sólidos. La pulpa es acondicionada con cal y aire por varias etapas de lixiviación, en cada tanque la cal, el cianuro de sodio y aire de la planta son vigorosamente mezclados dentro de la pulpa mecánicamente.

La dosificación de reactivos, el número de etapas de lixiviación y el tiempo total de residencia son determinados previamente a la proyección de la planta por trabajos en pruebas de laboratorio y/o pruebas de planta piloto.

La pulpa fluye del circuito de lixiviación hacia el circuito CIP que consiste de tres o más tanques lixiviantes, dentro de ellos se adiciona carbón activado, cal, cianuro de sodio y aire de planta,

aunque el cianuro es omitido generalmente en el último tanque o en el 2^o para reducir el contenido de cianuro libre en la pulpa estéril previa a la descarga.

El circuito CIP opera en contracorriente, esto es, el carbón activado fluye en dirección opuesta a la pulpa lixiviada. Los tamaños del carbón activado son entre 6 y 16 mallas o tamaños similares, este es adicionado al tanque C₄ y es avanzado al C₃, luego al C₂ por vía de elevadores de aire y la pulpa se mueve del tanque C₁ al C₂ y luego al C₃ por una serie secundaria de elevadores de aire o por gravedad, cribas vibratorias de 24 mallas son puestas entre las etapas para separar el carbón de la pulpa fina. El carbón es retornado al mismo tanque mientras que la pulpa avanza al próximo tanque.

Mientras el carbón avanza a través del circuito este adsorbe más cianuro de oro y plata. Cuando está suficientemente cargado, es removido por un elevador de aire al tanque C₁ y cribado.

El carbón cargado es enviado al circuito de despojo (Desorción - E/W). La pulpa estéril es cribada después de pasar a través del circuito CIP y generalmente es dispuesta como colas. El agua de las colas es otra vez usada tan amplia y extensamente como sea posible, aunque una poca es desechada. La destrucción del cianuro es generalmente necesaria porque su bajo nivel de concentración en el

CIP, hace la regeneración del cianuro antieconómica. En la elaboración del circuito CIP, la concentración de carbón por tonelada de la pulpa, la densidad de pulpa, el número de etapas de adsorción, la proporción relativa de avance del carbón cargado son parámetros importantes que se determinan por pruebas o experiencias para proveer una alta eficiencia.

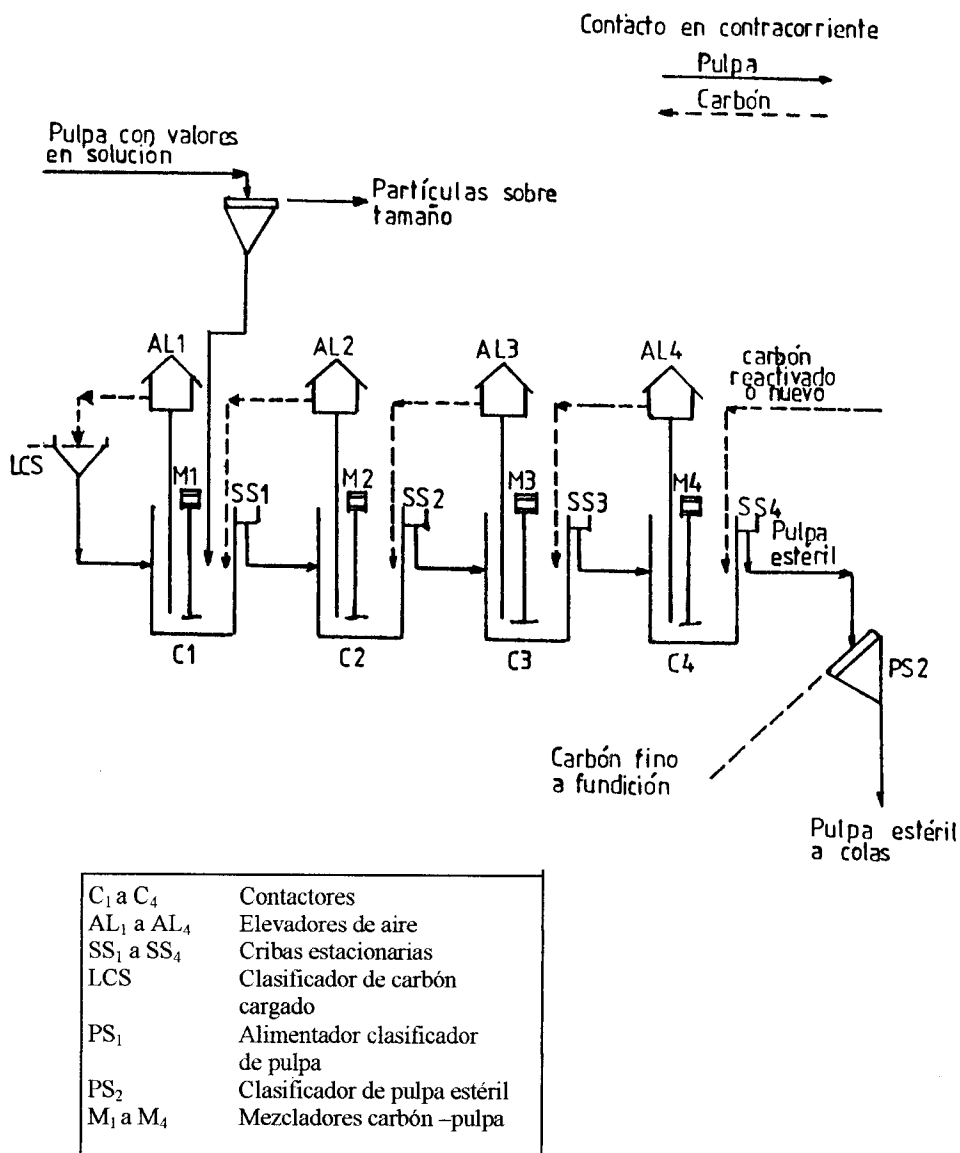


Fig. 1.8 – Diagrama de flujo esquemático para un circuito CIP de Adsorción.

El éxito del proceso CIP fue asegurado por el desarrollo de un medio de despojo del carbón cargado, que es mejor que ser quemado. Esto permite al carbón ser reciclado haciéndolo económicamente más favorable.

El carbón activado cargado con cianuro de oro y plata es transportado a los tanques de despojo (Desorción - E/W) en donde una solución caliente de NaCN - NaOH es usada para lavar los metales preciosos, la solución despojada impregnada es bombeada a las celdas de electrodeposito, donde el oro y la plata son tratados sobre cátodos de lana de acero. Después de un suficiente cargado de lana o malla de acero inoxidable, el cátodo es removido para fusión.

La primera escoria de fusión quita la lana de acero. El metal resultante es entonces nuevamente fundido en un horno donde un fundente adecuado es adicionado para remover impurezas del metal base. Este metal es vaciado dentro de moldes metálicos para obtener posteriormente barras metálicas de oro y plata.

El carbón despojado es enviado a horno de regeneración para reactivar su superficie, después mezclada con carbón nuevo y cribado es retornado al circuito CIP.

El circuito CIP representa la más reciente tecnología resultante para la recuperación de oro y plata y por muchas razones, tiende a

reemplazar la convencional técnica de precipitación por Zinc- DCC.

[6]

CAPITULO II

DESORCIÓN DE ORO DEL CARBÓN ACTIVADO

2.1 Generalidades ^[4]

Fue el desarrollo de un proceso eficiente para la elución de oro y plata a partir del carbón activado que hizo a la adsorción con carbón una alternativa viable económicamente a la precipitación con polvo de zinc MERRIL - CROWE.

El descubrimiento de J.B. Zadra de un método de desorción a inicios de 1950 hizo posible la aplicación a escala comercial del proceso CIP. Antes de este desarrollo el carbón ha sido usado con éxito para adsorber oro, pero el único método para recuperar el oro a partir de éste fue por fundición del carbón. La técnica desarrollada por Zadra en la US. Bureau of Mines fue comercializada por primera vez por la Homestake Gold Mining en South Dakota en 1973. La

tecnología CIP fue previamente probada en la Getchell Mine en Nevada (1950) y la Carlton Mill en Cripple Creek. Colorado (1954 - 1960).

Los fines y objetivos de la etapa de desorción (elución) son:

1. - Recuperar la mayor cantidad de valores metálicos cargados a partir de la solución desorbida en un volumen tan pequeño como sea posible.
2. - Producir una solución impregnada con el tenor más alto posible de metales preciosos.
3. - Dejar la menor cantidad de oro y plata posible en el carbón después de la desorción.
4. - Dejar el carbón listo para retornar al sistema de adsorción.
5. - Operar con seguridad y en forma económica en un desarrollo industrial.

El tamaño y en algún grado el tipo de sistema de elución requerido para una planta depende de varios factores:

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

Durante los últimos 10 años, se ha visto la aparición de cuatro técnicas de elución

1. - EL PROCESO ATMOSFERICO ZADRA
2. - EL PROCESO DE REEXTRACCION CON ALCOHOL
3. - PROCESO DE REEXTRACCION A ALTA PRESION
4. - PROCESO ANGLO AMERICANO (AARL)

2.2 Proceso atmosférico Zadra ^[4]

Este proceso fue desarrollado por Zadra en la U.S. Bureau of Mines, comprende la reextracción de oro, a partir del carbón cargado usando una solución conteniendo 0.1% de NaCN y 1% NaOH a una temperatura de 85 °C - 95 °C.

El proceso es llevado a presión atmosférica y el tiempo total requerido para desorber el carbón hasta un nivel lo suficientemente bajo de oro puede estar en el rango de 24 - 60 horas, dependiendo de la solución y modo de operación

Este proceso es simple y los costos de capital y operación son relativamente bajos, los cuales lo hacen altamente apropiado para operaciones a pequeña escala. Sin embargo el ciclo de tiempo largo requerido para la elución efectiva puede ser un factor limitante para plantas a mayor escala.

2.3 Proceso de reextracción con alcohol ^[4]

Este proceso fue desarrollado por Heinen en la U.S. Bureau of Mines y es básicamente una extensión del proceso atmosférico Zadra. El carbón cargado es

desorbido usando una solución conteniendo 0.1 % de NaCN, 1 % de NaOH y 20 % de alcohol en volumen a una temperatura de 80 °C. El proceso es operado a presión atmosférica y la adición de alcohol a la solución de desorción reduce significativamente el ciclo de elución a 5 -6 horas. La ventaja de alcohol en la reextracción es reducir el tamaño de la sección de reextracción.

Las principales desventajas de este proceso incluyen el alto riesgo de incendio asociado con el alcohol y mayores costos de operación debido a las pérdidas de alcohol por volatización. Un número de dispositivos de seguridad para minimizar los riesgos de incendio ha sido incorporado en el diseño de un circuito y la instalación de un sistema de recuperación efectiva de vapor es esencial para mantener un balance económico. Se afirma que el carbón no requiere regeneración tan frecuente con esta técnica.

2.4 Proceso de reextracción a alta presión ^[4]

Este proceso fue desarrollado por Potter en la U.S. Bureau of Mines, básicamente incluye la reextracción del carbón cargado con una solución conteniendo 0.1 % de NaCN (opcional) y 1% de NaOH a 160 °C y 50 psi de presión durante 2- 6 horas. El efecto de usar alta presión para la reextracción es reducir el consumo de reactivo, inventario de carbón y el tamaño de la sección de reextracción. Sin embargo, las presiones y las temperaturas elevadas asociadas con este proceso requiere el uso de equipo más costoso y las soluciones efluentes tienen que ser enfriadas antes de la reducción de presión para evitar relampagueos.

2.5 Proceso Anglo Americano (AARL) ^[4]

Este proceso fue desarrollado por R.J. Davidson de la Anglo American Research Laboratories. Comprende preacondicionamiento del carbón cargado con una solución de 1 % de NaOH más 5 % NaCN durante media hora y luego proceder a reextraer el carbón usando 5 lechos de volúmenes de agua caliente a una velocidad de flujo de 3 lechos de volumen por hora.

La temperatura de operación recomendada es de 110 °C el cual requiere una presión de operación de 50 a 100 KPa. El ciclo total incluyendo el lavado ácido es de 9 horas, el cual es considerablemente más corto que la reextracción atmosférica Zadra.

Las ventajas del proceso Anglo Americano son similares a aquellos para una reextracción a alta presión, las principales desventajas del proceso incluye el uso de temperaturas y presiones elevadas y el requerimiento para corrientes múltiples lo cual tiende a incrementar la complejidad del circuito.

2.6 Comparación de los procesos ^[4]

A continuación se presentan algunos aspectos más notables acerca de los procesos:

Proceso atmosférico Zadra

Ventajas:

1. - Bajo costo de capital:

- Construcción simple de reactores, utilización de acero templado.
 - Pequeña demanda de calor por consiguiente fuente de calentamiento barato.
 - Almacenamiento de solución limitada porque la elución es efectuada en serie con electrodeposición.
 - No se requiere intercambiadores de calor en el circuito.
2. - Costo bajo de operación: Requerimiento bajo de calor.
- Menos degradación del cianuro a temperaturas más bajas.
3. - Operación muy simple:
- instrumentación requerida muy limitada.

Desventajas

1. - Tiempos de elución muy prolongados puede requerir varias columnas en paralelo si una cantidad grande de carbón debe ser reextraída.
2. - Bajo grado de la solución de elución debido a la reextracción lenta
3. - Más susceptible a contaminación de la solución.
4. - Elución incompleta de oro a partir del carbón.
5. - Menos flexible, prudente capacidad, porque las columnas son operadas todas a la vez.
6. - No es aplicable la precipitación con zinc para la recuperación de oro.

Proceso de reextracción con alcohol

Ventajas:

1. - Tiempos cortos de reextracción y alto grado de solución de elución cargada.
2. - Baja temperatura de operación, por consiguiente, requerimiento bajo de calor.
3. - Bajo costo de capital uso de acero templado.

Desventajas:

1. - Riesgo de incendio.
2. - Costos de operación altos si el alcohol no es cuidadosamente recuperado.
3. - El carbón debe ser regenerado a vapor o térmicamente para restaurar su actividad.
4. - Es requerido desarrollo adicional al proceso.

Proceso de reextracción a alta presión

Ventajas:

1. - Tiempos cortos de reextracción y alto grado de solución de elución cargada, permite más de una reextracción por día.
2. - Menos sensitivo a la contaminación de solución.

3. - La reextracción y recuperación de oro son operaciones separadas, se puede optimizar cada etapa separadamente.

4. - Muy buena reextracción.

Desventajas :

1. - Alto costo de capital - Reactor de presión de acero inoxidable.

Intercambiador (es) de calor.

Fuente de calentamiento grande.

Tanques grandes de soluciones de elución cargada y descargada.

2. - Los reactores operan a presión, por consiguiente requieren protección para la sobrepresión.

3. - Formación de escamas en el intercambiador (es) de calor.

4. - Temperatura muy alta puede `fijar` la plata y mercurio sobre el carbón.

Proceso Anglo Americano

Ventajas:

1. - Tiempo corto de reextracción y alto grado de solución de elución, permite más de una reextracción por día.

2. - Lavado ácido en el reactor de reextracción, evita una etapa de transporte adicional de carbón y la subsecuente atrición del carbón.

3. - Temperatura y presión moderada, minimiza los costos de operación.
4. - Muy buena reextracción.
5. - La solución de reextracción podría ser adicionada a un circuito existente de precipitación con zinc.

Desventajas:

1. - Más complicado, por consiguiente requiere más instrumentación sofisticada para operar automáticamente.
2. - Tanque sofisticado si se efectúa un lavado ácido a alta temperatura en el mismo reactor.
3. - Requiere buena calidad de agua para una elución eficiente y es particularmente sensible a la presencia de calcio y magnesio. Alguna forma de suavizamiento de agua o de ionización puede ser requerida.
4. - La solución de reextracción no puede ser reciclada.

Hay cierta preferencia por el procedimiento a alta presión y el AARL. El procedimiento atmosférico es aplicable donde sólo 1 ó 2 toneladas de carbón son manipuladas diariamente. Los procedimientos orgánicos tienen algún mérito, pero es necesario tomar en cuenta el aspecto de seguridad.

2.7 Operaciones de la unidad de Desorción (ZADRA) ^[9]

2.7.1 Manipuleo del carbón activado

El carbón húmedo como viene de los agitadores debería ser zarandeado y lavado para remover la madera, arena y otros materiales extraños. El carbón zarandeado luego es colocado en la columna de carbón y es llenado hasta una malla superior interna.

El carbón ideal para la desorción, es un carbón húmedo conteniendo 20 a 30 % de humedad, el cual es típico de un carbón que ha sido zarandeado para remover elementos extraños.

2.7.2 Tratamiento químico

Antes o después de la desorción o elución, suele ser requerida la remoción de limos o depósitos de sales sobre los poros del carbón. El carbonato y/o sulfato de calcio a menudo precipita en los poros del carbón durante el cargado. Un lavado ácido ayuda a remover las sales de calcio y algunos metales base, tales como cobre, zinc y níquel cargado sobre el carbón.

La ecuación general para la disolución de un carbonato metálico divalente en el mineral con ácido esta dada como sigue:



En la práctica, regularmente se usan ácidos tales como el clorhídrico y el nítrico para el lavado ácido.

El ácido clorhídrico es el reactivo preferido en la industria y ha sido aplicado a elevadas temperaturas de aproximadamente los 85 °C. Concentraciones de 1 - 5 % de HCl son usadas, dependiendo del cargado de constituyentes inorgánicos sobre el carbón y las condiciones de lavado ácido aplicadas.

La eficiencia de la remoción de calcio está fuertemente relacionada a la eficiencia del contacto ácido-carbón durante el lavado ácido, para esto es necesaria una constante recirculación de la solución lixivante durante un tiempo establecido.[9]

2.7.3 Calentamiento de la solución

La solución de cianuro de sodio cáustico conteniendo 1.0% de NaOH y 0.1 -1.0 % de NaCN es colocado en un tanque de calentamiento de solución. La solución es calentada hasta ebullición y es pasada sobre el carbón en un reflujo continuo, conservando siempre la solución hirviendo durante la desorción. La velocidad del flujo de la solución es variable, dependiendo del bombeo que se ejerza en el circuito.

Es importante, que se alcance y se mantenga la suficiente alcalinidad con el hidróxido de sodio para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis, esto se lleva a cabo manteniendo el pH entre 10.5 y 12.0 generalmente.

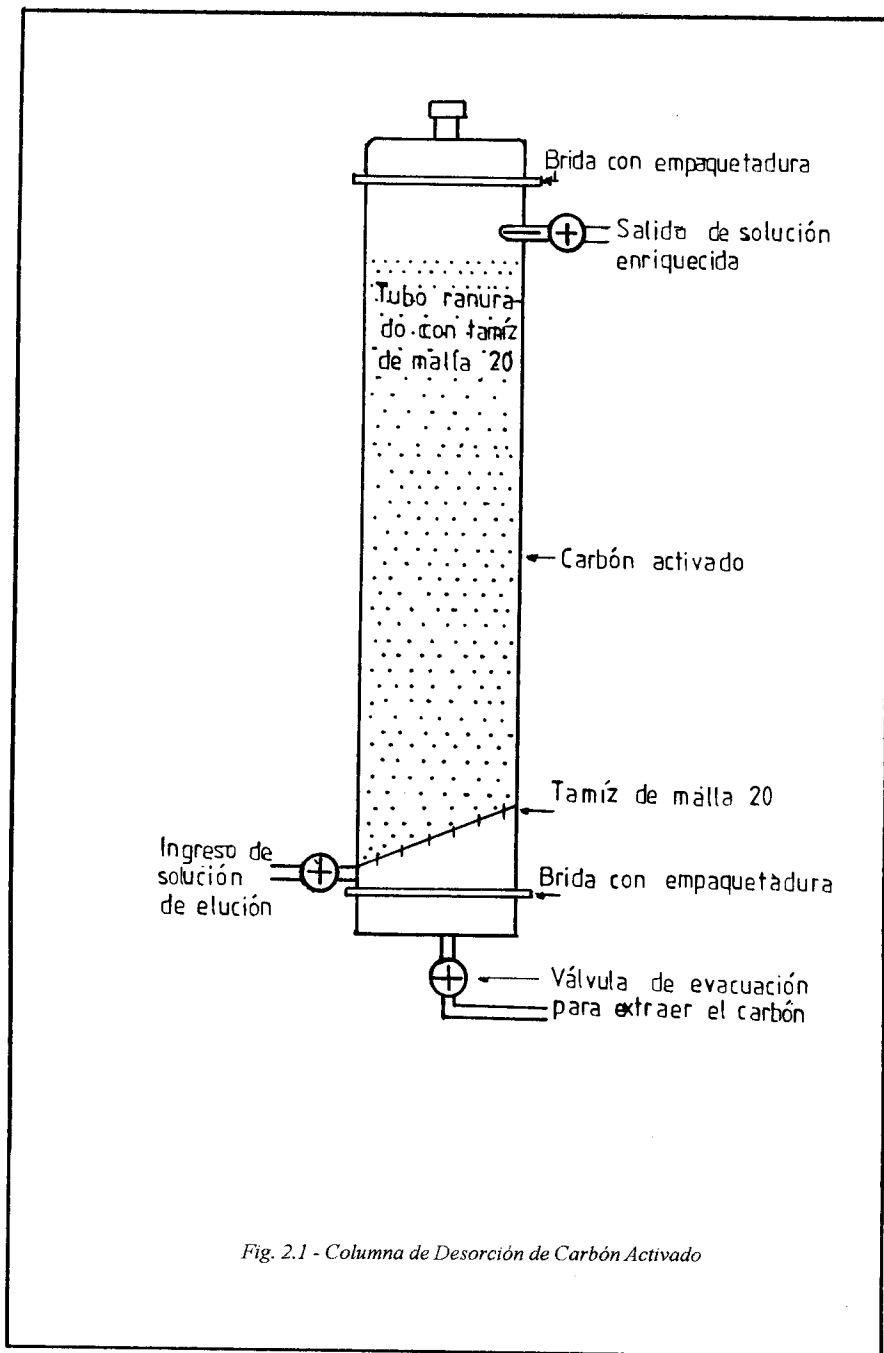


Fig. 2.1 - Columna de Desorción de Carbón Activado

El proceso requiere una constante recirculación de la solución caliente fluyendo a través de la columna que contiene el carbón, así de esta manera se logrará recuperar en la solución todo el oro que hubiera adquirido el carbón durante la adsorción en el proceso CIP. De esta manera llegará un momento en que la solución llegara a un máximo de contenido de oro lo que se determinará por medio de la espectrofotometría.[9]

2.8 Regeneración de carbón

La regeneración térmica del carbón, como siguiente paso después de la desorción o elución es necesaria para remover la mayor cantidad de materia orgánica e inorgánica impura que se adhiere al carbón durante la adsorción y que no son removidas ni por la elución ni por el lavado ácido.

El proceso implica el calentamiento del carbón que aún conserva la humedad luego de la desorción. La temperatura que requieren éstos hornos regeneradores se encuentra entre 650° - 750° C con la inyección indirecta de aire.

Este tratamiento de regeneración o reactivación es beneficioso desde el punto de vista de mantener o incrementar ligeramente la capacidad de adsorción del carbón. Es necesario que el carbón sea cribado ya sea antes o después de la reactivación con el fin de remover los finos producidos. El carbón reactivado luego de ser cribado debe ser acondicionado con agua antes de ser reciclado al circuito de adsorción.

La reactivación de carbón es conducida en hornos rotatorios que son calentados externamente por un poder eléctrico. Se han diseñado hornos estacionarios o verticales (1980) los mismos que han llagado tener gran aceptación en el mercado.[9]

CAPITULO III

ELECTRODEPOSICIÓN DE ORO

3.1 Principios electroquímicos ^[1].

3.1.1 Ionización

S.A. Arrhenius, en. 1887, intentó explicar la anormalidad de la alta presión osmótica ejercida por muchas soluciones acuosas. Él descubrió que sólo las soluciones que conducen la corriente ejercen alta presión osmótica. A partir de esto, él dedujo que había presentes en esas soluciones algunos otros tipos de partículas que otras moléculas y las designó como término de Faraday “ iones “.

