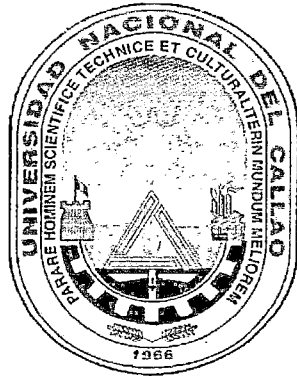


**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CALLAO
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA**



**“DISEÑO DE LA UNIDAD DE DESORCIÓN DE
CARBÓN ACTIVADO CARGADO CON ORO”**

TESIS

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO QUÍMICO**

**PRESENTADO POR:
LUIS ALFREDO TRUJILLO FAJARDO**

**ASESOR:
ING. LEONARDO MACHACA GONZÁLEZ**

CALLAO – PERÚ

2008

Id. Exemplar: 07168

La presente tesis fue sustentada ante el JURADO DE SUSTENTACION DE TESIS conformado por los siguientes Docentes Ordinarios:

Ing. ANGELES QUEIROLO CARLOS ERNESTO	: Presidente
Ing. CHAMPA HENRIQUEZ OSCAR MANUEL	: Secretario
Ing. DIAZ GUTIERREZ ALBERTINA	: Vocal
Ing. MACHACA GONZALES LEONARDO FELIX	: Asesor

Tal como esta asentado en el Libro de Actas de Sustentación de Tesis N° 02, Folio N° 025, Acta N° 208, de fecha VEINTIDOS DE MAYO DE 2008, para optar el Título Profesional de Ingeniero Químico, de acuerdo a lo normado por el Reglamento de Grados y Títulos aprobado por Resolución N° 047-92-CU de fecha 18 de Junio de 1992 y el Manual de Procedimientos Académicos aprobado por Resolución N° 1248-2005-CU de fecha 05 de Diciembre de 2005, y sus Modificatorias aprobadas por Resoluciones N°s 324-2006-R y 988-2007-R, de fechas 06 de Abril de 2006 y 17 de Setiembre de 2007, respectivamente.

*A ti madre. Por darme tu
fortaleza, tu sencillez y todo
de ti para hacer realidad este
logro.*

*Con gratitud, a mi
UNIVERSIDAD, en cuyas
aulas mis maestros me dieron
todo de sí, y a todos aquellos
que de una u otra forma
contribuyeron a formarme
profesionalmente.*

INDICE

Págs.

I.- INTRODUCCIÓN.....	5
1.1.- Objetivos.....	7
1.1.1.- Objetivo General.....	7
1.1.2.- Objetivos Específicos.....	7
1.2.- Antecedentes, Justificación, Alcance e Importancia.....	8
1.3.- Resumen.....	11
II.- MARCO TEÓRICO.....	12
2.1.- Mineralogía de los minerales auríferos.....	12
2.1.1.- Minerales auríferos.....	12
2.1.2.- Minerales asociados al oro.....	13
2.2.- Descripción de los minerales cianurables.....	13
2.2.1.- Minerales susceptibles a tratarse por cianuración.....	14
2.3.- Procesamiento de menas auríferas.....	15
2.3.1.- Chancado y trituración.....	15
2.3.2.- Molienda y Clasificación.....	16
2.3.3.- Concentración de minerales auríferos.....	16
2.3.3.1.- Concentración Gravimétrica.....	17
2.3.3.2.- Concentración por flotación.....	17
2.3.3.3.- Amalgamación.....	17
2.3.4.- Cianuración.....	17
2.3.5.- Diagrama de procesamiento de minerales auríferos.....	17
2.4.- Cianuración de Minerales Auríferos.....	17

	Págs.
2.4.1.- Generalidades sobre la disolución del oro.....	17
2.4.2.- Reacciones de disolución de oro en soluciones diluidas de cianuro de Sodio.....	18
2.4.3.- Factores que afectan la disolución del oro.....	19
2.4.4.- La influencia de los compuestos extraños del mineral en el proceso de Cianuración.....	31
2.5.- Adsorción con Carbón Activado.....	32
2.5.1.- Propiedades del carbón activado.....	36
2.5.2.- Mecanismo de Adsorción con Carbón Activado.....	38
2.5.3.- Tipos de procesos de recuperación de oro.....	51
2.5.4.- Factores que afectan la adsorción del oro.....	59
2.6.- Elusión o Desorción del Carbón Activado cargado con oro.....	66
2.6.1.- Mecanismo de la Desorción del Carbón Activado.....	68
2.6.2.-Tipos de Procesos de Desorción de Carbón Activado cargado con Oro....	69
2.6.3.- Factores que afectan la Desorción del Oro.....	71
2.7.- Electro deposición.....	80
2.7.1.- Química y mecanismo.....	82
2.7.2.- Efecto del método de Elución.....	82
2.7.3.- Efecto del diseño de celda.....	83
2.7.4.- Efecto de las variables del proceso.....	85
2.7.5.- Efecto de la composición de la solución.....	85
III.- PRUEBAS EXPERIMENTALES.....	88
3.1.- Equipos, Materiales y Reactivos.....	88

	Págs.
3.2.- Bases de Diseño.....	88
3.3.- Procedimiento Experimental.....	89
3.4.- Control de Prueba.....	90
IV.- DISEÑO DE LA UNIDAD DE DESORCIÓN DE CARBÓN	
ACTIVADO CARGADO CON ORO.....	92
4.1.- Diseño del Proceso de Desorción de Carbón Activado.....	92
4.1.1.- Selección de la Tecnología.....	92
4.1.2.-Ventajas y Desventajas entre las tecnologías de Desorción.....	107
4.1.3.- Evaluación de tecnologías para la desorción del carbón.....	108
4.1.4.- Evaluación de Costos de las tecnologías.....	109
4.2.- Diseño del Proceso de la Tecnología Seleccionada.....	110
4.2.1- Fundamento de Diseño de la Unidad de Desorción.....	110
4.3.- Procedimiento de Diseño de la Unidad de Desorción.....	116
V.- RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	142
VI.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	146
6.1.- Conclusiones.....	146
6.2