Simplemente explicada, ionización es la formación de iones. Si se disuelve una tableta de sal (cloruro de sodio) en agua, los elementos de sodio y

cloro serán disociados en la solución de agua en iones, iones positivos llamados cationes e iones negativos llamados aniones.

El sodio tiene valencia de +1, así sus iones son cationes, y el cloro (Cl), como un cloruro tiene una valencia de -1, así sus iones son aniones.

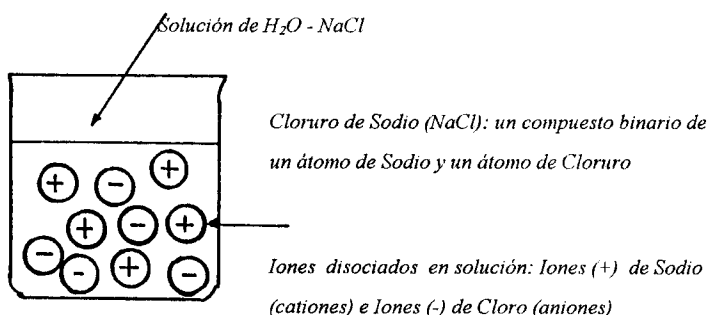


Fig. 3.1 – Iones disociados en una solución

La ionización es siempre reversible. Se puede remover iones como un sólido o como un gas. Se puede reemplazar iones, poniendo un tipo en solución para abandonar el tipo deseado (como un sólido). Se suele recordar que si se coge un pedazo de cobre limpio en una solución de ácido nítrico conteniendo iones de plata, el cobre comenzará a disolverse, desprendiendo iones de cobre en la solución, mientras los iones de plata salen de la solución y atacan al cobre remanente como cristales de plata metálicos.

Esta acción es llamada intercambio iónico, se va sin la ayuda de un lado externo de corriente eléctrica y está basado sobre las diferencias de potencial entre los iones implicados.[1]

3.1.2 Potencial eléctrico estándar

La tabla abajo muestra aproximadamente el potencial eléctrico de elementos metálicos hacia soluciones con normal concentración o actividad de iones metálicos, basado sobre hidrógeno de voltaje cero.

Cada metal reemplazará los iones de cualquier metal en solución que sea más noble (o más eléctricamente positivo) que sí mismo. Por ejemplo los iones de zinc (a - 0.76 volts) reemplazarán los iones de cadmio (a - 0.40 volts) porque los iones de cadmio son más positivos que los iones de zinc.

Cuando un ión entra en contacto con un ión que es más negativo que si mismo (asumiendo que la solución está en equilibrio), es neutralizado y se convierte a su forma metálica.

Este es el principio de precipitar iones de oro presentes en una solución de agua regia con sulfato ferroso. El hierro tiene un potencial eléctrico único de - 0.44 volts, y el oro un potencial eléctrico único de + 1.36 volts.[1]

Potencial del electrodo estándar de algunos elementos metálicos

(Hidrógeno 0.00 volts)

Negativo		Positivo	
$\text{Al}^{3+} + 3\text{e}^- \Delta \text{Al}$	-1.71 volts	Antimonio	+ 0.10 volts
$\text{Zn}^{2+} + 2\text{e}^- \Delta \text{Zn}$	-0.76 v	Bismuto	+ 0.20 v
$\text{Cr}^{2+} + 2\text{e}^- \Delta \text{Cr}$	-0.56 v	Arsénico	+ 0.32 v
$\text{Fe}^{2+} + 2\text{e}^- \Delta \text{Fe}$	-0.44 v	$\text{Cu}^{2+} + 2\text{e}^- \Delta \text{Cu}$	+ 0.34 v
$\text{Cd}^{2+} + 2\text{e}^- \Delta \text{Cd}$	-0.40 v	Rodio	+ 0.68 v
Indio	-0.34 v	$\text{Hg}_2^{2+} + 2\text{e}^- \Delta 2\text{Hg}$	+ 0.78 v
$\text{Co}^{2+} + 2\text{e}^- \Delta \text{Co}$	-0.28 v	$\text{Ag}^+ + \text{e}^- \Delta \text{Ag}$	+ 0.80 v
$\text{Ni}^{2+} + 2\text{e}^- \Delta \text{Ni}$	-0.23 v	Platino	+ 0.90 v
$\text{Sn}^{2+} + 2\text{e}^- \Delta \text{Sn}$	-0.14 v	$\text{Au}^{3+} + 2\text{e}^- \Delta \text{Au}^+$	+ 1.36 v
$\text{Pb}^{2+} + 2\text{e}^- \Delta \text{Pb}$	-0.12 v	$\text{Au}^+ + \text{e}^- \Delta \text{Au}$	+ 1.69

3.2 Electrólisis

Electrólisis es la descomposición química de ciertas sustancias por medio de una corriente eléctrica que pasa a través de las sustancias mientras hay un estado disuelto o fundido.[1]

Sobre una base de tonelaje de producción, la técnica para recuperación de metales más ampliamente usada (de soluciones acuosas) es la electrólisis.

La electrólisis es la recuperación de un metal de una solución por el uso de la corriente eléctrica.

Una celda electrolítica debe tener cuatro componentes esenciales, tales como:

- a) una superficie anódica donde ocurre la oxidación,
- b) una superficie catódica donde ocurre la reducción,
- c) un conductor eléctrico para llevar corriente, y
- d) un electrólito (un conductor iónico).

Una fuente de potencia eléctrica debe estar disponible con la finalidad de forzar a las reacciones a que ocurran ya que ellas no son espontáneas de por sí. [2]

3.2.1 Unidades electroquímicas ^[2].

El *amperio* se define electroquímicamente como la corriente eléctrica de intensidad invariable que deposita plata a razón de 0.00111800 g/seg de una solución acuosa de Ag_2NO_3 bajo una serie de especificaciones fijas. Dividiendo la intensidad en amperios que pasa por una sección de un conductor por el área de dicha sección, se obtiene lo que se llama la *densidad de corriente* (j) (amperios por metro cuadrado o amperios por centímetro cuadrado, etc.).[2]

El coulombio o amperio - segundo es la cantidad de electricidad que deposita 0.00111800 g de plata de una solución acuosa de Ag_2NO_3 . [2]

También se conoce que es la cantidad de electricidad que fluye por un conductor cuando una corriente de 1 amperio es mantenida por un segundo. [1]

3.2.2 Leyes electroquímicas ^[2].

A mediados del siglo XIX, Faraday estableció la relación entre la cantidad de electricidad que fluye y la cantidad de materia liberada. Sus investigaciones condujeron a la formulación de las dos leyes de la electrólisis.

1. La cantidad de descomposición electroquímica producida en un electrodo es proporcional a la cantidad de electricidad (coulombios) que pasa a través del circuito.
2. Las cantidades de sustancias diferentes producidas por la misma cantidad de electricidad serán proporcionales a sus pesos equivalentes.

Un equivalente de cualquier sustancia será liberada (oxidada o reducida) por un Faraday, F, el cual es aproximadamente 96500 coulombios. [2] El *equivalente electroquímico* de un elemento o de un grupo de elementos es el número de gramos de esa sustancia liberados por el paso de 1 coulombio

de electricidad a través de un electrólito. Los equivalentes electroquímicos son proporcionales a los equivalentes químicos.

Un coulombio de electricidad libera (por definición) 0.00111800 g de plata de una solución de una sal de éste metal. Si el equivalente gramo de la plata (su peso atómico en gramos dividido por su valencia) se divide por el equivalente electroquímico de la plata hallamos que:

$$107.88/0.00111800 = 96494 \text{ coulombios.}$$

Esta cantidad de electricidad recibe el nombre de Faraday (F). Se toma igual a 96500 coulombios, o sea, 26.8 amp - hr. Si se hace pasar un Faraday a través de un conductor electrolítico, se liberará 1 equivalente - gramo de alguna substancia en cada electrodo. Si se hace pasar un Faraday a través de una solución que contiene varios electrólitos, la suma de las cantidades de los diferentes productos puestos en libertad en cada electrodo, expresadas en equivalentes, es igual a la unidad.

En la práctica, se necesita más de un Faraday para la liberación de un equivalente gramo de una substancia. Esto no se debe a que fallen las leyes de Faraday, sino a otras causas, como producirse reacciones secundarias en el electrólito, sufrir pérdidas mecánicas los productos de la electrólisis y originarse reacciones secundarias en los electrodos.

$$W = Eit/96500$$

donde, W = peso, gramos
 E = peso equivalente, peso atómico/valencia
 I = corriente, amperios
 t = tiempo, seg.

Otro término algunas veces usado es el equivalente electroquímico que es la cantidad de material liberado por 1 coulombio, por ejemplo, E/96500.[2]

3.2.3 Conducción electrolítica ^[1].

La conducción electrolítica, en la cual la carga es transportada por los iones, no ocurrirá a menos que los iones del electrolito se puedan mover libremente. Por consiguiente, la conducción electrolítica es exhibida principalmente por sales fundidas y por soluciones acuosas de electrolitos. Por consiguiente, una corriente que pase a través de un conductor electrolítico requiere que el cambio químico acompañe el movimiento de los iones. [5]

Cuando se aplica una corriente eléctrica externa DC a una solución conteniendo iones positivos y negativos, se inicia la electrólisis. La solución es llamada el electrolito. [1]

En refinación y extracción, el término ` Solución preñada ` es usado a menudo para referir a una solución conteniendo iones metálicos y otras.

Una solución preñada puede ser hecha disolviendo una solución de cobre (por ejemplo, sulfato de cobre (CuSO_4) en agua y adicionando el ácido correspondiente de la sal (en éste caso, ácido sulfúrico (H_2SO_4)) para incrementar la conductividad de la solución.

La ecuación química para la separación de sulfato de cobre en ácido sulfúrico diluido es:



El lado izquierdo de esta ecuación representa solamente los elementos químicos implicados en el electrólito. El lado derecho muestra que, en la solución de ácido sulfúrico, los iones de Cu^{++} y los iones de SO_4^{--} son disociados y se mueven alrededor de la solución en random hasta que sean influenciadas por la adición de un reactivo.

Colocando la solución en un beácker grande sobre un plato calentado y con una fuente de corriente DC ya sea una batería, un rectificador, o un generador de DC, es posible realizar una explicación de las reacciones del proceso.

En la ilustración se tiene una batería de automóvil de 6 volts, un voltímetro, un amperímetro y un reóstato.

Atando una placa de acero inoxidable al alambre positivo, éste es el ánodo. Atando otra placa de acero inoxidable al alambre negativo, éste es el cátodo. Sumergiendo parcialmente ambas placas en el electrolito de sulfato de cobre, cuando se cierra el switch se aplica un potencial eléctrico que cruza la solución entre las dos placas de acero inoxidable, los iones positivos (Cu^{++}) se van a la placa negativa. Cuando cada uno de los iones de cobre, que llevan su doble carga positiva, hace contacto con la placa de acero inoxidable cargada negativamente, la carga $++$ que lleva es cancelada por la placa negativa, y los iones de Cu^{++} son convertidos a una red metálica de cobre que se deposita sobre el cátodo. Mientras esto se da, los iones negativos (SO_4^-) se va a la placa positiva, el ánodo. Cuando consiguen entrar en contacto, pierden sus electrones (las cargas $-$) y se vuelven radicales.[1]

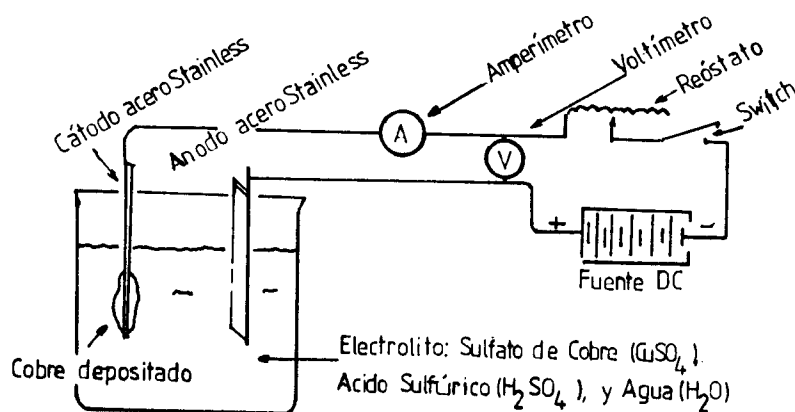


Fig. 3.2 – Circuito sencillo para depositar cobre

Esta acción completa podría ser descrita como una reacción química producida por un corto circuito miniatura de iones + y - con placas cargadas positiva y negativamente.

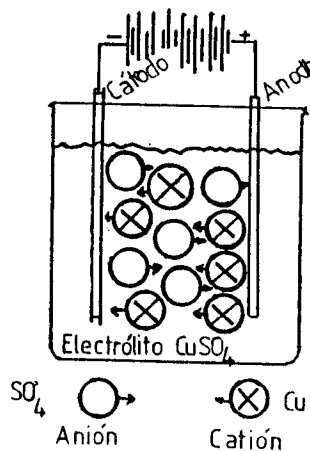


Fig. 3.3 – Reacciones iónicas en una celda

La fuerza eléctrica en éste caso podría ser llamada catalizador, así causa una reacción química pero es en sí misma inalterada por la reacción.

Los cambios químicos y eléctricos que ocurren durante la electrólisis son representados por ecuaciones electroquímicas en los cuales los iones llevan cargas iguales a su valencia química.

Si se permite que la celda con el electrolito ión cobre y el ánodo de acero inoxidable y el cátodo continúe corriendo, atraparé los valores de la solución. Este es uno de los principios de sistemas electroquímicos de recuperación de valores de soluciones de cianuro o ácido preñados en la

extracción primaria de un metal. El metal puede ser depositado sobre lana de acero o sobre cátodos de metal puro. [1]

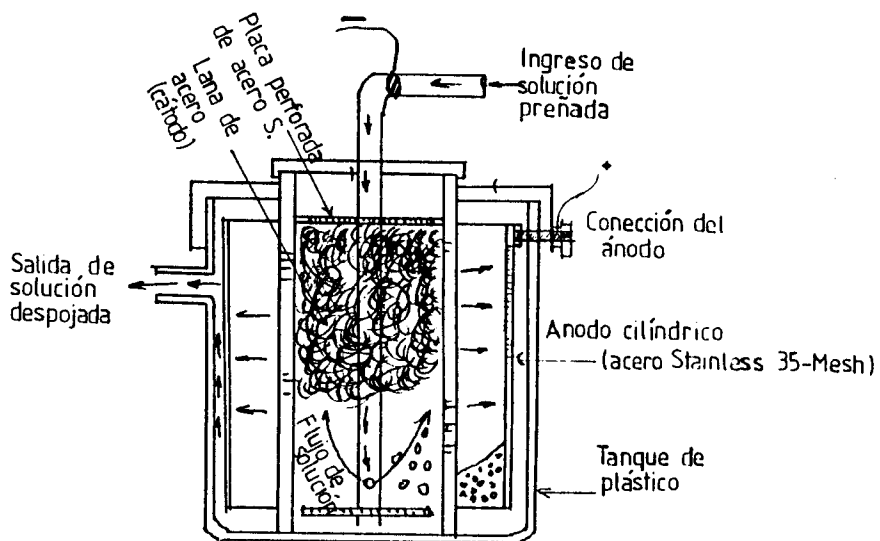


Fig. 3.4 – Un tipo de celda electrolítica de lana de acero

3.3 Electrodeposición (electrowinning) [3].

El electrowinning es usado para el tratamiento de soluciones con contenido de oro en alto grado como por ejemplo las de desorción de carbón, produciendo cátodos cargados, los cuales requieren refinaciones posteriores.

3.3.1 Fundamentos del electrowinning

Una reacción de reducción catódica puede ser manejada en soluciones acuosas mediante la aplicación de un voltaje a través de un par de

electrodos sumergidos en la solución. El voltaje aplicado debe exceder el potencial reversible del electrodo para la reacción deseada a ocurrir, y debe permitir para la caída de voltaje debido a la resistencia de la solución; una función de la conductividad de la solución. La cantidad por la cual el voltaje aplicado excede el potencial reversible del electrodo (E_r) es referida como el voltaje sobrepotencial:

$$\eta = E_{\text{aplicado}} - E_r$$

La reducción en el cátodo está acompañada por la reacción de oxidación paralela al ánodo, usualmente la oxidación de agua a oxígeno.

Considerando la electro-reducción de un ión metálico (M^{z+}) el voltaje total de la celda está representado por:

$$V = E(\text{O}_2/\text{H}_2\text{O}) + E(\text{M}^{z+}/\text{M}) + \eta_a + \eta_c + iR$$

donde η_a y η_c son los sobrepotenciales anódico y catódico, respectivamente, y el término iR representa la caída de potencial a través de la solución debido a la resistencia (o conductividad) de la solución. Esto es ilustrado para un sistema de una celda en las fig. 3.5 y 3.6.

La velocidad del proceso de transferencia del electrón está descrita por la ecuación Butler-Volmer:

$$i = i_0 e^{(-\alpha n F \eta / RT)} - e^{((1 - \alpha)(n F \eta / RT))}$$

En sobrepotenciales altos, aproximadamente sobre 50 mV, el segundo término, el cual es debido a la reacción reversa o “back” suele ser descuidada. Como el sobrepotencial es incrementado la concentración de especies reducidas cierra a la superficie del cátodo que viene a ser reducida, desde la transferencia de masa de las especies iónicas a través de la capa límite que no puede mantenerse con la velocidad de la reacción electroquímica. En éste punto la velocidad de reacción se convierte en una transferencia de masa controlada. La corriente en la cual esto ocurre es conocida como la *densidad de corriente* limitante (i_L) la cual es expresada en unidades de A/m^2 de cátodo.

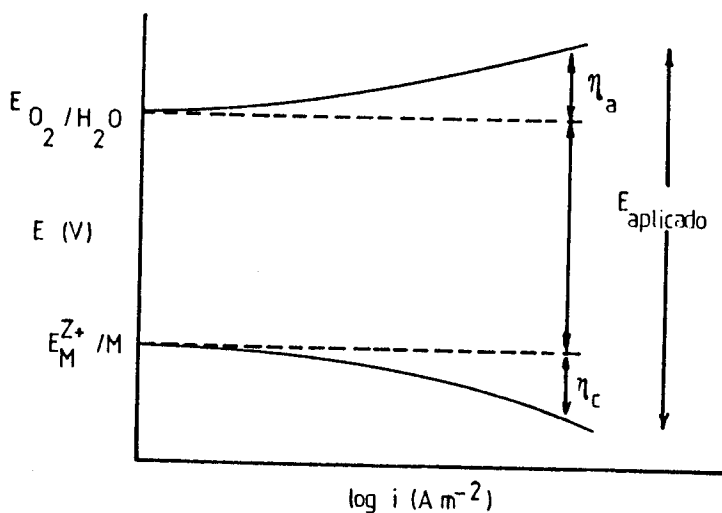


Fig. 3.5 – Representación esquemática de los requerimientos de un sistema de celda sencilla.

Para el caso donde la concentración de especies a ser reducida en la superficie del cátodo es cero, entonces:

$$j_T = -D_M^{z^+} (C_b / N)$$

Combinando esta expresión con la segunda ley de Faraday, puede ser mostrado que:

$$i_L = -nFk_m c_b$$

El valor de la densidad de corriente limitante es importante porque ésta es la máxima corriente que puede ser pasada a través de solución antes que otras especies iónicas que las requeridas sean reducidas a iones metálicos. El valor de la densidad de corriente limitante, y consecuentemente la velocidad de deposición, se incrementa con el incremento de la concentración del ión metálico a ser depositado.

[3]

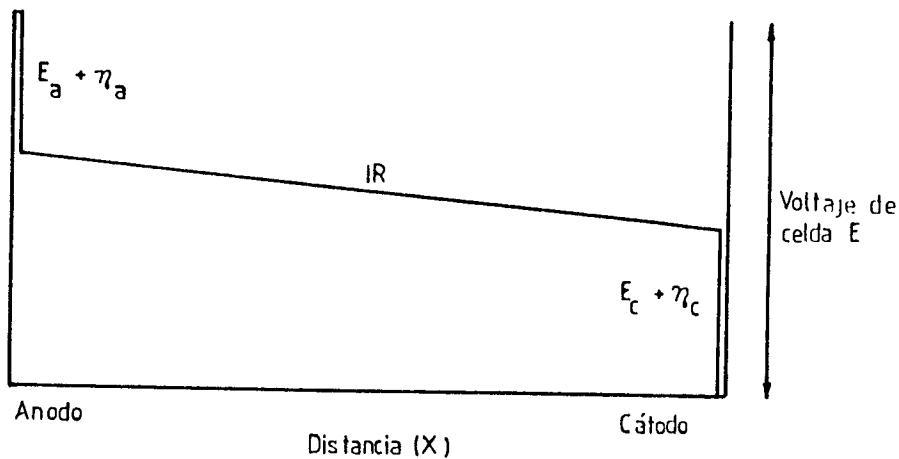


Fig. 3.6 – Ilustración esquemática de la caída de potencial a través de una celda electrolítica.

3.3.2 Reacciones químicas [3].

3.3.2.1 Reducción catódica del oro

El oro es electrolíticamente desplazado de soluciones cianuradas alcalinas de acuerdo a la reacción:



donde $E_{\text{rev}} = -0.60 + 0.118 \log a_{\text{CN}^-} + 0.059 \log a_{\text{Au(CN)}_2^-}$ V .

La deposición del metal ocurre en potenciales bajos aproximadamente -0.7 V, aunque el potencial exacto en el cual la reducción comienza, depende de las condiciones de la solución, tales como conductividad, las concentraciones de especies iónicas presentes y la temperatura. Algunos datos reportados varían entre -0.7 y -1.1 V.

El mecanismo de la deposición electrolítica de oro probablemente se produce por la deposición de aurocianuro en el cátodo, seguida por la reducción de especies adsorbidas, como sigue:



El paso de la reducción catódica es entonces seguido por disociación de las especies reducidas:



En sobrepotenciales catódicos altos el paso de transferir electrones es probable que sea directo, y las especies intermedias adsorbidas

es probable que no se formen. Esta distinción entre mecanismos de deposición bajo diferentes condiciones es importante ya que las características físicas del oro depositado por los dos son muy diferentes: oro depositado en sobrepotenciales relativamente bajos se forman densos, mientras que el producto sólido sobre el cátodo en sobrepotenciales altamente catódicos una esponja, que se deposita en forma porosa, la cual suele formar un lodo en el fondo de la celda. Cualquiera de éstos tipos de productos suele ser deseable en circunstancias particulares, por ejemplo:

- (1) El lodo suele ser considerado menor de un riesgo de seguridad ó peligro de salud (por ejemplo si el producto contiene Hg) ya que puede estar almacenado “bajo” solución y puede ser manipulado por lavado y bombeo.
- (2) Un producto sólido sobre los cátodos suele ser de alta pureza, reduciendo subsecuentes requerimientos de refinación, y
- (3) Cátodos cargados suelen ser transferidos para recubrir celdas para refinación (por ejemplo: el lodo es indeseable).[3]

Wilkinson (1986) propuso un mecanismo conceptual de la deposición de oro a partir de soluciones de aurocianuro:

“ El cátodo atrae predominantemente los iones positivos a una región cerca a su superficie, conocida como la doble capa Helmholtz. Los complejos de iones cargados negativamente, $\text{Au}(\text{CN})_2^-$, los cuales están próximos a esta capa, se polarizan en el campo eléctrico del cátodo. La distribución alrededor del metal es distorsionada y la difusión del complejo iónico en la capa Helmholtz es asistida. Finalmente, dentro de la capa Helmholtz, el complejo se divide. Sus componentes iónicos o moléculas son liberadas y el metal liberado en forma de cationes metálicos cargados positivamente el cuales depositado como el átomo metal sobre el cátodo.”[9]

El complejo aniónico aurocianuro tiene una constante de estabilidad alta (Wilkinson, 1986):

$$\frac{[\text{Au}(\text{CN})_2^-]}{[\text{Au}^+][\text{CN}^-]^2} = 10^{38.3}$$

Además, la concentración de $[\text{Au}^+]$ es extremadamente baja en el electrólito:

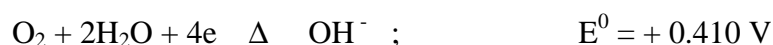
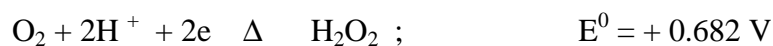
$$[\text{Au}^+] = \frac{[\text{Au}(\text{CN})_2^-]}{[\text{CN}^-]^2} \cdot 10^{-38.3}$$

De aquí, parecería que las razonables velocidades de deposición de oro a partir de soluciones cianuradas de oro(I) son solo posibles a

causa de la polarización de los iones de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$, los cuales se aproximan a la superficie del cátodo y son distorsionados de acuerdo al modelo de Wilkinson. [9].

3.3.2.2 Reducción de oxígeno y agua ^[3].

El oxígeno que es producido naturalmente en el ánodo por oxidación de agua suele, en una celda sin membrana, migrar o difundirse al cátodo donde es reducido de regreso al agua, por cualquiera de las vías de dos o cuatro electrones:



Ha sido mostrado que la reducción de oxígeno suele contar por sobre el 50% de la corriente del cátodo. El uso de un intercambio de membranas iónicas elimina éste problema, pero hay desventajas con aquellos sistemas.

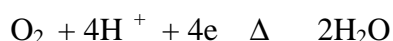
El agua puede ser reducida a hidrógeno, como está dado por la siguiente ecuación:



La reducción de agua y oxígeno en el cátodo tiende a incrementar el pH de la solución. [3]

3.2.2.3 Reacciones anódicas ^[3].

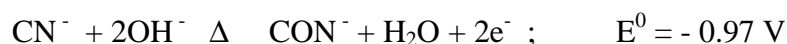
En la solución alcalina cianurada la mayor reacción en el ánodo es la oxidación de agua a oxígeno:



donde $E_{\text{rev}} = 1.228 + 0.015 \log p\text{O}_2 - 0.059 \text{pH} \text{ V}$.

Esta reacción tiende a decrecer el pH de la solución junto al ánodo.

El cianuro puede ser oxidado a cianato en el ánodo:



y suele hidrolizarse en forma de amoníaco y dióxido de carbono, aunque esto ocurre muy lentamente a pH altos:



Esta reacción suele contribuir al fuerte olor a amoníaco sobre muchas celdas electrowinning, aunque una significativa, si no dominante, porción del amoníaco es probablemente llevado de los sistemas de elución de carbón. [3]

3.3.3 Reacciones cinéticas y factores que afectan la eficiencia ^[3].

La deposición de oro, está electrolíticamente controlada bajo potenciales en el orden de - 0.85 a - 1.0 V, dependiendo de las condiciones en la

solución. La velocidad de la reacción en ésta región está descrita por la ecuación de Butler - Volmer. A potenciales más negativos la velocidad de deposición es dependiente del transporte de masa de las especies de cianuro de oro(I) al cátodo. Para soluciones conteniendo concentraciones bajas de oro, como es generalmente el caso en los sistemas de extracción de oro, las celdas deben ser operadas bajo condiciones de transporte de masa controlado para maximizar la velocidad de deposición y permitir al electrowinning ser ejecutado económicamente. La corriente óptima para la deposición de oro es aquella en la cual la velocidad de deposición es sólo controlada por el transporte de masa ya que esto minimiza el otro lado de las reacciones en el cátodo.

Consecuentemente, para un sistema electrowinning operando en o sobre la densidad de corriente limitante (i_L), la velocidad está determinada por factores los cuales afectan el transporte de masa del cianuro de oro(I) al cátodo, llamando concentración de oro a (c_b) y coeficiente del transporte de masa del sistema a (k_m). El coeficiente de transporte de masa depende de la hidrodinámica del electrólito, temperatura de solución y área superficial disponible en el cátodo.

Otros factores que afectan la eficiencia de los sistemas electrowinning son el voltaje y corriente de celda aplicado, los cuales son determinados por las propiedades de la solución (por ejemplo: temperatura, pH, concentración de cianuro, concentraciones de otros iones, conductividad). [3]

3.3.3.1 Concentración de oro ^[3].

El efecto de la concentración de oro sobre la velocidad de deposición es ilustrado por las curvas corriente - potencial para dos concentraciones de oro, dada en la fig. 3.7. Aquellas muestran que, como se predijo en la ecuación (3.2.1), la corriente limitante es aproximadamente doblada por un incremento del 100% en la concentración del oro.

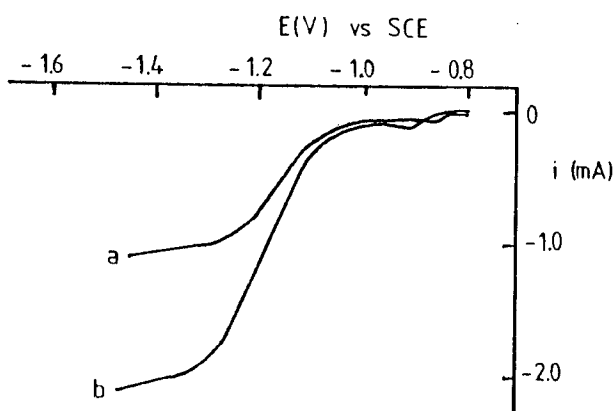


Fig. 3.7 - Curvas corriente-potencial mostrando el efecto de concentración de oro: $c_{\text{KCN}} = 3.14 \times 10^{-2}$ M, sweep rate = 10 mVs^{-1} , velocidad de rotación = 11.43 Hz. C_{Au} : (a) 1.00×10^{-2} ; (b) 5.00×10^{-3} M.

3.3.3.2 Hidrodinámica del electrólito ^[3].

El grado de mezcla dentro del electrólito tiene un gran efecto sobre el transporte de masa de las especies de la solución y consecuentemente sobre la velocidad de deposición de oro.

En las celdas electrowinning con electrodos fijos, tal como aquellos usados normalmente para la recuperación de oro (y refinación), y con agitación no mecánica, las condiciones hidrodinámicas son determinadas por la estructura del electrodo, la configuración de la celda y la velocidad del flujo de la solución.[3]

3.3.3.3 Temperatura ^[3].

Elevadas temperaturas del electrólito tienen las siguientes ventajas para la electro-deposición de oro:

- (1) el coeficiente de difusión del cianuro de oro(I) es incrementado,
- (2) la conductividad de la solución es incrementada, y
- (3) la solubilidad de oxígeno es decrecida, reduciendo la cantidad de oxígeno disponible para la reducción en el cátodo.

El ítem (1) incrementa la velocidad de deposición, mientras que el (2) y el (3) improvisan la eficiencia de la corriente de celda. Consecuentemente, hay una ventaja sobretodo al operar los sistemas electrowinning a elevadas temperaturas. Sin embargo, aquellos aspectos son completamente pequeños, particularmente cuando son comparados con los efectos de la concentración de oro, el grado de mezcla del electrolito y el área superficial del cátodo.

3.3.3.4 Area superficial del cátodo

La eficiencia del electrowinning es maximizada al maximizar el área superficial del cátodo y el vaciado, por ejemplo por el uso de electrodos tridimensionales tales como la lana de acero usados en las celdas Mintek y otros. La presencia de cualquier partícula material en el electrolito que se construye en el cátodo tenderá a reducir el vaciado restringiendo así el flujo y reduciendo la eficiencia de la celda. En suma, como la cantidad de oro depositada sobre el cátodo se incrementa, el área superficial del cátodo también se incrementa, la cual incrementa la velocidad de reducción de agua y oxígeno en el cátodo. La evolución de hidrógeno incrementado incrementa la caída de potencial a través del cátodo el cual suele producir regiones dentro del electrodo donde la deposición de oro no puede ocurrir. [3]

3.3.3.5 Voltaje de celda

El voltaje y la corriente que deben ser aplicados a la celda para que la recuperación de oro sea la más eficiente dependen del diseño de la celda y las condiciones de la solución, incluyendo conductividad, pH, temperatura y concentraciones de todas las especies iónica presentes. En celdas industriales los voltajes del orden de 2-4 V son aplicados. [3]

3.3.3.6 Corriente de celda y eficiencia de corriente

La velocidad de deposición se incrementa con el incremento de la corriente, arriba de la corriente limitante, en la cual el punto máximo de eficiencia de corriente es obtenido en el sistema. Sobre los valores limitantes el exceso de corriente es consumido por el lado de las reacciones, principalmente la reducción de hidrógeno y agua, pero además potencialmente la reducción de oxígeno y otros metales. Corrientes entre 200 y 8000 A son aplicadas, con eficiencia de corriente típicas de 2-8%, dependiendo de la configuración de la celda, concentración de oro, composición del electrólito y propiedades hidrodinámicas del electrólito. Eficiencias de corriente tan altas como 27% han sido registradas por soluciones de alto grado de oro (>300 g/t). [3]

3.3.3.7 Conductividad de la solución

La conductividad de la solución se determina por la caída de potencial que atraviesa la celda: la más alta la conductividad, la más baja las pérdidas eléctricas en la solución.

Típicamente celdas operadas con conductividades de electrólito en el orden de 2S/m. Electrólitos producidos por la elución de carbón usualmente contienen una concentración suficiente de hidróxido de

sodio para una adecuada conductividad de la solución, pero la conductividad suele ser incrementada por la adición de electrólitos útiles, tales como el hidróxido de sodio.

Las soluciones de lixiviación generalmente tienen una conductividad relativamente baja, la cual debe ser incrementada significativamente si el oro va a ser electro-depositado eficientemente. Este factor asociado con densidades de corriente limitantes extremadamente bajas, previene el uso de electrowinning sobre soluciones que contienen aproximadamente menos de 10 g/t de oro. [3].

3.3.3.8 pH

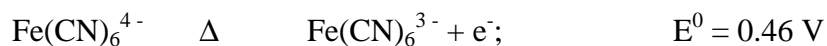
El pH es también importante para la estabilidad del electrodo [3]. El uso de ánodos insolubles, usualmente de acero stainless (18% Cr/8% Ni con un bajo contenido de Mo o Ti), es una manera popular para minimizar el capital de inversión. [9] La mayoría de las celdas electrowinning comerciales usan ánodos de acero stainless (y cátodos en muchos casos) el cual se corroe en soluciones bajo un pH de aproximadamente 12,5. Esta corrosión incrementa la concentración de las especies de hierro y cromo en la solución, la cual suele pasar de lado reacciones y reducir la

eficiencia de la celda. Por ejemplo, iones de cromo son reducidos en el cátodo para formar una capa insoluble de hidróxido de cromo:



Concentraciones del ión cromo tan bajas como 5 g/t pueden afectar significativamente la eficiencia de la celda y reducir la extracción de oro a niveles bajos. Concentraciones de cromo sobre los 100 g/t han sido observadas a prohibir completamente el electrowinning del oro.

Las especies de hierro(III) son también reducidas en el cátodo al complejo de cianuro de hierro(II), de éste modo se instala un sistema rédox a través de la celda:



Estos problemas pueden ser eliminados por el uso alternativo de materiales del ánodo, aunque suele tener desventajas asociadas con esto. [3]

3.3.3.9 Concentración de cianuro

El efecto de la concentración de cianuro sobre la curva corriente-potencial para la deposición de oro es mostrado en la fig. 3.8. Esto indica un cambio negativo en el potencial de aproximadamente 0.2 V para un incremento de 10 veces la concentración de cianuro (por

ejemplo de 5 g/l de NaCN a 50 g/l). Un alto voltaje debe ser aplicado en la alta concentración para asegurar que el sistema es operado en, o ligeramente sobre, la corriente limitante. [3]

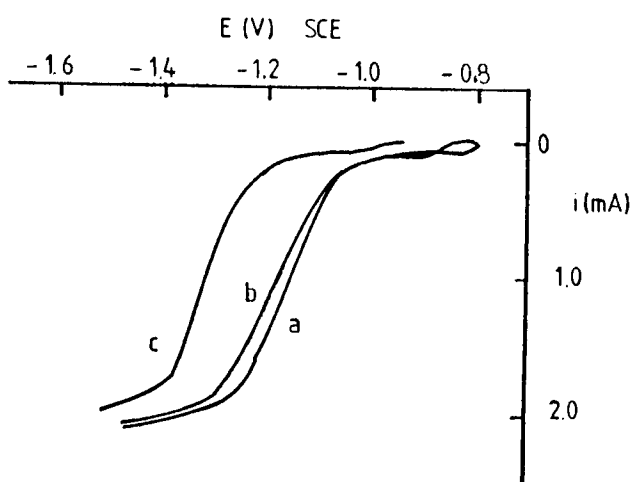


Fig. 3.8 - Curvas corriente - potencial mostrando el efecto de concentración de cianuro: $c_{Au} 1.00 \times 10^{-2}$ M, sweep rate = 10 mV s^{-1} , velocidad de rotación = 11.43 Hz. c_{KCN} : (a) 3.14×10^{-2} ; (b) 0.10; (c) 1.00 M.

3.3.3.10 Efecto de otras especies en la solución

Iones de sulfuro, los cuales suelen estar presentes en bajas concentraciones en electrolitos de oro son oxidados a polisulfuros en el ánodo. Aquellos iones suelen entonces ser transportados al cátodo donde suelen reaccionar con depósitos de oro para formar complejos estables (por ejemplo: causando redisolución del metal depositado). [3]

3.3.4 Celdas electrowinning ^[7].

Cuatro tipos de celdas han sido usados para el electrowinning del oro de soluciones alcalinas de cianuro: celda AARL, Zadra, celda de grafito NIM y celda de lana de acero Mintek.

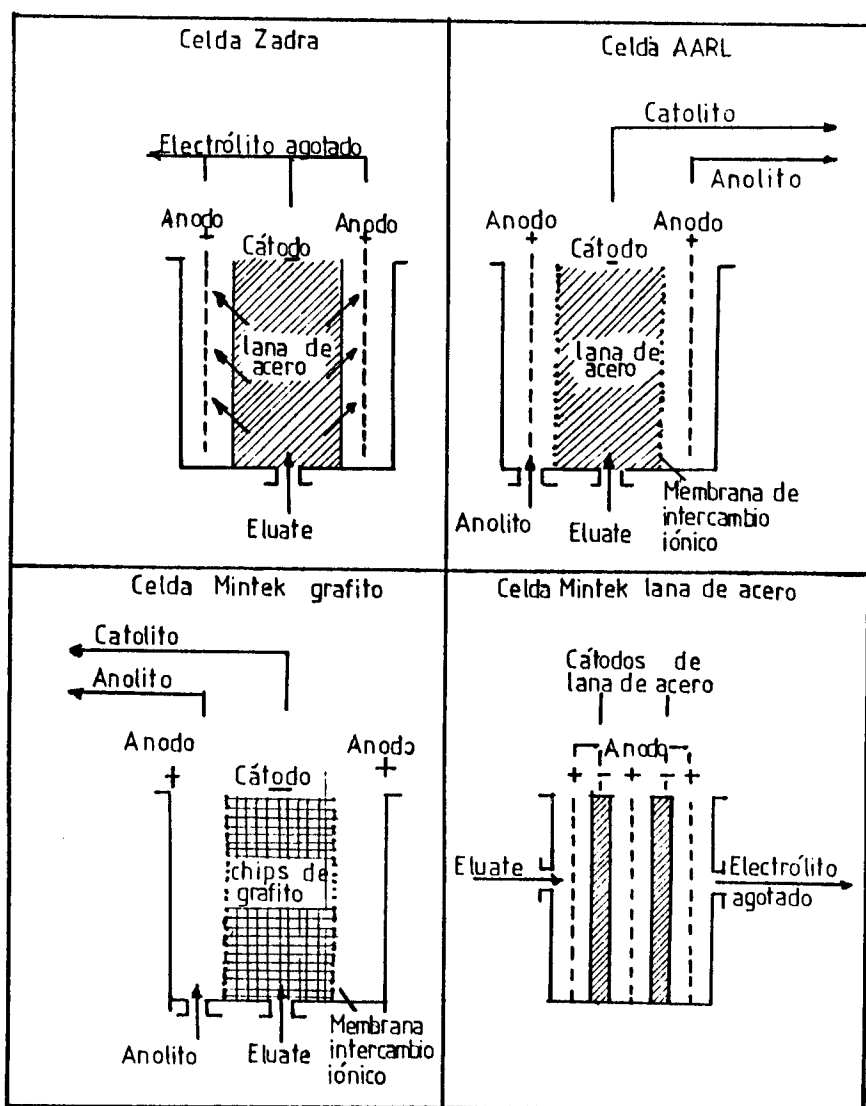


Fig. 3.9 – Representación esquemática de la clasificación de grupos de celdas.

Todas las celdas electrowinning packed-bed pueden ser clasificadas en dos grandes grupos. Las celdas del primer grupo (celdas AARL, Zadra y de grafito NIM) operan con la dirección del flujo del electrolito en ángulo recto a la dirección del flujo de la corriente. Las celdas del segundo grupo (celda Mintek) operan con la solución y la corriente teniendo direcciones de flujo paralelas.[7]

3.3.4.1 Celda Zadra

La celda electrowinning Zadra (fig. 3.10) consiste de un cátodo circular removible de compartimentos rellenos de lana de acero, el cual es colocado dentro de un ánodo circular de malla de acero stainless.

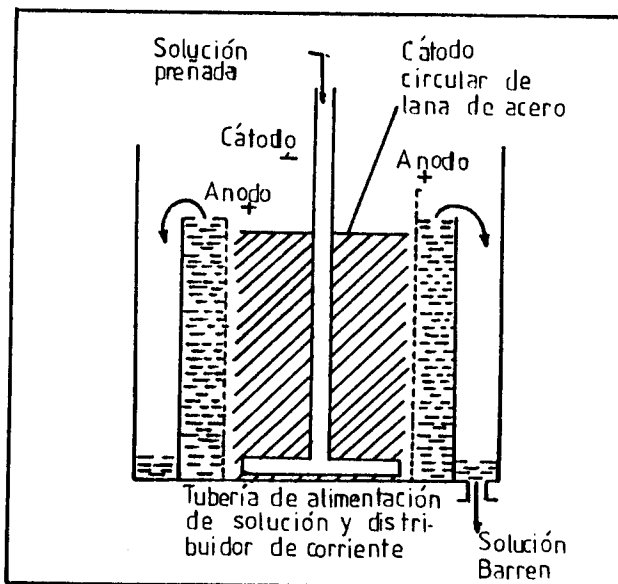


Fig. 3.10 – Esquema de la celda electrowinning Zadra.

El electrolito es bombeado dentro por la base de la celda a través de una tubería. La solución fluye hacia arriba y hacia afuera a través de la lana de acero en el compartimento del ánodo y finalmente rebosa por el tope del compartimento del ánodo. [7]

3.3.4.2 Celda AARL

La celda Anglo American Research Laboratory (Fig. 3.11) es una derivación del diseño Zadra. Los compartimentos del ánodo y el cátodo, sin embargo, son separados por una membrana catiónica Du Pont "Nafrón". El anolito consiste de un 10 a 20 % de solución de NaOH.

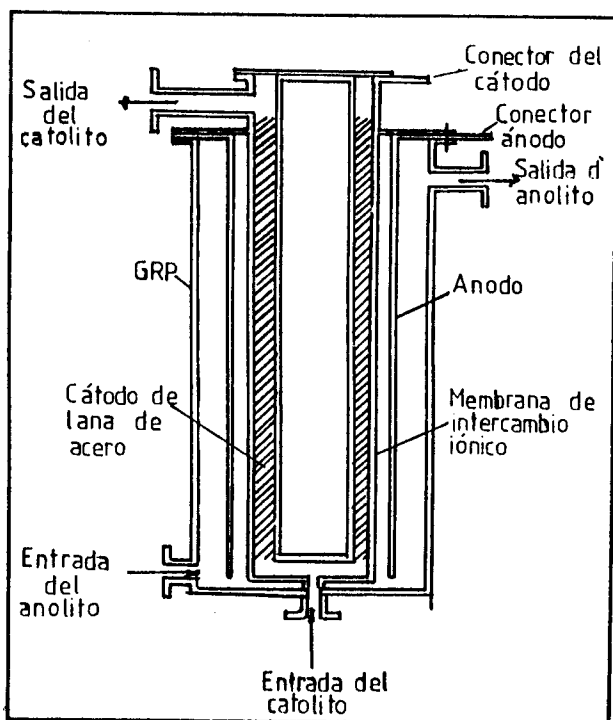


Fig. 3.11 – Esquema de la celda electrowinning AARL.

El material de la membrana es expansivo pero puede ser usado a temperaturas de 85°C . Se expande considerablemente cuando se humedece. [7]

3.3.4.3 Celda de grafito NIM

La celda de grafito NIM (Fig. 3.12) es de tipo sánduche comprimiendo un cátodo rectangular central de compartimentos llenados con gránulos de grafito. Esto fue separado a partir de los compartimentos del ánodo, sobre el otro lado, por membranas de intercambio catiónico.

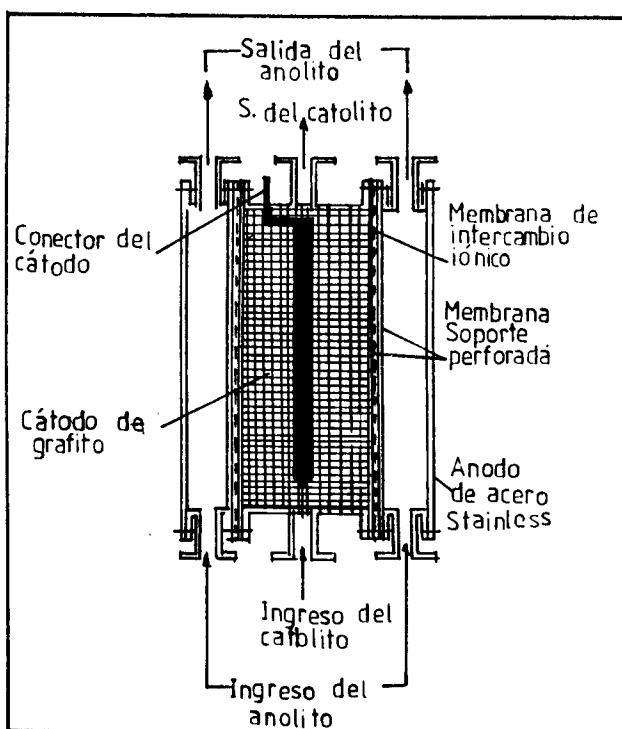


Fig. 3.12 – Esquema de la celda de grafito NIM.

El contacto eléctrico para el compartimento del cátodo fue hecho a través de un rodillo de acero empujado en la cama de grafito. El catolito es bombeado por la base de la celda y es desalojado a través de un orificio en el tope. El anolito consiste de un 10 % de soda cáustica que es continuamente recirculado a través de cada compartimento del ánodo. Aquellas celdas normalmente operan en modo cíclico. En la etapa inicial el oro en el líquido preñado es cargado dentro de un cátodo particular de grafito para producir una solución barren. Cuando suficiente oro es cargado, la polaridad de la celda es revertida y el oro es anódicamente atrapado del grafito en una solución de cianuro de potasio - hidróxido de potasio. Durante la tercera etapa de la operación el oro es enchapado a partir de ésta solución sobre hojas de metal iniciales a partir del cual puede ser mecánicamente recuperadas. La tercera operación toma lugar en una pequeña celda enchapadora y suele ser conducida concurrentemente con las otras dos operaciones. [7]

3.3.4.4 Celda de lana de acero Mintek

La celda diseñada por Mintek (Paúl, 1983) consiste de un tanque de acero stainless rectangular conteniendo 6 cátodos canastas y 7 ánodos (Fig. 3.13). Los cátodos son construidos de polipropileno y empaquetados con 500 a 1000 g de lana de acero. Los ánodos consisten de una malla de acero stainless # 316. La solución fluye

desde el final del ánodo a través de los ánodos y cátodos alternados y así hasta el final.

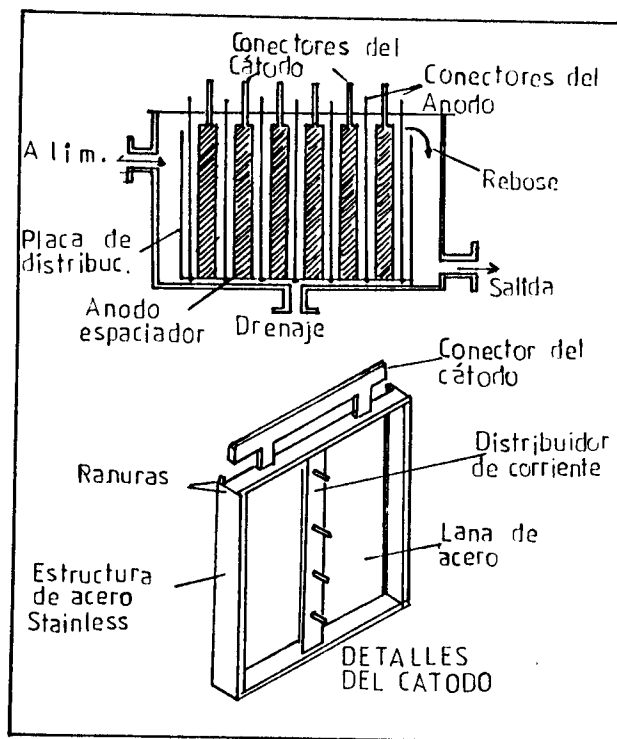


Fig. 3.13 – Esquema de la celda electrowinning con lana de acero tipo Mintek.

La celda tiene dimensiones internas de 900 X 720 X 640 mm, dando un área seccional de 0.46 m² y un volumen de 400 litros. La celda está diseñada para operar a 150 l/min, dando un tiempo de residencia de 3 minutos. La celda arrastra una corriente de 500 a 800 A en un voltaje de 3 a 5 V. [7]

CAPÍTULO IV

CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

4.1 Determinación de las propiedades físicas

4.1.1 Gravedad específica

La gravedad específica del mineral se la determinó mediante el siguiente procedimiento:

- Se pulverizó 3 kilos de mineral tomándose una porción seca del mismo y se pesó 100 gramos (W_s).
- Se enrasa un matraz de 500 ml con agua destilada y se pesa (W_1).
- Se coloca el mineral dentro de un matraz vacío de 500 ml y se afora con agua destilada, luego se pesa (W_2).

La gravedad específica será el resultado del peso del mineral seco (W_s), dividido para su volumen (V), que equivale al peso de agua desplazada por el mineral, calculado mediante la siguiente fórmula:

$$\text{Gravedad}_{\text{específica}} (\gamma_s) = \frac{W_s}{W_s + W_1 - W_2}$$

Se realizó tres ensayos para determinar la gravedad específica promedio del sólido (γ_s). Los resultados se muestran en la tabla # 4.1.1.

Tabla # 4.1.1

Ensayos #	Grav. Específica (g/cc)
1	2.81
2	2.80
3	2.80
Promedio	2.80

4.1.2 Análisis granulométrico

Se determinó la granulometría del mineral en la pulpa con el fin de cuantificar el peso de las partículas de un tamaño dado. El tamizaje se efectuó por vía húmeda y con una serie de tamices Tyler: 45, 70, 100 y 200. (Ver tabla # 4.1.2).

Tabla # 4.1.2

Análisis granulométrico

Malla Tyler	Peso (g.)	Peso retenido (%)	Peso Pasante acumulado (%)
+ 45	0.10	0.00	100.00
+ 70	2.00	0.10	99.90
+ 100	50.80	2.49	97.51
+ 200	483.70	23.70	76.30
- 200	1503.90	73.70	26.30
Total	2040.50	100.00	

CAPÍTULO V

PRUEBAS DE ADSORCIÓN SOBRE CARBÓN ACTIVADO

5.1 Parámetros de las pruebas.

Breve descripción del proceso y de la localización de la toma de muestra para efectuar las pruebas CIP.

La Planta SODIREC S.A. efectúa el tratamiento para la recuperación de oro de aproximadamente entre 80 y 100 toneladas diarias de mena fresca y relaves adquiridos; la etapa de cianuración empieza en el molino de bolas donde se adiciona Cal y Cianuro de Sodio, el circuito de molienda termina con la clasificación en un ciclón D6 produciendo una pulpa entre 1120 – 1180 Kg/m³ de densidad con una granulometría 100 % pasante malla N^o 70 ASTM. , la que fluye hacia el circuito de agitación constituido por 3 agitadores Lightning dispuestos en serie; luego del tiempo de retención adecuado la pulpa sale del circuito de

agitación hacia tres espesadores, la solución rica producida por estos pasa a un circuito de recuperación “Merril Crowe”, mientras que la pulpa espesada cuya densidad fluctúa entre 1600 – 1750 Kg/m³ es repulpada con la solución estéril (barren) procedente del Merrill y ajustada a valores de trabajo en Cal, Cianuro de Sodio y densidad (1390 – 1430 Kg/m³) para pasar a 4 agitadores de 10' X 10' dispuestos en serie. Luego de transcurrida ésta cianuración residual la pulpa es puesta en contacto con carbón activado (CIP) para la adsorción del oro y la plata, operación que se lleva a cabo en 4 tanques Pachucas de 16 m³ de capacidad cada uno.

La toma de muestra objeto de éste trabajo fue efectuada a la salida del 4^{to} agitador previo al ingreso del circuito de adsorción (Pachucas).

5.2 Ensayos de adsorción

Procedimiento CIP en botella.

Con la finalidad de conocer las mejores condiciones de adsorción de oro soluble sobre carbón se diseñaron varias pruebas utilizando para el efecto botellas plásticas de 10 l. de capacidad, un agitador de rodillos de 13.75 rpm y varios instrumentos como tubos de ensayo, vasos de precipitación, pera, embudos, papel filtro, varillas agitadoras, etc.

La densidad de pulpa para los fines prácticos fue de 1430 g/l y el respectivo porcentaje de sólidos (% s) será de 46.78 %, valor obtenido de la escala Marcy para sólidos secos con peso específico 2.8 g/cc ó a su vez de la ecuación [5.2.1].

En la Tabla # 5.2.1 se resumen los parámetros de la pulpa, valores obtenidos a partir de las siguientes ecuaciones:

$$\% s = [\rho - 1000]/[\rho * (\gamma_s - 1)/ \gamma_s]*100 \quad [5.2.1]$$

$$\% l = 100 - \% s \quad [5.2.2]$$

$$s/l = \% s/\% l \quad [5.2.3]$$

$$S = 1000/(s/l) \quad [5.2.4]$$

$$W_p = L + S \quad [5.2.5]$$

$$V_p = W_p / \rho \quad [5.2.6]$$

Tabla # 5.2.1

Parámetros de la pulpa

	Simbología	Valor	Unidad
Densidad de pulpa	ρ	1430	g/l _{pulpa}
Gravedad espec.del sólido	γ_s	2.80	g/cc
Porcentaje de sólidos	% s	46.78	%
Porcentaje de líquido	% l	53.22	%
Relación líquido/sólido	s/l	1.14	-
Peso del líquido	L	1000	g
Peso del sólido	S	878.83	g
Peso de pulpa	W_p	1878.83	g
Volúmen de pulpa	V_p	1.31	l _{pulpa}

Luego una pulpa de 1430 g/l de densidad pesa 1878.83 g. por consiguiente tendrá 1000 cc de solución de cianuro de oro $[Au(CN)_2^-]$, contenido de oro que será adsorbido por la adición de carbón en la pulpa.

El carbón activado (marca CALGON mesh Tyler GRC 6x12) fue previamente humedecido con la finalidad de evitar su flotación cuando se lo añade seco, además como se trataba de carbón fresco fue necesario su lavado para deshacerse de los finos adheridos.

Las muestras para el análisis de la solución vía absorción atómica en el transcurso de la prueba fueron tomadas a intervalos de tiempo preestablecidos y fue necesario filtrarla o centrifugarla.

Las lecturas reportadas por el equipo fueron recalculadas de tal manera que se pudo conocer la cantidad de oro adsorbido por el carbón activado versus el tiempo transcurrido.

Se diseñaron 2 tipos de pruebas, el 1^{er} tipo de pruebas consistió en variar la densidad de pulpa manteniendo constante la dosis de carbón nuevo para conocer la densidad óptima en donde el carbón pueda extraer el oro de una manera más eficiente.

Se realizó un 2^{do} tipo de pruebas variando las concentraciones de carbón nuevo y manteniendo una densidad constante de pulpa en todas las pruebas; con la finalidad de simular aproximadamente la ecuación de Freundlich para determinar la constante de equilibrio (m).

La siguiente tabla muestra las características de la solución:

Tabla # 5.2.2

Características de la solución

	Pruebas	Valor	Unidad	Simbología
Concent. inicial de oro en sol.	1 ^{er} tipo	5.31	ppm	Y _o
	2 ^{do} tipo	7.03	ppm	Y _o
Concent. de Cianuro de Sodio		0.146	%	[CN] ⁻
Alcalinidad protectora		11.22	-	pH

5.3 Resultados

Los resultados del primer tipo de pruebas se detallan en las tablas I, II, III y IV.

Los valores obtenidos en las tablas II y III se calculan a partir de la tabla I mediante las siguientes relaciones:

$$\text{Valor (g}_{\text{Au}}/\text{Tm}_{\text{carbón}}) = (Y_o - Y_r) * 1000 / G \quad [5.3.1]$$

$$\text{Valor (\%)} = (Y_o - Y_r) * 100 / Y_o \quad [5.3.2]$$

donde:

Y_o es la concentración de oro inicial de la solución en ppm,

Y_r es la concentración de oro residual de la alícuota en ppm al cabo de los tiempos establecidos y

G es la cantidad de carbón para cada prueba en gramos.

Con los datos y valores obtenidos se plotean las curvas correspondientes para cada prueba, figuras I, II, III. Se construyó una tabla y gráfica adicional (tabla y figura IV) en donde se plotearon valores de porcentaje de recuperación contra densidad de pulpa para el análisis de los resultados.

Los resultados de las pruebas (2^{do} tipo) se detallan en las tablas V, VI y VII. Las tablas VI y VII se construyeron igual que en las pruebas del primer tipo. De las tablas V y VI se toman los valores obtenidos en un tiempo establecido, como ejemplo se tomarán los de las 4 horas, construyendo la tabla 5.3.1. Luego ploteando valores de ppm (mg/l ó g/m³) versus valores de g/Tm de carbón dará como resultado la curva de equilibrio para ese tiempo establecido (figuras VIII y IX).

Datos del equilibrio

Tabla 5.3.1

g. carbón en 1000 cc	X g/Tm	Y
		ppm
		7.03
0.001	2560.0	4.47
0.002	2060.0	2.91
0.004	1427.5	1.32
0.008	840.0	0.31
0.012	574.2	0.14
0.016	435.0	0.07

Tabla 5.3.2

log(X)	log(Y)
g/Tm	ppm
3.41	0.65
3.31	0.46
3.15	0.12
2.92	-0.51
2.76	-0.85
2.64	-1.15

Tabla 5.3.3

X	1427.5
Y	1.32
n	2.38
m=Y/X ⁿ	4.18E-08

La tabla 5.3.2 resulta de aplicar logaritmos a los valores de la tabla 5.3.1, con estos datos se determina el valor de la pendiente (n), luego reemplazando en la

ecuación de Freundlich [$Y^* = mX^n$] descrita en la página 45 del Capítulo I, se obtiene el valor de la constante “m” (tabla 5.3.3). Luego la ecuación de Freundlich, en consecuencia, es:

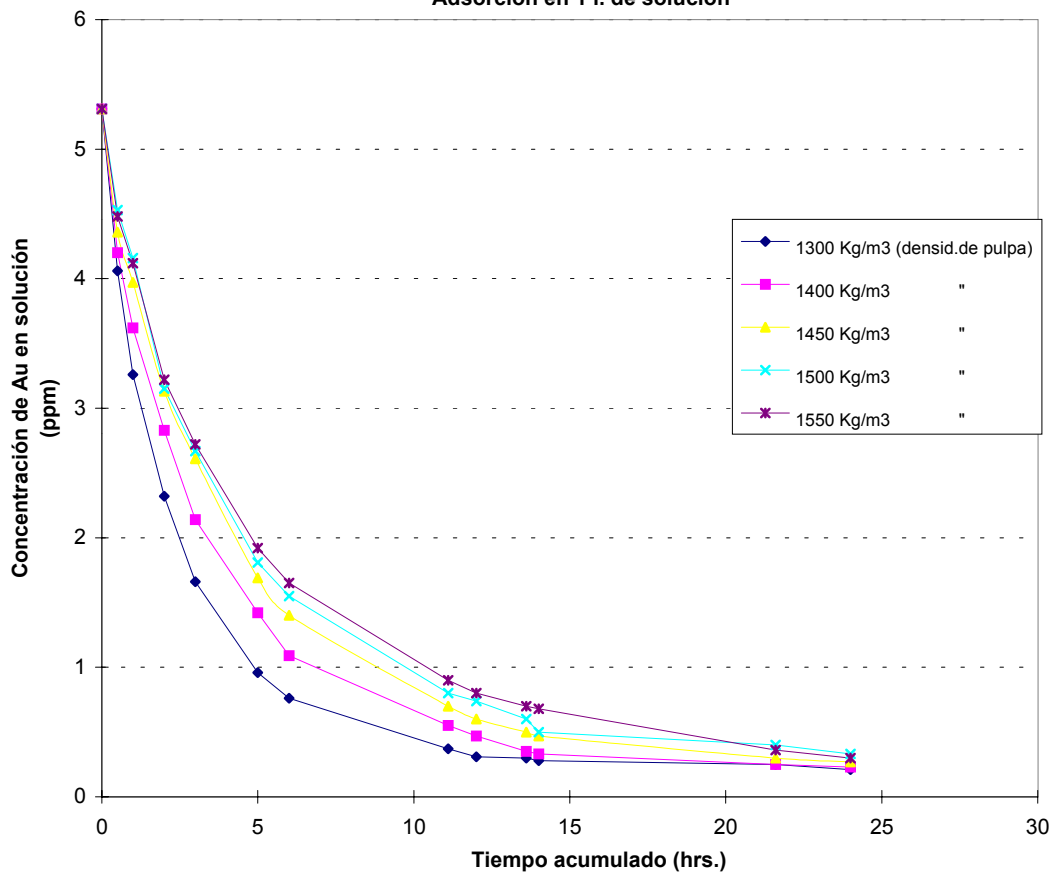
$$Y^* = 4.18(10^{-8})X^{2.38}$$

En el Apéndice A se describe el procedimiento para determinar a partir de la constante de equilibrio (m) hallada, la cantidad de carbón activado nuevo necesario para un número de etapas teóricas establecido.

* *Equilibrio*

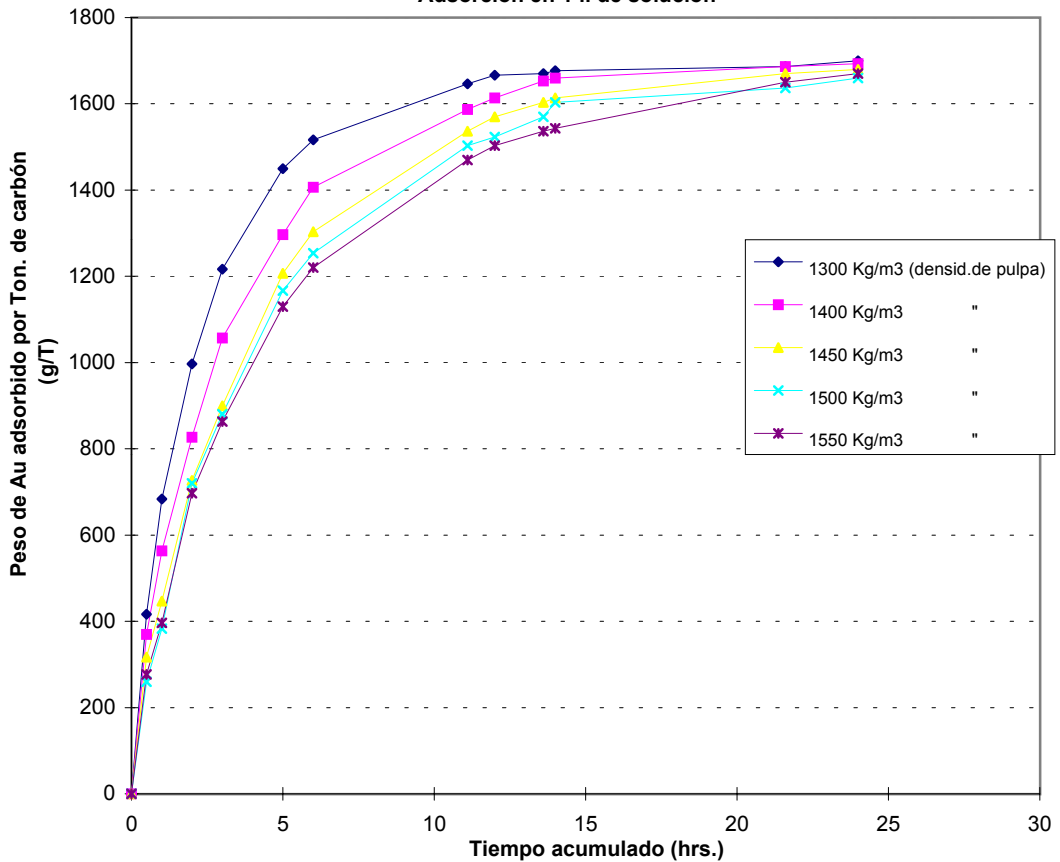
Tiempo acum. (hrs.)	Tabla I . Concentración de oro en solución (ppm)				
	1300 Kg/m ³ (densid.de	1400 Kg/m ³ "	1450 Kg/m ³	1500 Kg/m ³	1550 Kg/m ³
0.0	5.31	5.31	5.31	5.31	5.31
0.5	4.06	4.20	4.36	4.53	4.48
1.0	3.26	3.62	3.97	4.16	4.12
2.0	2.32	2.83	3.13	3.15	3.22
3.0	1.66	2.14	2.61	2.67	2.72
5.0	0.96	1.42	1.69	1.81	1.92
6.0	0.76	1.09	1.40	1.55	1.65
11.1	0.37	0.55	0.70	0.80	0.90
12.0	0.31	0.47	0.60	0.74	0.80
13.6	0.30	0.35	0.50	0.60	0.70
14.0	0.28	0.33	0.47	0.50	0.68
21.6	0.25	0.25	0.30	0.40	0.36
24.0	0.21	0.23	0.27	0.33	0.30

Fig. I.
Eficiencia de cargado de Au sobre 3 g.de carb.variando densid. de pulpa
Adsorción en 1 l. de solución



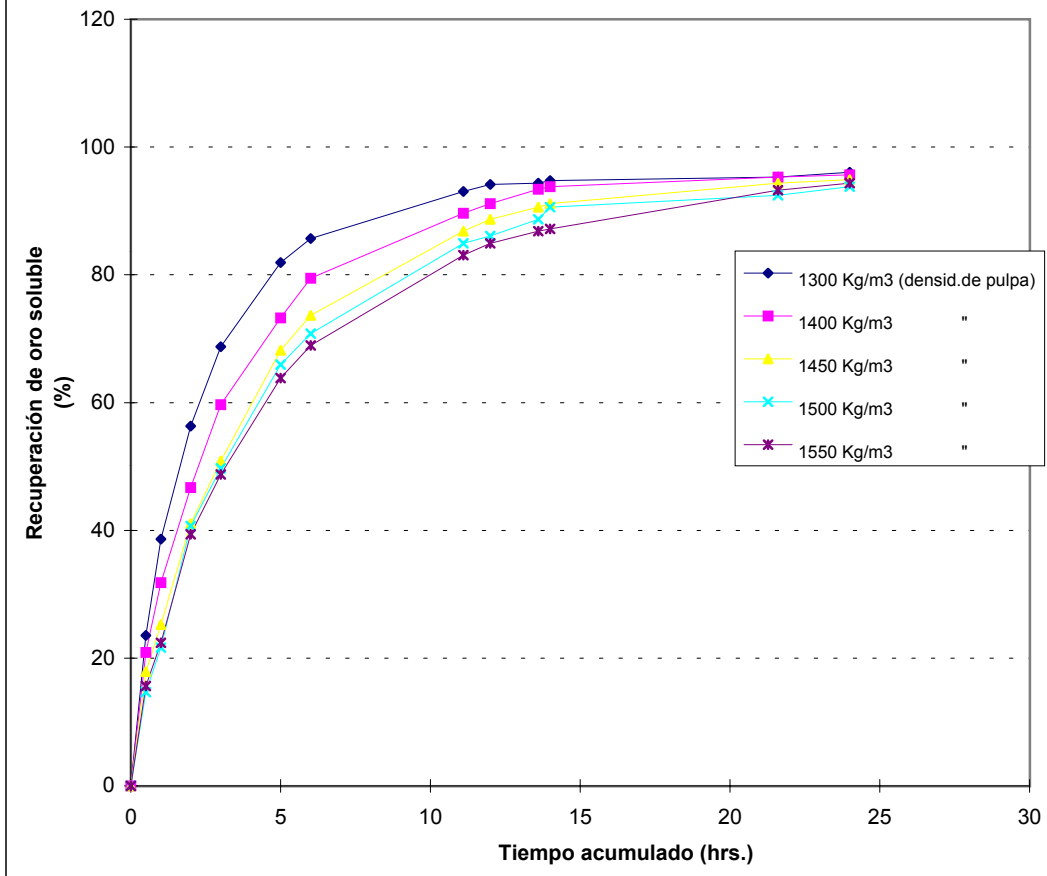
Tiempo acum. (hrs.)	Tabla II. Peso de oro adsorbido por Ton. de carbón (g/T)				
	1300 Kg/m ³ (densid.de p)	1400 Kg/m ³ "	1450 Kg/m ³ "	1500 Kg/m ³ "	1550 Kg/m ³ "
0.0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
0.5	416.67	370.00	316.67	260.00	276.67
1.0	683.33	563.33	446.67	383.33	396.67
2.0	996.67	826.67	726.67	720.00	696.67
3.0	1216.67	1056.67	900.00	880.00	863.33
5.0	1450.00	1296.67	1206.67	1166.67	1130.00
6.0	1516.67	1406.67	1303.33	1253.33	1220.00
11.1	1646.67	1586.67	1536.67	1503.33	1470.00
12.0	1666.67	1613.33	1570.00	1523.33	1503.33
13.6	1670.00	1653.33	1603.33	1570.00	1536.67
14.0	1676.67	1660.00	1613.33	1603.33	1543.33
21.6	1686.67	1686.67	1670.00	1636.67	1650.00
24.0	1700.00	1693.33	1680.00	1660.00	1670.00

Fig. II .
Eficiencia de cargado de Au sobre 3 g.de carb.variando densid.de pulpa
Adsorción en 1 l. de solución



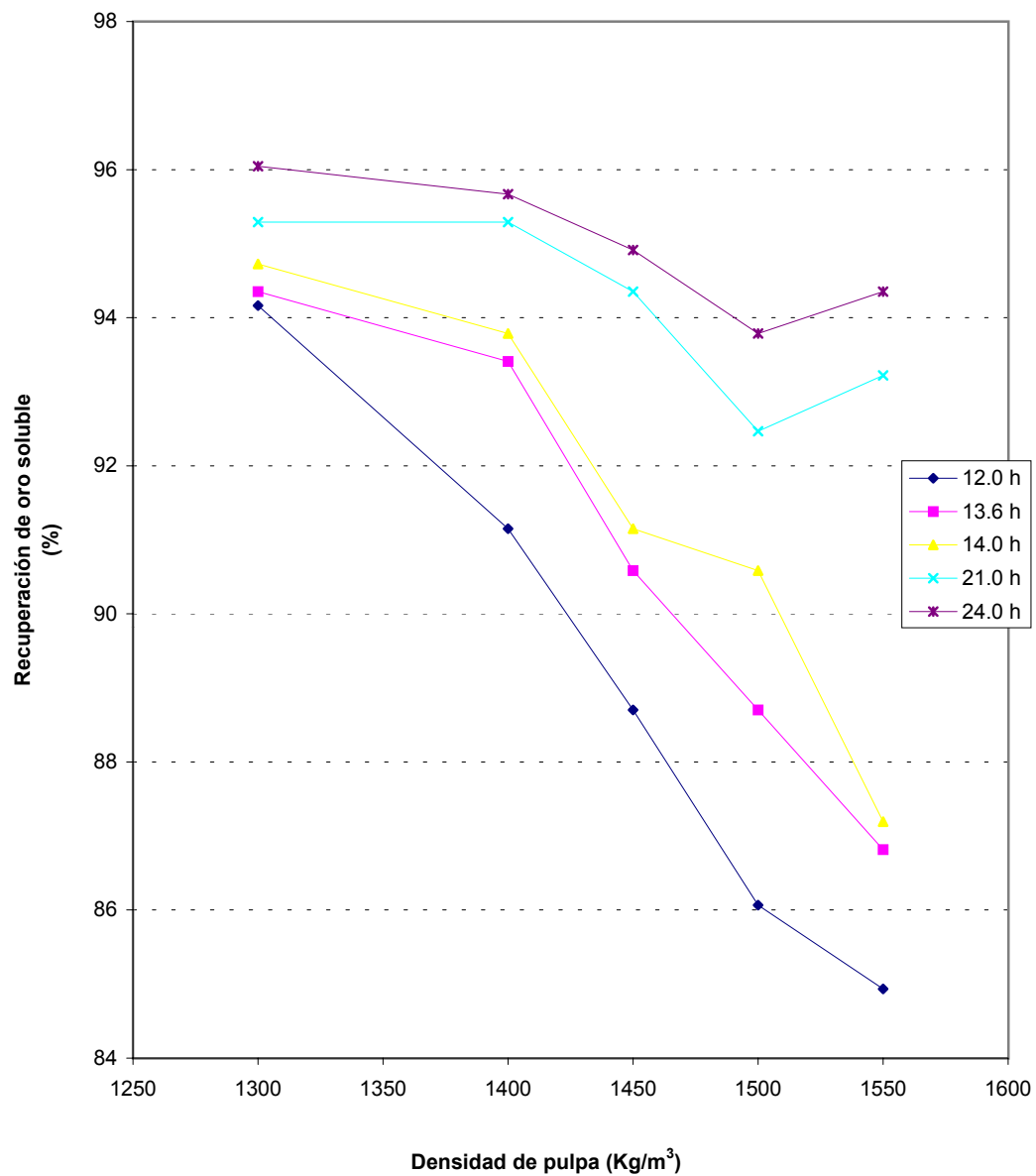
Tiempo acum. (hrs.)	Tabla III . Oro extraído de solución (%)				
	1300 Kg/m ³ (densid.de	1400 Kg/m ³	1450 Kg/m ³	1500 Kg/m ³	1550 Kg/m ³
0.0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
0.5	23.54	20.90	17.89	14.69	15.63
1.0	38.61	31.83	25.24	21.66	22.41
2.0	56.31	46.70	41.05	40.68	39.36
3.0	68.74	59.70	50.85	49.72	48.78
5.0	81.92	73.26	68.17	65.91	63.84
6.0	85.69	79.47	73.63	70.81	68.93
11.1	93.03	89.64	86.82	84.93	83.05
12.0	94.16	91.15	88.70	86.06	84.93
13.6	94.35	93.41	90.58	88.70	86.82
14.0	94.73	93.79	91.15	90.58	87.19
21.6	95.29	95.29	94.35	92.47	93.22
24.0	96.05	95.67	94.92	93.79	94.35

Fig. III.
Eficiencia de cargado de Au sobre 3 g.de carb. variando densid.de pulpa
Adsorción en 1 l. de solución



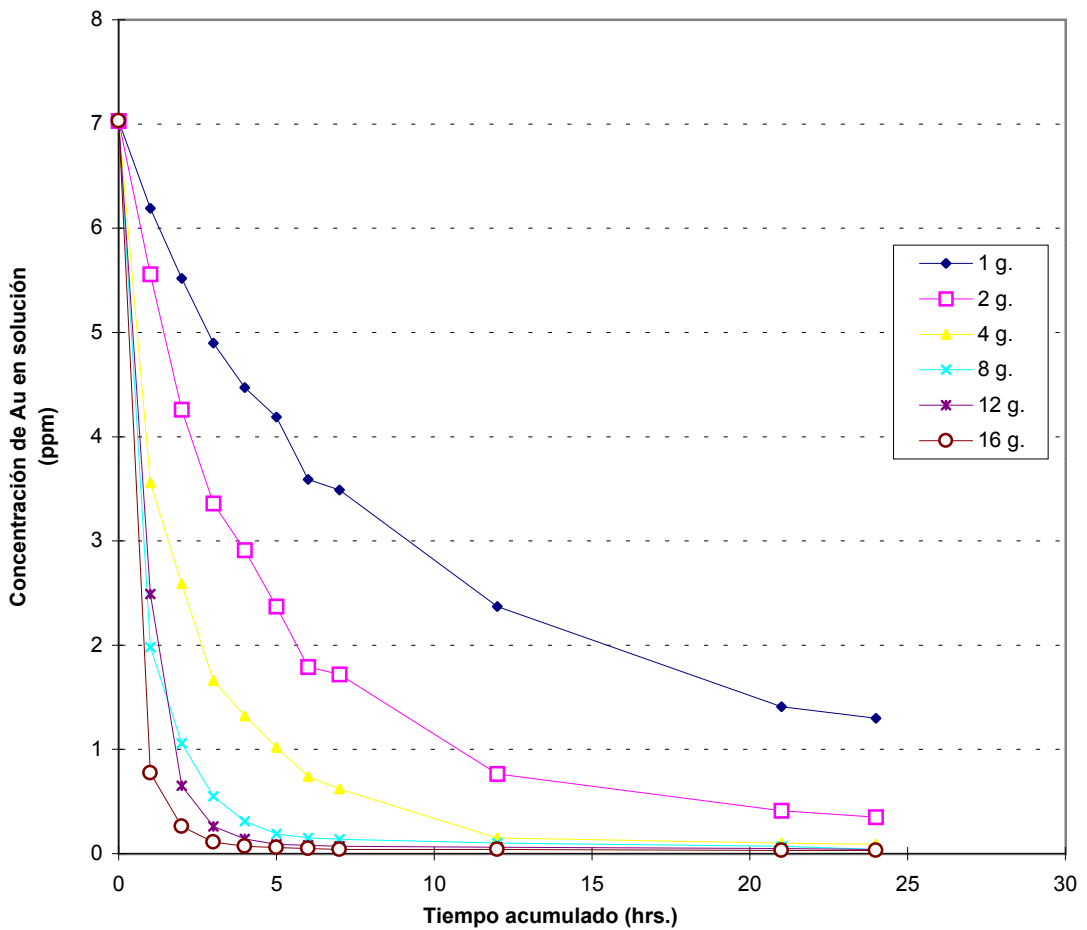
Densidad	Tabla IV. Síntesis de tabla III. (%)				
(Kg/m ³)	12.0 h	13.6 h	14.0 h	21.0 h	24.0 h
1300	94.16	94.35	94.73	95.29	96.05
1400	91.15	93.41	93.79	95.29	95.67
1450	88.70	90.58	91.15	94.35	94.92
1500	86.06	88.70	90.58	92.47	93.79
1550	84.93	86.82	87.19	93.22	94.35

Fig. IV. : Resultados del CIP en botella variando densidades de pulpa

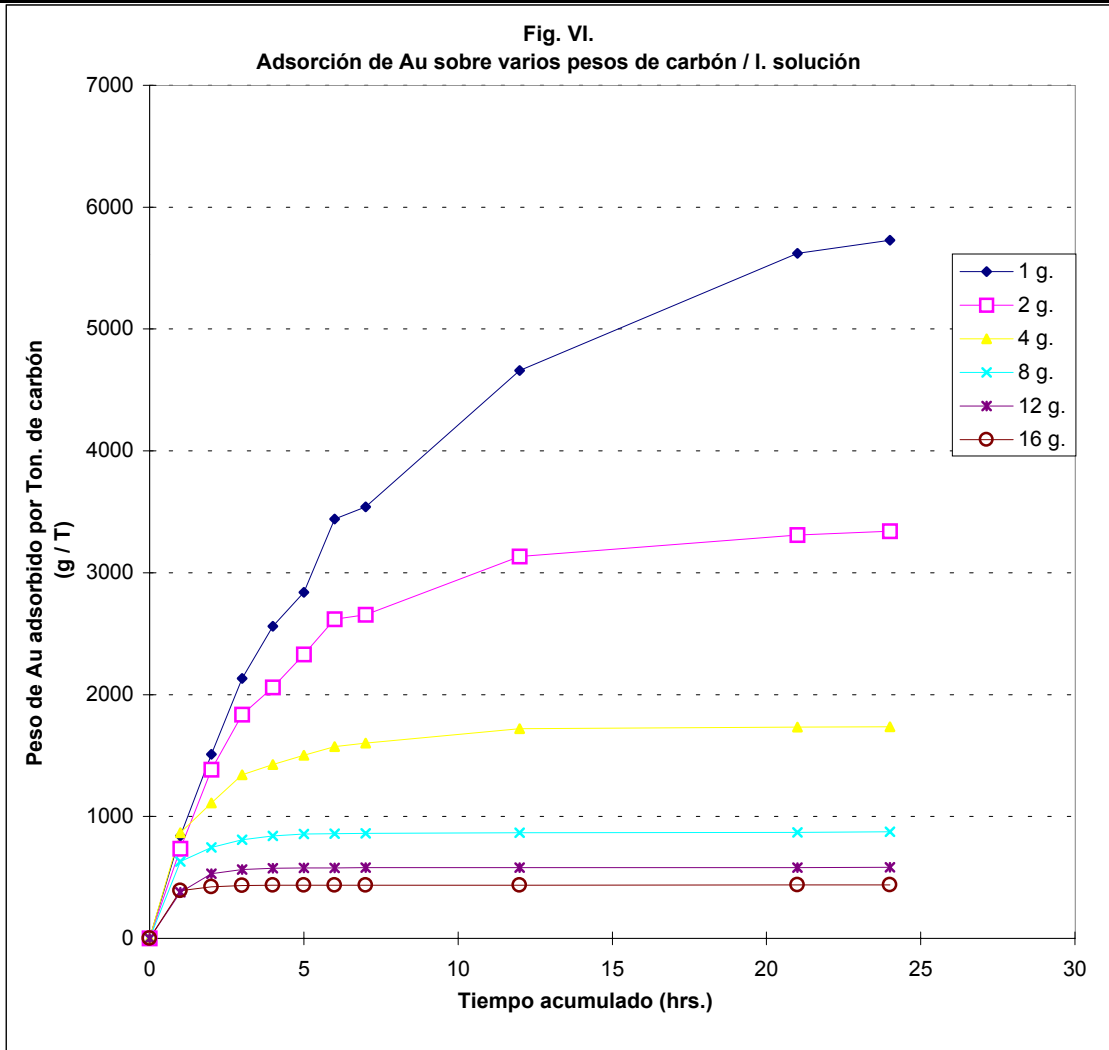


Tiempo acum. (hrs.)	Tabla V. Concentración de Oro en solución (ppm)					
	1 g.	2 g.	4 g.	8 g.	12 g.	16 g.
0	7.03	7.03	7.03	7.03	7.03	7.03
1	6.19	5.56	3.56	1.98	2.49	0.77
2	5.52	4.26	2.59	1.06	0.65	0.26
3	4.90	3.36	1.66	0.55	0.26	0.11
4	4.47	2.91	1.32	0.31	0.14	0.07
5	4.19	2.37	1.02	0.19	0.09	0.06
6	3.59	1.79	0.74	0.15	0.08	0.05
7	3.49	1.72	0.62	0.14	0.07	0.04
12	2.37	0.77	0.15	0.10	0.06	0.04
21	1.41	0.41	0.10	0.07	0.05	0.03
24	1.30	0.35	0.09	0.04	0.04	0.03

Fig. V.
Adsorción de Au sobre varios pesos de carbón / l. solución



Tiempo acum. (hrs.)	Tabla VI. Peso de Oro adsorbido por Ton. de carbón (g/T)					
	1 g.	2 g.	4 g.	8 g.	12 g.	16 g.
0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
1	840.00	735.00	867.50	631.25	378.33	391.06
2	1510.00	1385.00	1110.00	746.25	531.67	423.13
3	2133.00	1835.00	1342.50	810.00	564.17	432.50
4	2560.00	2060.00	1427.50	840.00	574.17	435.00
5	2840.00	2330.00	1502.50	855.00	578.33	435.81
6	3440.00	2620.00	1572.50	860.00	579.17	436.25
7	3540.00	2655.00	1602.50	861.38	580.00	436.88
12	4660.00	3132.50	1720.00	866.00	580.83	436.88
21	5620.00	3310.00	1732.50	870.00	581.67	437.50
24	5730.00	3340.00	1735.00	873.75	582.50	437.50



Tiempo acum. (hrs.)	Tabla VII. Recuperación de oro soluble (%)					
	1 g.	2 g.	4 g.	8 g.	12 g.	16 g.
0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
1	11.95	20.91	49.36	71.83	64.58	89.00
2	21.48	39.40	63.16	84.92	90.75	96.30
3	30.34	52.20	76.39	92.18	96.30	98.44
4	36.42	58.61	81.22	95.59	98.01	99.00
5	40.40	66.29	85.49	97.30	98.72	99.19
6	48.93	74.54	89.47	97.87	98.86	99.29
7	50.36	75.53	91.18	98.02	99.00	99.43
12	66.29	89.12	97.87	98.55	99.15	99.43
21	79.94	94.17	98.58	99.00	99.29	99.57
24	81.51	95.02	98.72	99.43	99.43	99.57

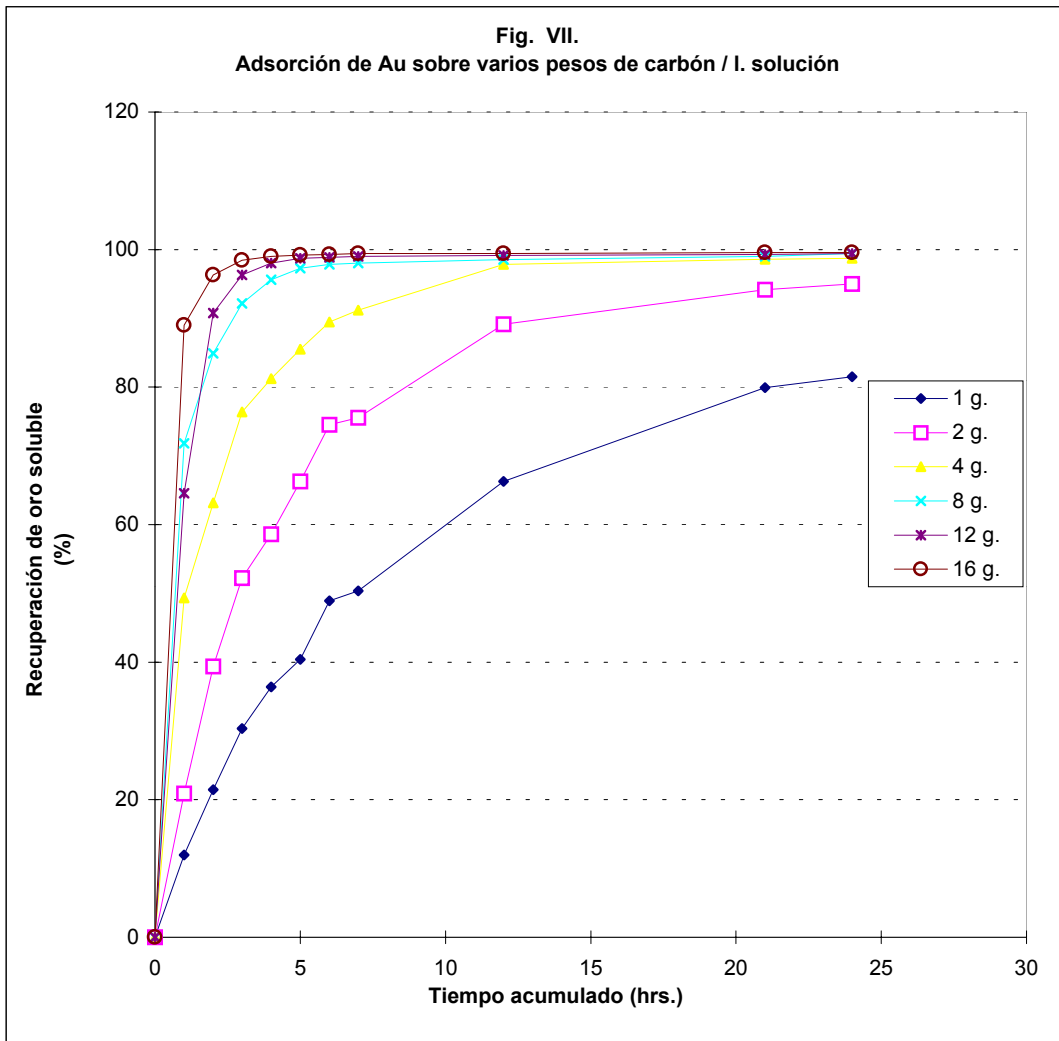


Fig. VIII
Curva de equilibrio
(4horas)

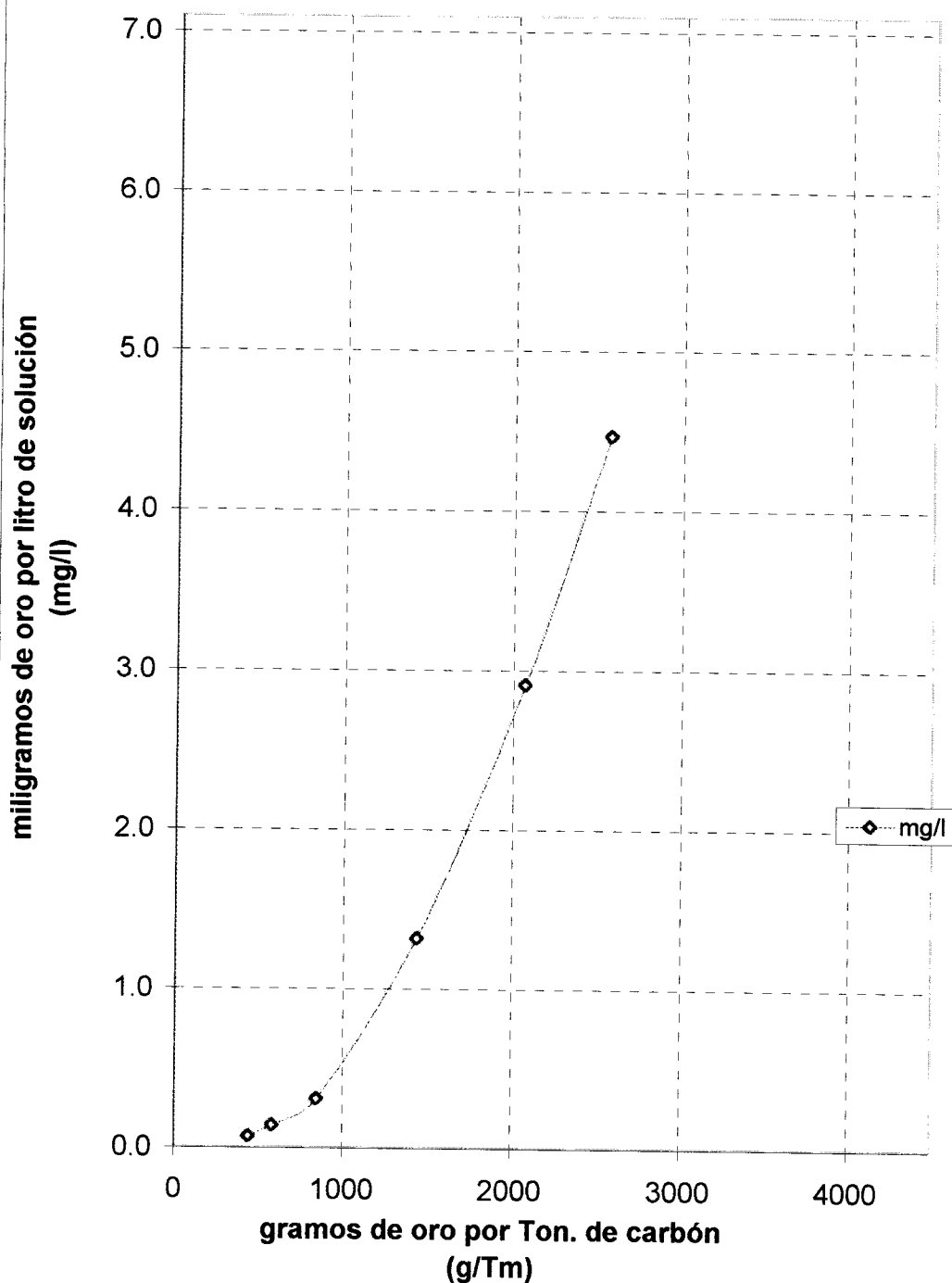
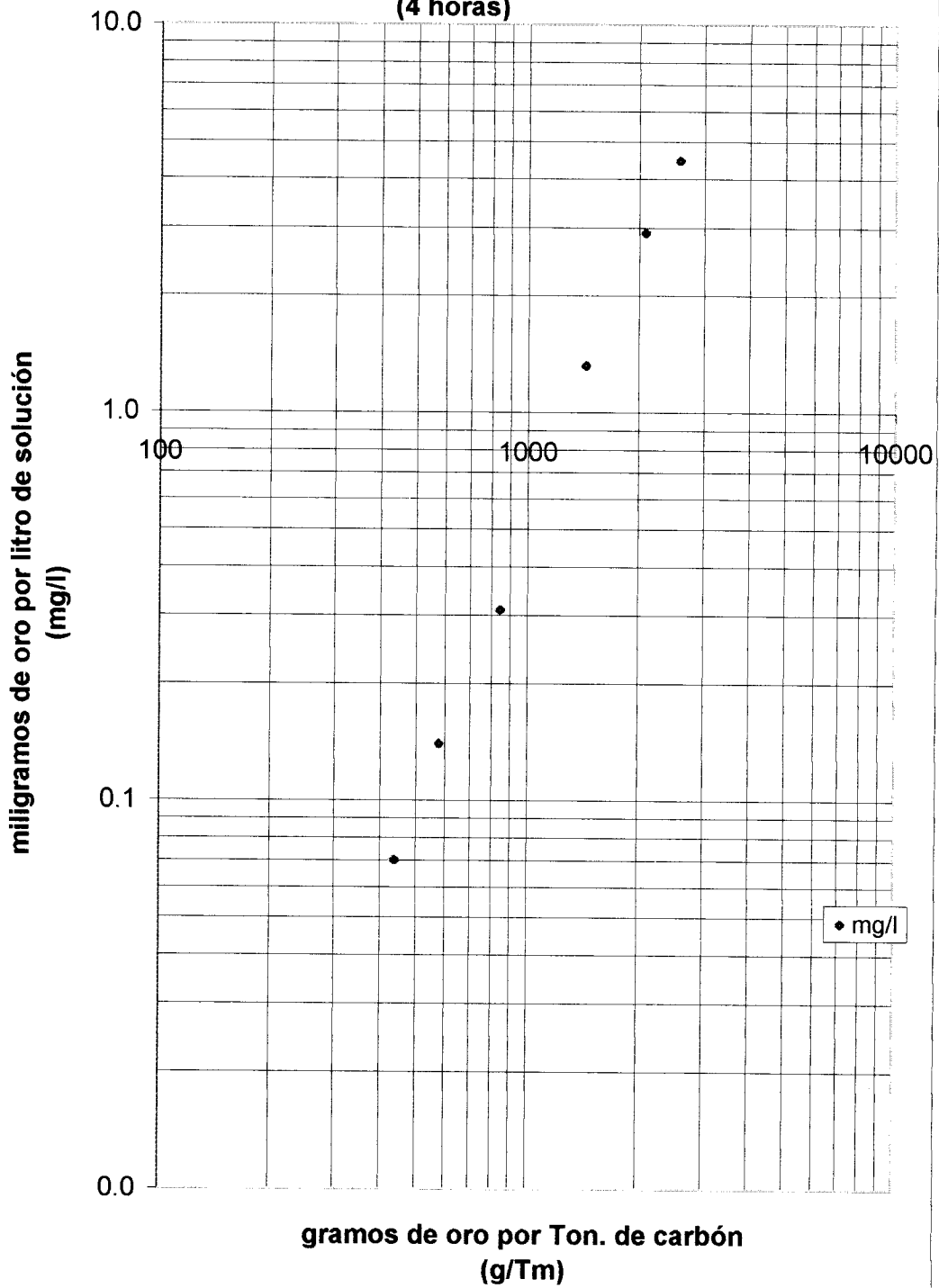


Fig. IX
(log-log)
Pendiente
(4 horas)



5.4 Análisis de los resultados

A.- Análisis de los resultados de las pruebas CIP cuando se varían las densidades de pulpa, manteniendo 3 gramos de carbón en c/u.

Los resultados se sintetizan en el gráfico de la figura IV, en él, cada curva muestra la recuperación al cabo de cierto tiempo establecido (12.0 - 13.6 - 14.0 - 21.0 - 24.0) para cada una de las densidades (1300, 1400, 1450, 1500 y 1550 Kg/m³).

Por ejemplo, analizando la curva inferior, el punto más alto indica que la recuperación al cabo de **12 horas** de la prueba para una pulpa de 1300 Kg/m³ fue de 94.16 %. En cambio el punto más bajo (final) indica que la recuperación obtenida al cabo del mismo tiempo fue de 84.93 % cuando la densidad era de 1550 Kg/m³.

Analizando ésta curva se puede apreciar una marcada diferencia de la recuperación en función de la densidad, claramente se nota que ésta decrece a medida que el contenido de sólidos aumenta en la solución.

Por el contrario, al analizar la curva superior (**24 horas**), el punto más alto indica que la recuperación de la prueba con densidad 1300 Kg/m³ fue de 95.05 %. Mientras que el punto final de ésta misma curva indica que la recuperación de la prueba con densidad de 1550 Kg/m³ fue de 94.36 %, estableciendo solamente una diferencia de 1.7 % para pulpas con valores extremos de densidades.

Tomando como referencia solamente los puntos del ejemplo, se deduce que se obtiene una mejor recuperación para ambas pruebas luego de transcurridas las **24 horas**, sin embargo cabe indicar que éstos puntos extremos de densidades no son aconsejables; se ha comprobado que en un circuito CIP el carbón en una pulpa con densidad baja tiende a flotar en la misma, evitando así el contacto de la pulpa con la superficie de éste, de igual manera cuando se trabaja con densidades de pulpa altas, como del orden de los 1550 Kg/m^3 , resultará dificultoso la agitación o aireación de la misma sumando a esto que el carbón no tendrá la suficiente libertad de movimiento evitando así exponer aleatoriamente su superficie en la pulpa para efectos de la adsorción.

Lo más recomendable de acuerdo a la experiencia y lo que se sugiere de éste trabajo es operar los circuitos de CIP con densidades de pulpa que fluctúen entre los 1300 y 1430 Kg/m^3 . Sin embargo, hay que tomar en consideración que con pulpas muy diluídas es posible que el carbón activado no mantenga el contacto deseado cuando se agite con inyección de aire, por lo tanto, un rango de densidad para evitar esta situación sería $1370\text{-}1420 \text{ Kg/m}^3$.

B.- Análisis variando dosis de carbón, manteniendo densidad de pulpa.

En las tablas 5.3.1, 5.3.2 y 5.3.3 se resume el procedimiento para determinar la constante de equilibrio (m) de la ecuación de Freundlich

obtenida a partir de las pruebas efectuadas con 1,2,4,8,12 y 16 g. de carbón nuevo respectivamente por cada litro neto de solución rica que posee la pulpa analizada; de los resultados obtenidos en las tablas VI y VII se puede concluir que cuando aumenta la dosis de carbón se incrementa la velocidad de recuperación de oro. Con la determinación de la constante de equilibrio “m” igual a 4.18×10^{-8} (tabla 5.3.3) puede aplicarse el procedimiento de etapas en contracorriente visto en el capítulo I, por tanto, al analizar los resultados del procedimiento del Apéndice A, puede observarse comparando el proceso de 2 etapas con el de 3 etapas teóricas, que se obtendrá finalmente 8.5 y 9.0 Kg de carbón nuevo por m^3 de solución respectivamente, cantidades cercanas entre sí. Sin embargo, tomando en consideración la distribución de carbón por etapa, se escogería el de 3 etapas teóricas. Conociendo de la tabla 5.3.10 del Apéndice A que por cada 24 horas se tratan $181.44 m^3$ de pulpa ($142.1 m^3$ de solución), entonces la cantidad de carbón nuevo para tratar ese volumen de pulpa será de 1.28 Ton.

CAPÍTULO VI

PRUEBAS DE DESORCIÓN

6.1 Parámetros de las pruebas

Tal como se mencionó en el Capítulo V, el contacto del carbón activado con la pulpa (CIP) es efectuado en 4 tanques Pachucas de 16 m³ de capacidad c/u por medio de agitación con aire “*airlift*” proporcionado por un blower.

Estos Pachucas están dispuestos en cascada y para evitar el flujo de carbón junto con la pulpa en dirección de la gravedad se utilizan cedazos intertanques. La pulpa lixiviada ingresa por el primer Pachuca lo cual hace que el carbón presente en éste tanque sea el más cargado con oro, el mismo que al alcanzar una carga de oro predeterminada será separado de la pulpa por un dispositivo-tamiz que moverá a éstos en direcciones opuestas, es decir, dirigiendo el carbón cargado al área de *Desorción (Elución)* y retornando la pulpa al mismo tanque Pachuca.

Una cantidad de carbón fresco o regenerado similar a la recuperada es alimentada en el último tanque y tiene un flujo en contracorriente al flujo de la pulpa hasta llegar al 1^{er} Pachuca. (Ver fig. 1.8 del Capítulo I).

En el área de desorción el carbón cosechado pasa por un sistema de duchas-zaranda vibratoria (para remover residuos de madera, arena y materiales extraños) dirigiéndolo a un tanque plástico de 1 m³ de capacidad donde recibirá un tratamiento químico (lixiviación) con ácido clorhídrico diluído (2.5 % HCl) recirculando ésta solución durante dos horas.

Se neutraliza la acidez lavando el carbón con agua fresca hasta alcanzar un pH igual a 7. Con éste carbón se alimentan las columnas de acero inoxidable por las cuales recirculará la solución de cianuro de sodio cáustico conteniendo 1.0 % de NaOH y 1.0 % de NaCN proveniente del tanque de calentamiento de solución (capacidad 1.6 m³) con temperatura entre (85 y 95) °C y velocidad de flujo de solución entre (5 y 10) l/5 seg.

El proceso de Desorción “*Zadra*” descrito opera simultáneamente con la electrólisis, circuito que será descrito más adelante en el capítulo VII.

6.2 Ensayos de laboratorio

La Desorción de oro a partir de carbón cargado fue objeto de análisis con la finalidad de conocer las condiciones del circuito al variar parámetros de concentración de NaCN. Para el efecto se diseñaron algunas pruebas utilizando

para esto un calentador-agitador magnético, un quitasato, pHmetro e instrumentos tales como termómetros (150 °C), probetas y pipetas.

Diversas cantidades de carbón cargado y lixiviado conteniendo 4723.48 g/Tm se calientan a (85 – 97) °C en 500 ml de solución acondicionada de 1.0 % de NaCN y 1.0 % NaOH. De la misma manera en otra solución acondicionada de 0.1 % de NaCN y 1.0 % NaOH. Una pastilla magnética brinda la agitación deseada del carbón en la solución caliente.

Periódicamente se mide temperatura, pH y concentraciones de NaCN y NaOH, además se toman muestras para análisis de concentración de oro en la solución por vía absorción atómica.

Se mantiene la prueba hasta alcanzar la máxima recuperación de oro proveniente del carbón en la solución.

Las lecturas reportadas por el equipo de absorción atómica (en mg/l) son recalculadas para obtener gráficas de porcentaje de oro recuperado del carbón en la solución contra el tiempo acumulado.

Las tablas 6.2.1 y 6.2.2 muestran los parámetros de las pruebas:

Tabla # 6.2.1

Parámetros de las pruebas de desorción

	Símbolo	Valor	Unidad
Temperatura	T	90 - 97	°C
Presión (KPa)	P	atmosférica	-
Volúmen de solución	V ₀	500	cc
Grado de carbón cargado	L ₀	4723.48	g/Tm

Tabla # 6.2.2

**Concentración de oro en solución
de desorción**

G (g.)	L_{max} (mg/l)	S/L
0.2	1.89	0.0004
0.5	4.72	0.0010
1.2	11.34	0.0024

6.3 Resultados

Los resultados se detallan en las tablas VIII, IX, X, XI, XII y XIII.

Las siguientes relaciones se utilizaron para el cálculo de los valores de las tablas:

$$L_{\max} = (L_o * G) / V_o \quad [6.3.1]$$

$$\text{Valor (\%)} = (L_i / L_{\max}) * (V_o / V_i) * 100 \quad [6.3.2]$$

$$S/L = G / V_o \quad [6.3.3]$$

donde:

L_{\max} es la concentración máxima de oro a ser recuperado del carbón en la solución en mg/l,

L_o es la ley ensayada del carbón en g/Tm,

G es la cantidad de carbón en gramos para cada prueba,

V_o es el volúmen inicial de la solución acondicionada en cc,

L_i es la concentración de oro recuperada del carbón en la solución en mg/l en el tiempo establecido y

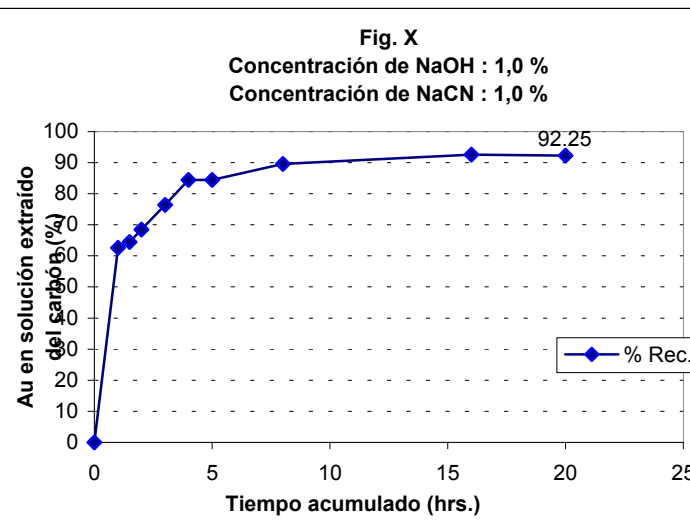
V_i es el volumen en cc para cada tiempo establecido.

S/L es la relación de gramos de carbón por volumen de solución.

Desorción de 0.2 g. de carbón en 0.5 l. de solución

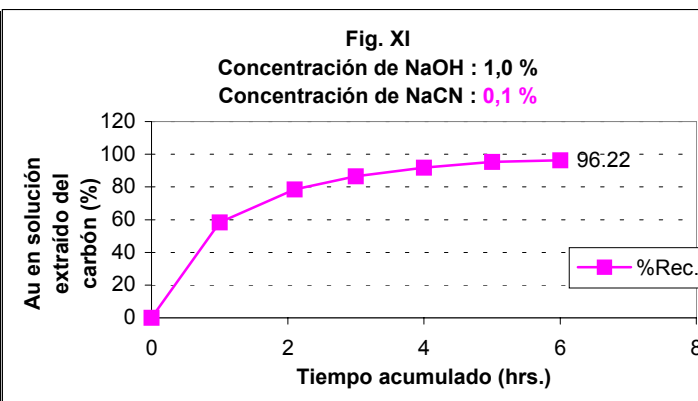
Tabla VIII

Tiempo acum. (hrs.)	Temp. (°C)	NaOH (1.0%)	NaCN (1.0%)	Adición NaOH (grs.)	Adición NaCN (grs.)	Vol. soluc. (cc)	Ley Au (mg/lit)	Recup. (%)
		0.00		5.00				
	78	1.03	0.00		5.00			
	85	1.61	1.01					
0.0		Se agrega 0.2 grs. carb.				500.0	0.00	0.00
1.0	91		1.00			497.0	1.19	62.61
1.5						495.5	1.23	64.51
2.0						494.0	1.31	68.50
3.0	92		0.90		0.50	491.0	1.47	76.40
4.0	94					489.5	1.63	84.46
5.0	94		0.93		0.35	486.5	1.64	84.46
8.0	92		0.86		0.70	483.5	1.75	89.57
16.0	94	1.61	0.70		1.50	480.5	1.82	92.57
20.0	95		0.85			477.5	1.83	92.25
Adición total de NaCN					8.05 grs. de NaCN			
Consumo de NaCN					19.00 Kgs. NaCN / Kgs. carbón			



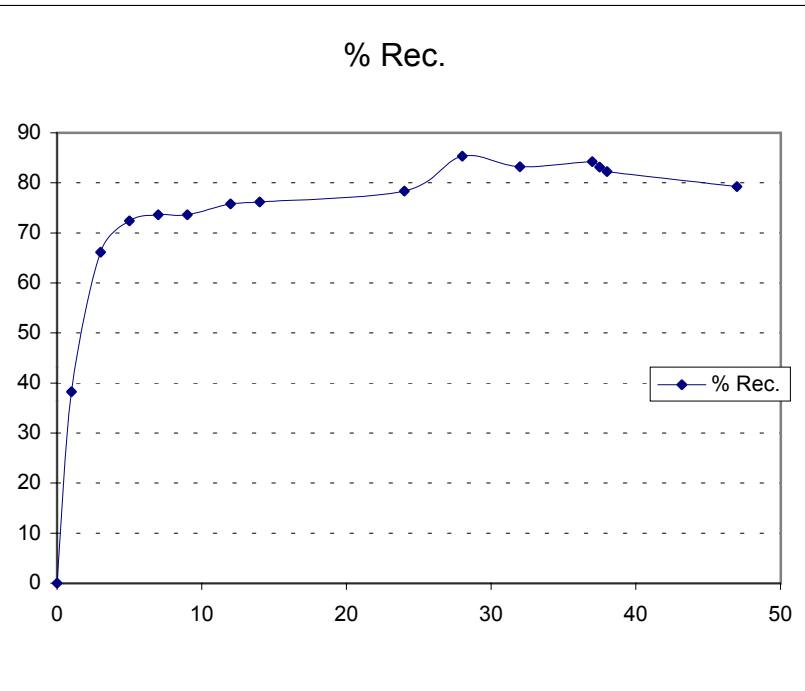
Desorción de 0.2 g. de carbón en 0.5 l. de solución

Tabla IX								
Tiempo Acum. (hrs.)	Temp. (°C)	NaOH (1.0%)	NaCN (0,1%)	Adición NaOH (g.)	Adición NaCN (g.)	Vol. soluc. (cc)	Ley Au (mg/lit)	Recup. (%)
		0.00		5.00				
			0.00		0.50			
0.0	96	1.04	Se agrega 0.2 g. carb.			500.0	0.00	0.00
1.0	97		0.10			497.0	1.11	58.40
2.1	97		0.09		0.05	494.0	1.50	78.44
3.0						492.5	1.66	86.54
4.0	97		0.09		0.05	489.5	1.77	91.71
5.0		1.15	0.11			486.5	1.85	95.27
6.0	97.0	1.19	0.09			483.5	1.88	96.22
Adición total de NaCN					0.60 grs. de NaCN			
Consumo de NaCN					0.75 Kgs. NaCN / Kgs. carbón			



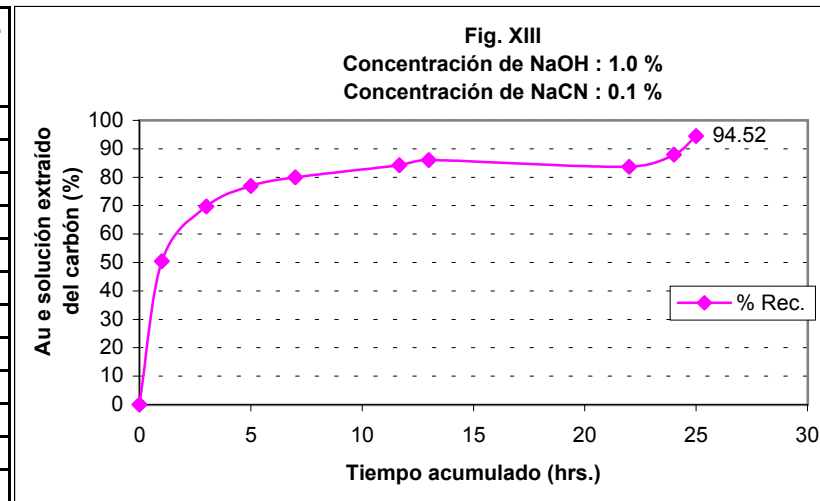
Desorción de 0.5 g. de carbón en 0.5 l. de solución

Tabla X								
Tiempo Acum. (hrs.)	Temp. (°C)	NaOH (1.0%)	NaCN (1.0%)	Adición NaOH (g.)	Adición NaCN (g.)	Vol. soluc. (cc)	Ley Au (mg/lit)	Recup. (%)
		0.00		5.00				
		0.95		0.25				
		1.63	0.00		5.00			
0.00	72.0		1.01	Se agrega 0.5 g.C		500.0	0.00	0.00
1.00	94.0					499.0	1.81	38.24
3.00	94.0		0.92		0.40	496.0	3.15	66.15
5.00	97.0		0.84		0.80	493.0	3.47	72.43
7.00	91.0		0.95		0.25	490.0	3.55	73.65
9.00			0.85		0.75	487.0	3.57	73.61
12.00	91.0		0.83		0.85	484.0	3.70	75.83
14.00	91.0					482.5	3.73	76.20
24.00	95.0	1.45	0.50		2.50	479.5	3.86	78.37
28.00	96.0		0.78		1.10	476.5	4.23	85.34
32.00	96.5	1.61	0.79		1.05	473.5	4.15	83.20
37.00	96.5		0.80		1.00	470.5	4.23	84.27
37.50			0.87		0.65	467.5	4.20	83.14
38.00						466.0	4.17	82.28
47.00	96.0		0.65			464.5	4.03	79.26
Adición total de NaCN					14.35 grs. de NaCN			
Consumo de NaCN					22.20 Kgs. NaCN / Kgs. carbón			



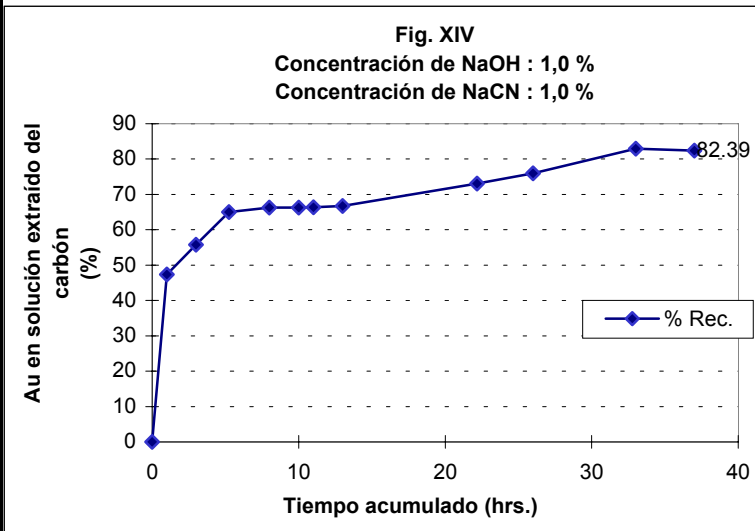
Desorción de 0.5 g. de carbón en 0.5 l. de solución

Tabla XI								
Tiempo Acum. (hrs.)	Temp. (°C)	NaOH (1.0%)	NaCN (0.1%)	Adición NaOH (g.)	Adición NaCN (g.)	Vol. soluc. (cc)	Ley Au (mg/lt)	Recup. de Au %
		0.00		5.12				
			0.00		0.50			
0.00	83.0	1.00	0.10	Se agrega 0.5 g.C		500.0	0.00	0.00
1.00	98.0	1.13	0.11			497.0	2.40	50.51
3.00	96.5		0.09		0.05	494.0	3.33	69.65
5.00	97.0		0.09		0.05	491.0	3.70	76.92
7.00						489.5	3.86	80.00
11.67	96.0		0.06		0.20	486.5	4.09	84.25
13.00		1.15	0.10		0.05	483.5	4.20	85.98
22.00		1.11	0.06		0.20	482.0	4.10	83.68
24.00	97.5					481.0	4.32	87.98
25.00	96.5	1.30	0.10			478.0	4.67	94.52
Adición total de NaCN					1.05 grs. de NaCN			
Consumo de NaCN					1.10 Kgs. NaCN / Kgs. carbón			



Desorción de 1.2 g. de carbón en 0.5 l. de solución

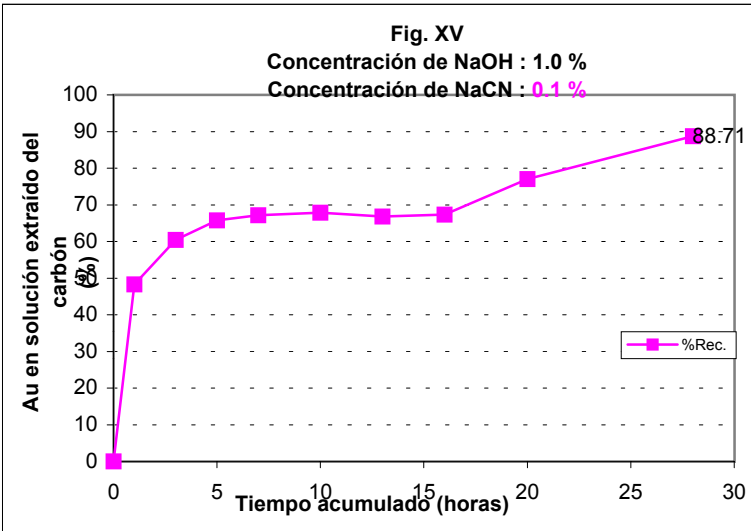
Tabla XII								
Tiempo Acum. (hrs.)	Temp. (°C)	NaOH (1.0%)	NaCN (1.0%)	Adición NaOH (g.)	Adición NaCN (g.)	Vol. soluc. (cc)	Ley Au (mg/lt)	Recup. (%)
		0.00		5.00				
		0.95		0.25				
	70		0.00		5.00			
	88	1.45	1.01					
0.00		Se agrega 1.2 g. carb.				500.0	0.00	0.00
1.00	98		0.95		0.25	497.0	5.40	47.35
3.00	96		0.86		0.70	494.0	6.40	55.78
5.25	94		0.83		0.85	491.0	7.50	64.97
8.00	92		0.86		0.70	488.0	7.70	66.29
10.00	94		0.91		0.45	485.0	7.75	66.31
11.00	94		0.94		0.30	482.0	7.80	66.33
13.00	95		0.88		0.60	479.0	7.90	66.76
22.17	95	1.62	0.60		2.00	476.0	8.70	73.06
26.00	95		0.98		0.10	473.0	9.10	75.94
33.00	95		0.86		0.70	470.0	10.00	82.92
37.00	94		0.85			467.0	10.00	82.39
Adición total de NaCN					11.65 grs.			
Consumo de NaCN					6.17 Kgs. NaCN / Kgs. carb.			



Desorción de 1.2 g. de carbón en 0.5 l. de solución

Tabla XIII

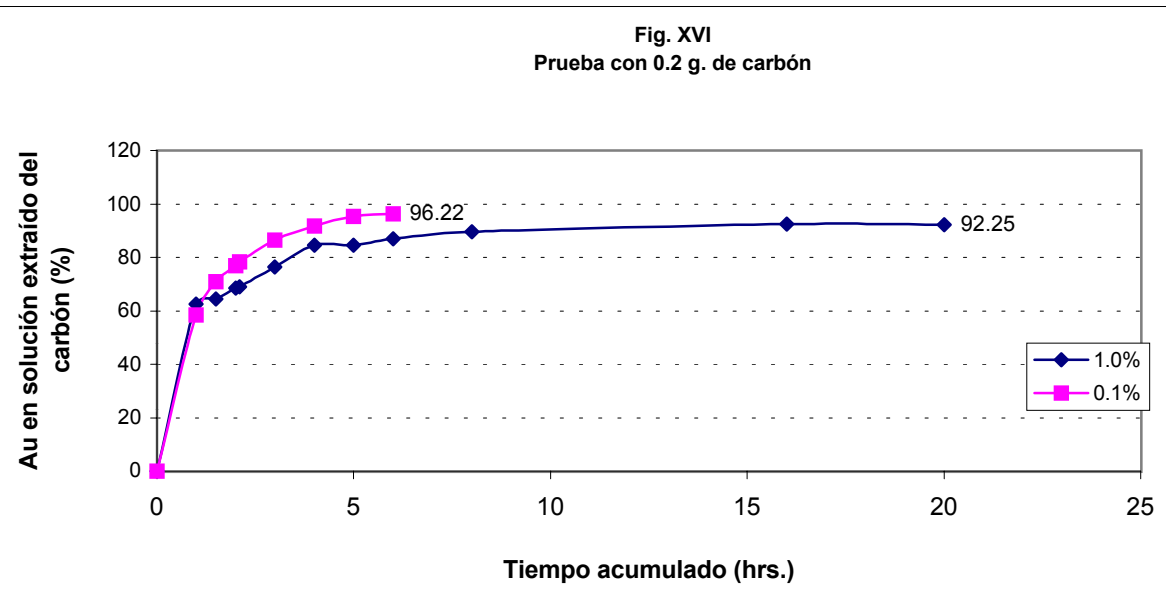
Tiempo Acum. (hrs.)	Temp. (°C)	NaOH (1.0%)	NaCN (0.1%)	Adición NaOH (g.)	Adición NaCN (g.)	Vol. soluc. (cc)	Ley Au (mg/lit)	Recup. Au (%)
		0.00		5.03				
	72	1.01	0.00		0.50			
	87	1.04	0.10					
0.00		Se agrega 1.2 g. carb.				500.0	0.00	0.00
1.00	96	1.10	0.10	0.00	0.00	497.0	5.51	48.31
3.00	95		0.08		0.10	494.0	6.93	60.40
5.00	94	1.15	0.08	0.00	0.10	491.0	7.59	65.75
7.00						489.5	7.78	67.19
10.00						488.0	7.88	67.84
13.00	94	1.24	0.05	0.00	0.25	485.0	7.81	66.83
16.00	94		0.09		0.05	483.5	7.89	67.30
20.00	95	1.30	0.10	0.00	0.00	480.5	9.09	77.06
28.00	94	1.33	0.09	0.00		477.5	10.53	88.71
Adición total de NaCN					1.00 grs. de NaCN			
Consumo de NaCN					0.46 Kgs. NaCN / Kgs. carb.			



Relación entre pruebas con diferentes concentraciones de NaCN

Tabla. XIV

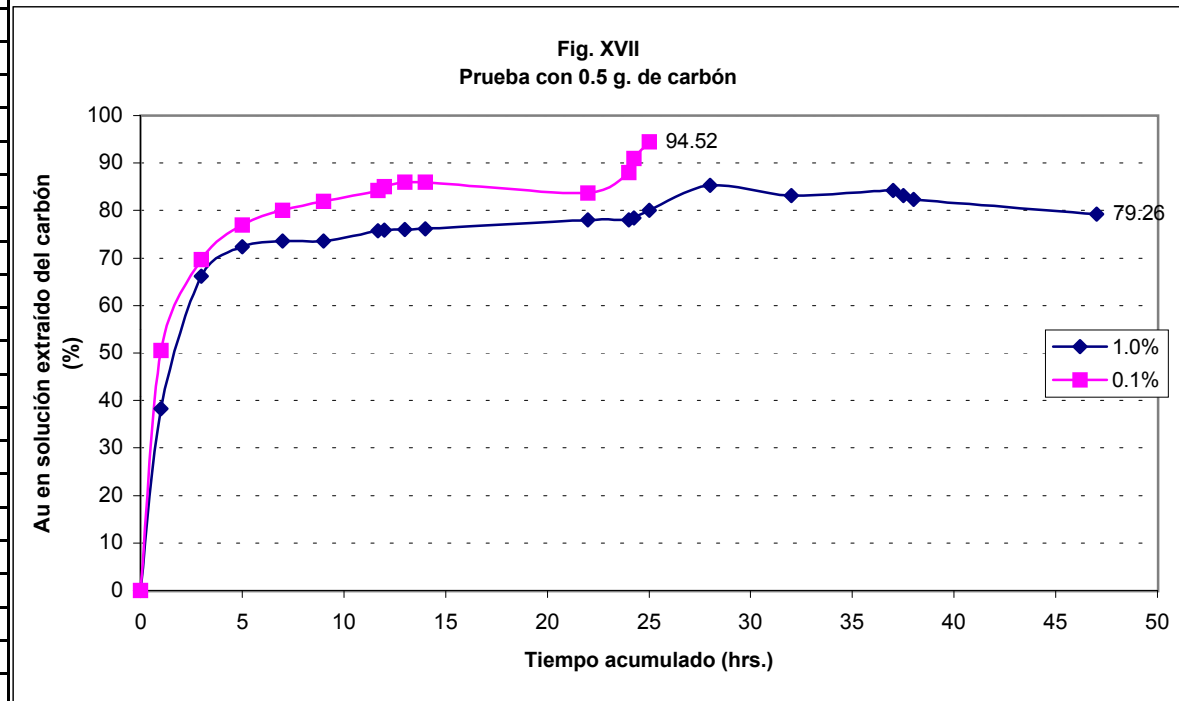
Tiempo Acum. (hrs.)	Recuperación de Au (%)	
	Concentración de NaCN	
	1.0%	0.1%
0.0	0.00	0.00
1.0	62.61	58.40
1.5	64.51	71.00
2.0	68.50	77.00
2.1	69.00	78.44
3.0	76.40	86.54
4.0	84.46	91.71
5.0	84.46	95.27
6.0	87.00	96.22
8.0	89.57	
16.0	92.57	
20.0	92.25	
Consumo de NaCN	(Kg NaCN / Kg carb.)	
	19.0	0.75



Relación entre pruebas con diferentes concentraciones de NaCN

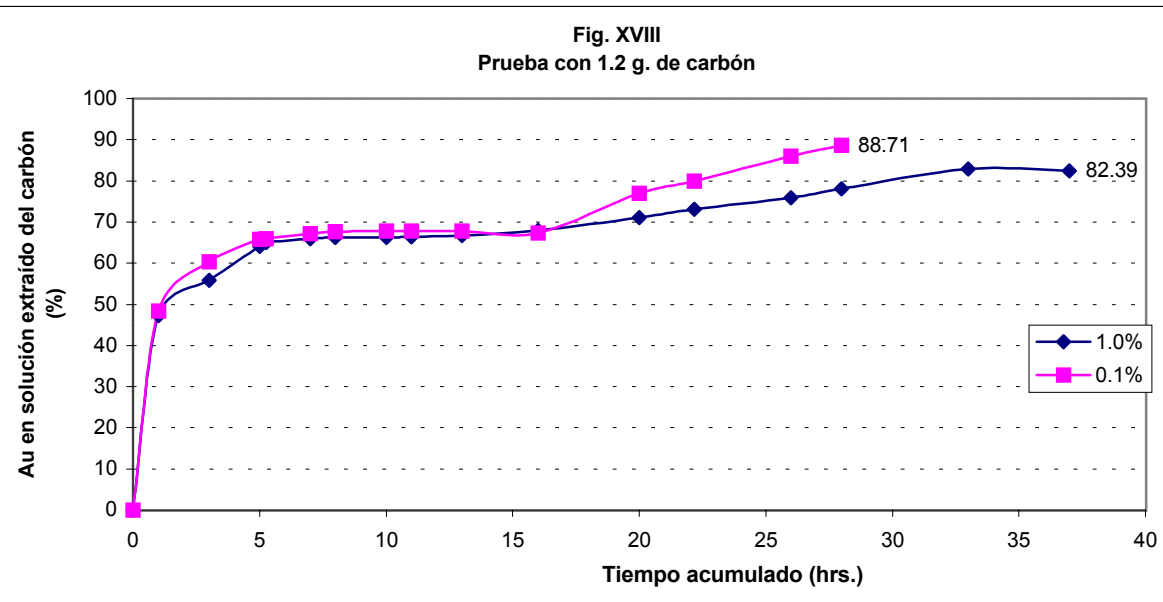
Tabla. XV

Tiempo Acum. (hrs.)	Recuperación de Au (%)	
	Concentración de NaCN	
	1.0%	0.1%
0.00	0.00	0.00
1.00	38.24	50.51
3.00	66.15	69.65
5.00	72.43	76.92
7.00	73.65	80.00
9.00	73.61	82.00
11.67	75.80	84.25
12.00	75.83	85.00
13.00	76.00	85.98
14.00	76.20	86.00
22.00	78.00	83.68
24.00	78.00	87.98
24.25	78.37	91.00
25.00	80.00	94.52
28.00	85.34	
32.00	83.20	
37.00	84.27	
37.50	83.14	
38.00	82.28	
47.00	79.26	
Consumo de NaCN	(Kg NaCN / Kg carb.)	
	22.2	1.1



Relación entre pruebas con diferentes concentraciones de NaCN

Tiempo Acum. (hrs.)	Recuperación de Au (%)	
	Concentración de NaCN	
	1.0%	0.1%
0.00	0.00	0.00
1.00	47.35	48.31
3.00	55.78	60.40
5.00	64.00	65.75
5.25	64.97	66.00
7.00	66.00	67.19
8.00	66.29	67.70
10.00	66.31	67.84
11.00	66.33	67.80
13.00	66.76	67.83
16.00	68.00	67.30
20.00	71.00	77.06
22.17	73.06	80.00
26.00	75.94	86.00
28.00	78.00	88.71
33.00	82.92	
37.00	82.39	
Consumo de NaCN	(Kg NaCN / Kg carb.)	
	6.2	0.46



6.4 Análisis de los resultados de las pruebas de Desorción

Se realizaron seis (6) pruebas de desorción empleando contenidos de carbón de 0.4, 1.0 y 2.4 gramos de carbón (enriquecido) por litro de solución, a cada uno de éstos contenidos se los trabajó en concentraciones de 1.0 % de Na(OH) cantidad mantenida (fija) en todas las pruebas mientras que el contenido de Cianuro de Sodio (NaCN) para la desorción fue variado con la finalidad de analizar su efecto en ésta operación, aplicando dos concentraciones distintas para cada una de las pruebas; las concentraciones probadas fueron de 0.1 % y 1.0 %. Los resultados que muestran los efectos de la desorción debido a las dos concentraciones de cianuro utilizadas se presentan en un mismo gráfico (figuras XVI, XVII y XVIII), de los mismos se puede concluir que cuando fue utilizada la menor concentración de cianuro (0.1%) para desorber el carbón la desorción fue más rápida y ligeramente superior que cuando se utilizaba la tradicional concentración de 1.0 % empleada en ésta planta. De igual manera, se observa que los consumos de NaCN para las pruebas con concentraciones de 0.1 % de NaCN son mucho menores comparadas con los consumos de las pruebas de 1.0 % de concentración de NaCN, lo que equivale a una considerable reducción en los costos de operación.

CAPÍTULO VII

PRUEBAS DE ELECTRODEPOSICIÓN

7.1 Parámetros de las pruebas

En el Capítulo VI se describió brevemente el proceso de Desorción de la Planta Sodirec S.A., fue mencionado además, que el mismo opera simultáneamente con la electrólisis, originando así un circuito de Desorción y electrodeposición continuo de oro y plata cargado en el carbón activado.

El circuito a más de contar con las columnas de desorción y el tanque de calentamiento, está provisto con dos celdas electrolíticas circulares de fibra de vidrio con capacidad de 1 m³ cada una y un rectificador de corriente.

Las celdas electrolíticas tienen cada una, ánodos y cátodos contruídos con platinas de acero inoxidable, éste último recubierto además con lana de acero #

1 (lustre). Ambos ánodo (+) y cátodo (-) están conectados al rectificador el cual brinda corriente y voltaje promedios de 6 y 150, amperios y voltios respectivamente.

En el circuito descrito, la solución de lixiviación caliente pasa por el carbón que está contenido en las columnas. La *solución rica* resultante luego pasa desde la última columna a las celdas electrolíticas donde la solución es reextraída de sus metales preciosos por electrólisis. La *solución estéril* (barren) resultante es retornada al tanque de calentamiento de solución para recalentar y luego recircular.

Esta elución y electrólisis simultánea se prolonga hasta después de alcanzar valores de solución rica y barren mínimos tales como 3 y 2 ppm respectivamente, momento en el cual se baja la temperatura a 70 °C para la adición de alcohol (20% en volúmen) el mismo que ayudará a extraer el oro aún presente en el carbón.

Al finalizar el proceso, el carbón es lavado y enviado a su posterior regeneración térmica (600 °C).

7.2 Ensayos de Electrodeposición

La electrólisis de oro a partir de una solución impregnada (rica) de 102.3 ppm de oro en promedio proveniente de la desorción fue investigada con el objeto de conocer el comportamiento al variar amperaje, voltaje y el uso de lana de acero por malla de acero inoxidable. Para el efecto se utilizó un dispositivo magnético

para agitar la solución, un vaso de precipitación (500 ml), un pHmetro, un adaptador de corriente, un multímetro, malla de acero inoxidable # 100.

Se construyeron tanto el ánodo como el cátodo de malla de ac. inox. # 100, los mismos que son sumergidos en la solución impregnada (500 ml).

Los terminales del adaptador de corriente (-) y (+) son conectados al cátodo y ánodo respectivamente. Luego se suministra corriente mientras la solución es agitada con el dispositivo magnético.

Se realizan toma de muestras periódicas para medir la concentración de la alícuota residual así como consumo de NaCN y NaOH.

Con los valores obtenidos se plotean las curvas en gráficos mostrando el porcentaje de recuperación contra el tiempo acumulado.

Las tablas # 7.2.1 y 7.2.2 muestran las condiciones y concentraciones de las soluciones utilizadas:

Tabla # 7.2.1

**Condiciones de las soluciones
de electrowinning**

	(%)	(%)
NaCN	1.0	0.1
NaOH	1.0	1.0
pH	> 12.0	> 12.0

Tabla # 7.2.2

Concentración de oro en soluciones de electrowinning

1.0 % NaCN							
ppm							
Prueba #	1	2	3	4	5	6	promedio
	97.0	95.1	96.0	99.4	99.6	99.4	97.8
0.1% NaCN							
ppm							
Prueba #	1	2	3	4	5	6	promedio
	109.0	105.2	106.4	106.7	107.6	106.9	107.0
1.0 % NaCN (adición de etanol de 70°)							
ppm							
Prueba #	1	2	3	4	5	prom.	
	96.3	96.0	96.0	98.6	97.4	96.9	

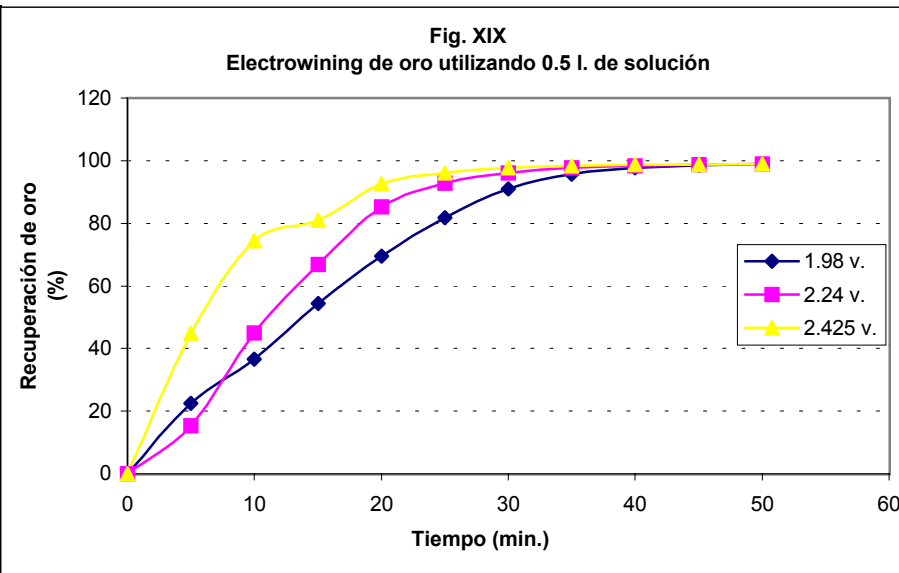
7.3 Resultados

Los resultados se detallan en las tablas: XVII, XVIII, XIX y XX incluyendo los gráficos para el respectivo análisis.

Electrowinning con 1.0 % de NaCN y 1.1 amp.

Tabla. XVII

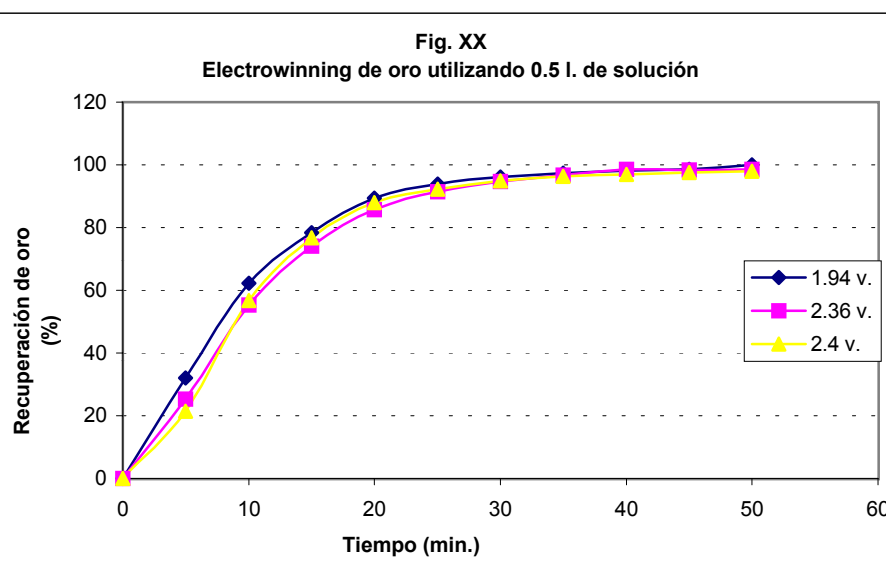
Tiempo (min.)	1.0 % NaCN 1.1 amp.		
	1.98 v. (%)	2.24 v. (%)	2.425 v. (%)
0	0.00	0.00	0.00
5	22.54	15.26	44.78
10	36.65	45.07	74.34
15	54.40	66.85	81.00
20	69.42	85.30	92.64
25	81.83	92.85	96.18
30	91.07	96.00	97.73
35	95.75	97.74	98.42
40	97.71	98.41	98.78
45	98.56	98.74	98.83
50	98.91	98.85	98.92



Electrowinning de oro con 1.0 % de NaCN y 1.2 amp.

Tabla. XVIII

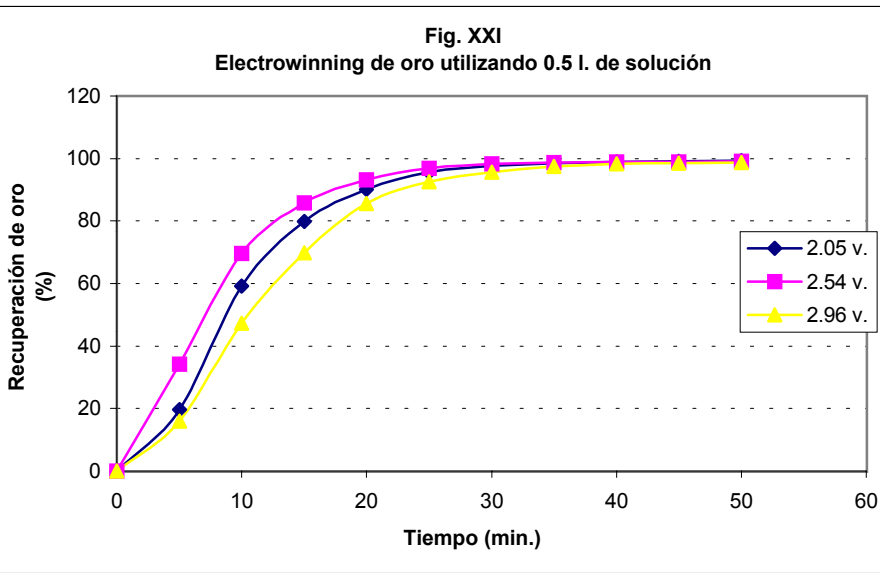
Tiempo (min.)	1.0 % NaCN 1.2 amp.		
	1.94 v. (%)	2.36 v. (%)	2.4 v. (%)
0	0.00	0.00	0.00
5	32.13	25.39	21.51
10	62.32	55.34	56.76
15	78.30	74.10	76.73
20	89.43	85.66	87.87
25	93.85	91.37	92.18
30	96.04	94.74	94.82
35	97.27	96.73	96.24
40	98.07	98.55	96.97
45	98.57	98.43	97.50
50	99.94	98.67	97.90



Electrowinning de oro con 0.1 % de NaCN y 0.8 amp.

Tabla.XIX

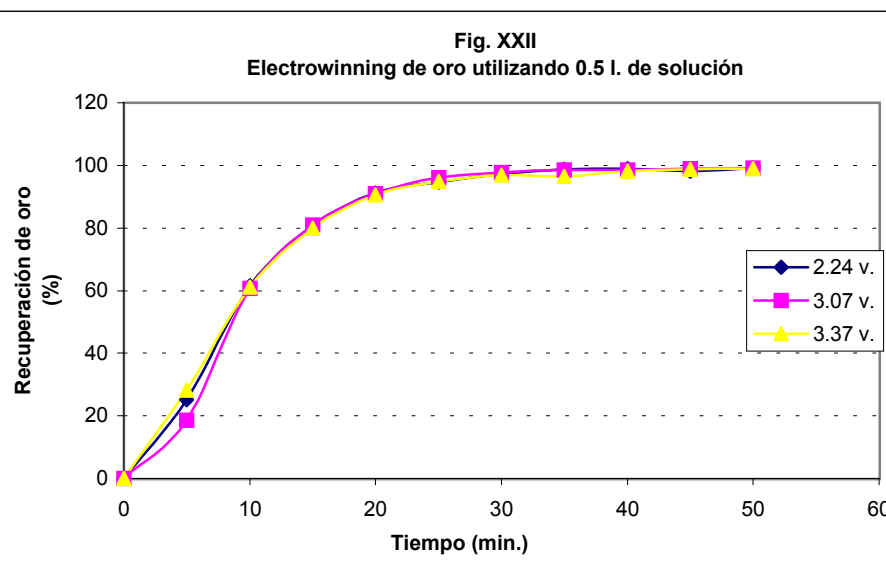
Tiempo (min.)	0.1 % NaCN 0.80 amp.		
	2.05 v. (%)	2.54 v. (%)	2.96 v. (%)
0	0.00	0.00	0.00
5	19.58	34.27	16
10	59.28	69.59	47.36
15	79.9	85.9	69.8
20	90.2	93.27	85.68
25	95.59	96.96	92.64
30	97.64	98.27	95.73
35	98.46	98.76	97.4
40	98.87	98.85	98.26
45	99.13	98.9	98.57
50	99.22	99.03	98.75



Electrowinning de oro con 0.1 % de NaCN y 1.3 amp.

Tabla. XX

Tiempo (min.)	0.1 % NaCN 1.3 amp.		
	2.24 v. (%)	3.07 v. (%)	3.37 v. (%)
0	0.00	0.00	0.00
5	25.09	18.55	28.25
10	61.61	60.80	61.10
15	80.80	81.00	80.00
20	91.09	90.89	90.61
25	94.61	96.12	94.77
30	97.33	97.78	96.97
35	98.66	98.56	96.59
40	98.86	98.59	98.14
45	98.11	98.93	98.69
50	99.15	99.15	98.90



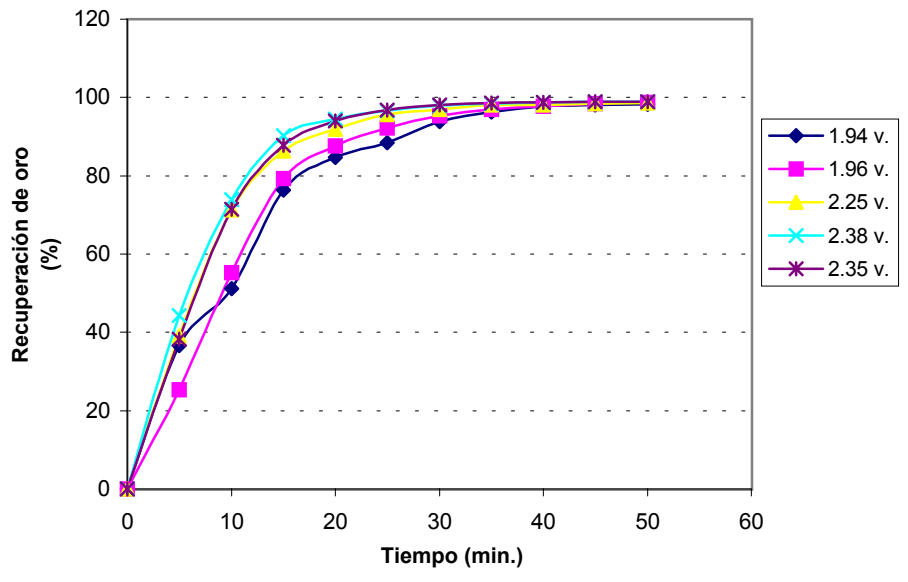
Electrowinning de oro con adición de etanol de 70°, 1.0 % de NaCN

Tabla. XXI

Tiempo (min.)	1.0 % NaCN				
	% de recuperación de oro				
	0.71 amp. 1.94 v.	0.95 amp. 1.96 v.	1.07 amp. 2.25 v.	1.18 amp. 2.38 v.	1.34 amp. 2.35 v.
0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	36.62	25.29	39.07	44.38	38.25
10	51.2	55.24	71.31	73.83	71.41
15	76.37	79.31	86.24	90.2	87.81
20	84.76	87.65	91.8	94.43	93.94
25	88.45	92.27	95.62	96.7	96.81
30	93.82	95.29	96.96	97.9	98.04
35	96.25	96.94	98.1	98.46	98.62
40	97.69	97.8	98.17	98.7	98.77
45	98.05	98.45	98.42	98.83	98.94
50	98.32	98.72	98.63	98.91	98.93

Fig. XXIII

Electrowinning de oro lavando cátodo con alcohol



7.4 Análisis de las pruebas de Electrodeposición (Electrowinning).

Para la realización de las pruebas de electrowinning se tomó en cuenta la variación de parámetros tales como concentración de cianuro de sodio, amperaje y voltaje para encontrar la mejor combinación que hiciera posible la recuperación del complejo de cianuro de oro con la ayuda de la electrólisis en una celda tipo Zadra a partir de la solución rica obtenida de la desorción del carbón activado.

A continuación se resumen las condiciones de las pruebas realizadas:

Tabla # 7.4.1

Variación de condiciones de operación de las pruebas

	1.0 % NaCN					
Grupo de pruebas #	1			2		
Variación de amperaje	1.1 amp.			1.2 amp.		
Variación de voltaje	1.98 v.	2.24 v.	2.42 v.	1.94 v.	2.36 v.	2.4 v.

	0.1 % NaCN					
Grupo de pruebas #	3			4		
Variación de amperaje	0.8 amp.			1.3 amp.		
Variación de voltaje	2.05 v.	2.54 v.	2.96 v.	2.24 v.	3.07 v.	3.37 v.

Grupo de pruebas # 1:

En éste conjunto de pruebas se mantuvieron fijas las concentraciones de Cianuro e Hidróxido de Sodio en 1.0 % y 1.0 % respectivamente. La variación que se hizo fue del voltaje operando con promedios de: 1.98, 2.24 y 2.43 voltios. En lo posible se trató de mantener un amperaje igual a 1.0 pero se apreciaba un mínimo

aumento a medida que se aumentaba el voltaje, sin embargo, se tomó como referencia un promedio de los obtenidos igual a 1.1 amperios. En la fig. XIX se presentan tres curvas de recuperación de oro por electrodeposición, una de las cuales, la realizada a mayor voltaje (2.43 V) indica una rápida recuperación desde su inicio hasta alcanzar el 98.92 % a los 50 minutos, las otras dos pruebas conducidas a menor voltaje recuperan más lentamente el oro de la solución pero alcanzan niveles de recuperación similares a la lograda en la prueba previamente descrita, esto es alrededor del 99 %.

Grupo de pruebas # 2:

Se realizó éste otro conjunto de pruebas variando de igual manera los voltajes que son dados a continuación: 1.94, 2.36 y 2.40 voltios, pero ésta ocasión se incrementó el amperaje manteniéndolo luego con un promedio de 1.2 amperios. En la fig. XX se dan, al igual que en la prueba # 1, tres curvas, pero en ésta ocasión la que mejor se comporta tanto en rapidez como en recuperación final es la de 1.94 voltios, dando un 99.94 % de oro recuperado.

- Basándose en la descripción de éstas pruebas se determina que se obtiene una excelente recuperación (99.94 %) cuando se incrementa el amperaje y se opera con un voltaje mínimo (1.2 A – 1.94 V), sin embargo, por efectos de consumo excesivo de corriente se sugiere no exagerar con el incremento del amperaje para alcanzar una buena recuperación ya que aplicando un amperaje y voltaje menores como el de la prueba # 1 (1.1 A – 1.98 V) se

llegó a un resultado muy bueno (98.91%), es decir, con solo 1.03 % de diferencia en la recuperación de oro al cabo de los 50 minutos.

Grupo de pruebas # 3:

En vista de que el consumo de Cianuro en las pruebas 1 y 2 resultó ser elevado con el 1.0 % de concentración de NaCN, ésta vez se disminuyó la misma en 10 veces, es decir, a 0.1 % de NaCN y manteniendo 1.0 % de NaOH para determinar si era posible obtener resultados similares a dichas pruebas. De ésta manera se procedió a aplicar el mismo procedimiento que en la prueba # 1, es decir, se operó con un amperaje promedio de 0.80 A y los siguientes voltajes: 2.05, 2.54 y 2.96 voltios. En la fig. XXI se observa que las tres curvas lograron alcanzar resultados satisfactorios, de las cuales la más eficiente fue la de 2.05 voltios que experimentó 99.22 % de recuperación de oro.

Grupo de pruebas # 4:

Aquí se mantienen iguales las concentraciones de 0.1 % de NaCN y 1.0 % de NaOH, se variaron voltajes a: 2.24, 3.07 y 3.37 voltios, y se incrementó el amperaje manteniéndolo con un promedio de 1.3 amperios. En la fig. XXII dos de las tres curvas dan resultados similares y satisfactorios (99.15%) pero se prefiere la de 2.24 voltios en vista de consumir menos voltaje y ser la más eficiente.

- Los resultados de las pruebas 3 y 4 demuestran que sí es posible alcanzar recuperaciones como las de las pruebas 1 y 2 efectuadas a concentraciones

de 1.0 % si se disminuye la concentración de Cianuro a 0.1 % ya que se llega a resultados de recuperaciones similares.

- Ante la igualdad de recuperación de oro electrolítico entre diferentes condiciones de gasto energético y de reactivos se prefiere escoger la combinación de operaciones que menos gasto produce; de las pruebas efectuadas se desprende que dicha combinación tendría las siguientes condiciones:

- Conc. de NaCN : 0.1 %
- Volt. de oper. : 2.05 V.
- Amperaje : 0.8 A.

Debe tomarse en cuenta que la operación con malla de acero inoxidable permitió el repetido uso de la misma como cátodo en todas las pruebas y además el fácil manipuleo del producto recuperado, evitando de ésta manera la adición de ácidos, como se da en el caso de la lana de acero para la eliminación de impurezas, tales como el óxido de hierro.

Influencia de la activación del cátodo con etanol en la recuperación de oro electrolítico.

Era conocido que el lavado del cátodo con alcohol producía una mejora en la eficiencia de recuperación de oro electrolítico, por ésta razón se decidió realizar 5 pruebas rápidas utilizando ésta metodología, las condiciones de ensayo fueron 1.0% de Cianuro y Soda, amperaje promedio de 1.0 A y variación de voltaje, los resultados se presentan en la fig. XXIII de los mismos se procede a observar que la activación del cátodo por el alcohol provoca un incremento en la cinética de

recuperación si se comparan éstos resultados con las pruebas de recuperación efectuadas en condiciones similares; éste efecto debe tomarse en consideración y puede ser más efectivo en las condiciones reales de operación, esto es, por el uso de alcohol en las soluciones desorbidas y en condiciones de 70 o más grados centígrados de temperatura, condiciones que mejorarían el proceso de electrodeposición, en todo caso se presenta la inquietud para futuras investigaciones.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. La densidad de pulpa es un factor importante en la adsorción de oro en un circuito CIP, pues de acuerdo a la síntesis de las pruebas (Fig. IV, cap. V) es recomendable operar éstos circuitos con densidades de pulpa que fluctúen entre los 1300 y 1430 Kg/m³, rango en donde se observa una recuperación mayor al 90% en el transcurso del tiempo. Sin embargo, para evitar inconvenientes con el carbón en pulpas muy diluídas se sugiere un rango de densidades entre 1370-1420 Kg/m³.
2. Los resultados de las pruebas de adsorción posteriores, permiten concluir que mediante el incremento de la dosis de carbón, se incrementa la velocidad de adsorción de oro sobre carbón activado. Además, con la aplicación de la ecuación de *Freundlich* a los mismos se obtuvo una constante de equilibrio igual a 4.18×10^{-8} , encontrándose luego de análisis, que un sistema de tres etapas teóricas sería el adecuado para operar con las condiciones de las pruebas.
3. Las pruebas de desorción revelan que es posible llevar a cabo ésta operación con concentraciones de 0.1 % de NaCN, que comparadas con las de 1.0 % de NaCN aplicadas en ésta Planta para la desorción de carbón cargado, reflejan un mínimo consumo de éste reactivo, menor tiempo de operación y un ligero incremento en los porcentajes finales de recuperación de oro en la solución, permitiendo la reducción de los costos de operación y la optimización del circuito.

4. De los ensayos de electrodeposición realizados se concluye que, ante la igualdad de recuperación de oro electrolítico entre diferentes condiciones de gasto energético y de reactivos, se prefiere escoger la combinación de operaciones que menos gasto produce, por tal motivo se sugiere al igual que en la desorción operar con concentraciones de 0.1 % de NaCN y un rango de voltaje y amperaje menor a los aplicados actualmente, ya que las pruebas confirman su aplicación.

5. El uso de la malla de acero inoxidable no varió los resultados obtenidos en el electrowinning, además permitió la realización de varias pruebas debido a su fácil manipulación, operación que no se hubiera podido efectuar al usar lana de acero, ya que cada prueba requeriría de cierta cantidad de ésta así como la adición de ácidos para la eliminación de impurezas en el producto final, sustancia que degrada o corroe al material perdiendo su capacidad de reciclarlo.

APENDICES

Y

ANEXOS

APÉNDICE A

Procedimiento para determinar a partir de la constante de equilibrio “m” hallada, la cantidad de carbón activado nuevo necesario para un número de etapas establecido.

Del esquema de la figura 1.7 del Capítulo I se tiene:

$$Ls/Gs = (Y_0 - Y_{Np}) / (X_1 - X_{Np+1})$$

Asumiendo que se va a operar con carbón nuevo, entonces $X_{Np+1} = 0$, además considerando la ecuación de Freundlich se tiene que $X = (Y/m)^{1/n}$, por lo tanto, para un sistema de 2 etapas, $Np = 2$, entonces:

$$Ls/Gs = (Y_0 - Y_2) / (Y_1/m)^{1/n}$$

$$Ls/Gs = (Y_1 - Y_2) / (Y_2/m)^{1/n}$$

luego:

$$Y_1 = (Y_0 - Y_2) * (Y_2/Y_1)^{1/n} + Y_2$$

de igual manera para un sistema de 3 etapas, $Np = 3$, entonces:

$$Ls/Gs = (Y_0 - Y_3) / (Y_1/m)^{1/n}$$

$$Ls/Gs = (Y_1 - Y_3) / (Y_2/m)^{1/n}$$

$$Ls/Gs = (Y_2 - Y_3) / (Y_3/m)^{1/n}$$

luego:

$$Y_1 = (Y_0 - Y_3) * (Y_2/Y_1)^{1/n} + Y_3$$

$$Y_2 = (Y_0 - Y_3) * (Y_3/Y_1)^{1/n} + Y_3$$

Tabla 5.3.1
Datos de adsorción

g. carbón en 1000 cc	X g/Tm	Y
		ppm
		7.03
0.001	2560.0	4.47
0.002	2060.0	2.91
0.004	1427.5	1.32
0.008	840.0	0.31
0.012	574.2	0.14
0.016	435.0	0.07

Tabla 5.3.2

log(X) g/Tm	log(Y) ppm
3.41	0.65
3.31	0.46
3.15	0.12
2.92	-0.51
2.76	-0.85
2.64	-1.15

Tabla 5.3.3
Valor de "m"

X	1427.5
Y	1.32
n	2.38
m = Y/X ⁿ	4.18E-08
1/n	0.42

Tabla 5.3.4
Búsqueda de Y₁

2 etapas	
	Y ₁ ppm
1.80	1.85
1.85	1.83
1.83	1.83

Tabla 5.3.5
Búsqueda de Y₁

3 etapas		
	Y ₂ ppm	Y ₁ ppm
4.28	1.30	4.29
4.29	1.30	4.28
4.28	1.30	4.29

Tabla 5.3.6

Ls ₁ /Gs	0.0042 T/m ³
Ls ₂ /Gs	0.0043 T/m ³
Total	0.0085 T/m³

Tabla 5.3.7

Ls ₁ /Gs	0.003 T/m ³
Ls ₂ /Gs	0.003 T/m ³
Ls ₃ /Gs	0.003 T/m ³
Total	0.009 T/m³

Tabla 5.3.8
Adsorción por etapa

X ₁	1639.57 g/Tm
X ₂	415.0 g/Tm

Tabla 5.3.9
Adsorción por etapa

X ₁	2343.3 g/Tm
X ₂	1419.8 g/Tm
X ₃	415.0 g/Tm

Tabla 5.3.10

Condiciones de Operación

Graved. Especif.	2.8 [g/cc]
densidad	1390 [kg/m ³]
densidad	1.39 [Ton/m ³]
%s	44%
%l	56%
Flujo pulpa (relave)	10.5 lts. pulpa / 5 seg.
Volumen pulpa/hora	7560 lts. pulpa / 1 horas
m³ pulpa	181.44 m ³ pulpa / 24 horas
TMS	110.1 TMS / 24 horas
m³ solución (Gs)	142.1 m ³ solución / 24 horas
Ls/Gs	0.009 Ton. carb.nuevo / m ³ sol.
Ls	1.28 Ton. carb.nuevo / 142.1 m ³ solución



Foto 1. Pruebas de carbón en pulpa (CIP) en botella.

Foto 2. Instrumentación para pruebas de desorción de carbón cargado.



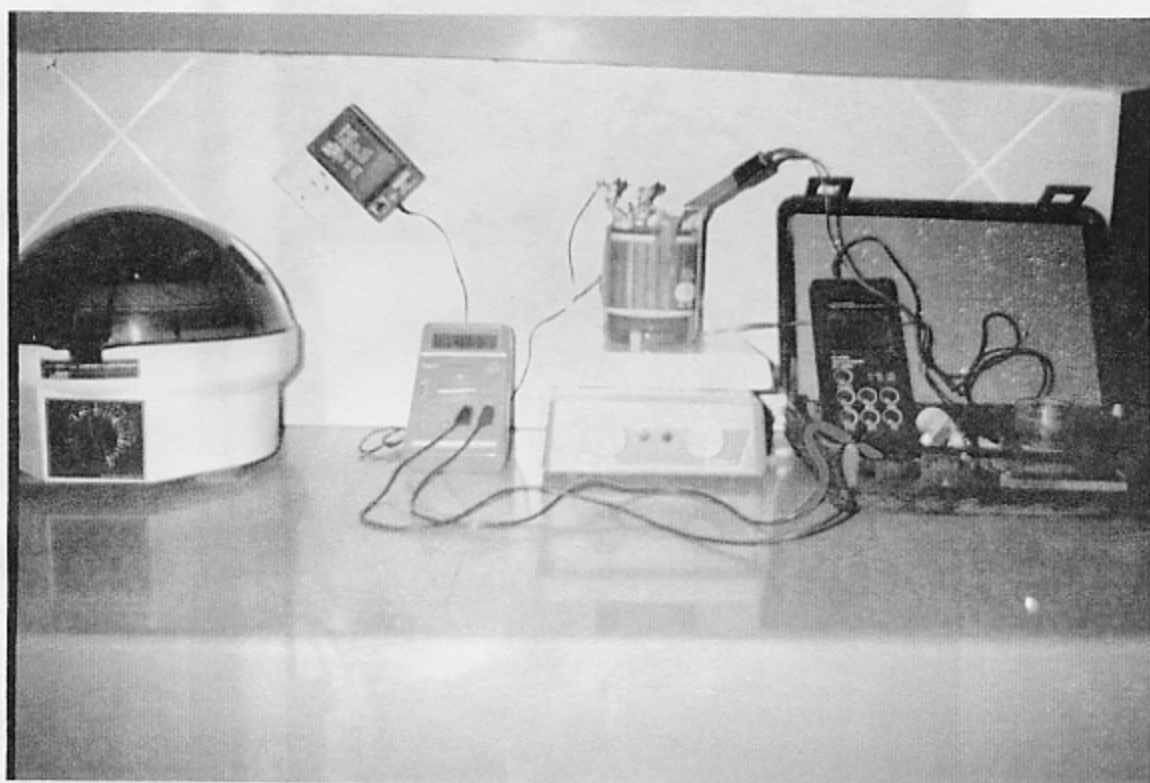


Foto 3. Instrumentación para pruebas de electrodeposición (electrowinning).

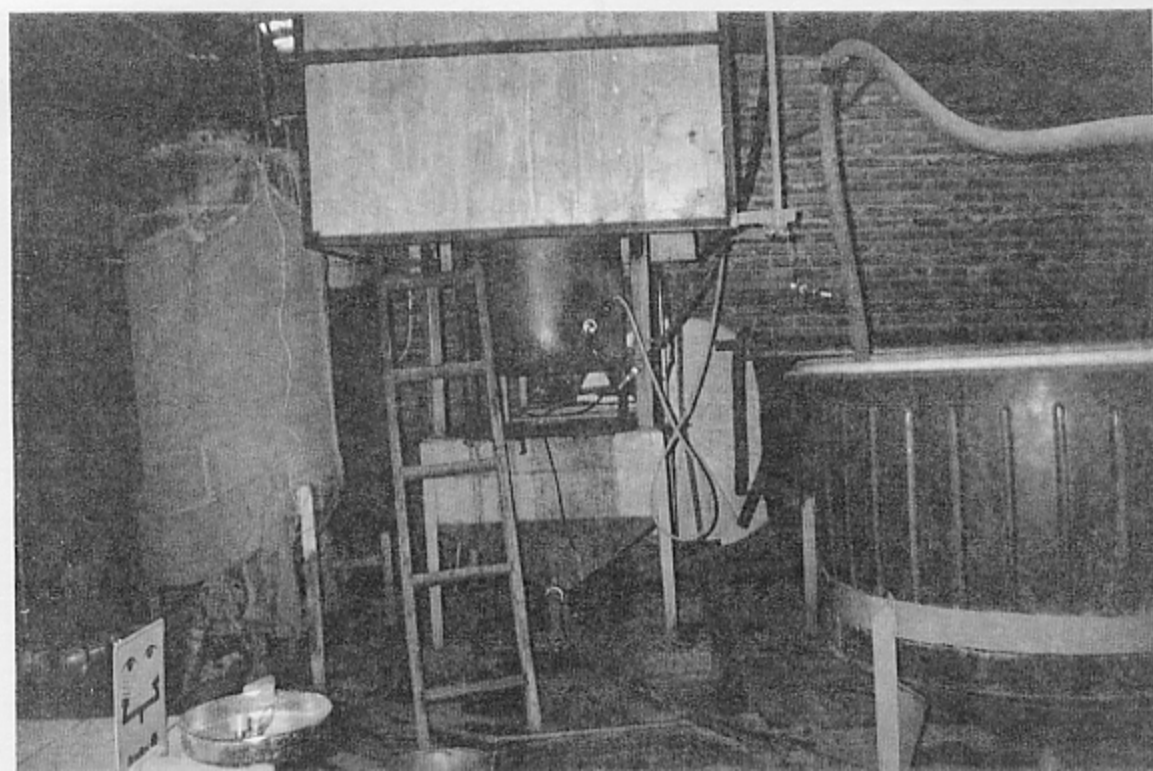
Foto 4. Celda tipo Zadra con ánodo y cátodo de malla de ac. inox.





Foto 5. Celdas electrolíticas 'Zadra' de fibra de vidrio (Sodirec S.A.)

Foto 6. Regenerador de carbón activado de la Planta Sodirec S.A.



BIBLIOGRAFIA

- [1]. AMMEN, C.W., Recovery and refining of precious metals (New York: Van Nostrand Reinhold, 1984), pp.155-160.
- [2]. HAUNG, H.H., TWIDWEL, L.G., MILLER, J.D., Hidrometalurgia pp.285-311.
- [3]. MARSDEN, J., HOUSE, I., The chemistry of gold extraction (Great Britain:Ellis Horwood Limited, 1992), pp.309-349, 403-418.
- [4]. MISARI, F.S., Metalurgia del oro, Volumen 1 (Lima, Perú: Universidad Nacional de San Marcos, enero 1993), pp.235-314, 349-401.
- [5]. MORTIMER, CH.E., Química (Grupo Editorial Iberoamérica, 1983), pp.459-477.
- [6]. RUIZ MENDEZ, J.C., Hidrometalurgia de oro y plata, procesos convencionales y revisión bibliográfica (Centro Experimental México, 1989), pp.87-102.
- [7]. STANLEY, G.G., editor, The extractive metallurgy of gold in South Africa, Volumen 1 “Aplicación de Activado Carbono to Gold Recovery, por P. R. Bailey” (Johannesburg: The South African Institute of Mining and Metallurgy, 1987), Capítulo 9, pp.550-563.
- [8]. TREYBAL, ROBERT E., Operaciones de Transferencia de masa (2^{da}. Edición; New York: Mc. Graw-Hill, 1980), pp.595-602.
- [9]. YANNOPOULOS, J.C., The extractive metallurgy of gold (New York: Van Nostrand Reinhold, 1991), pp.193-224.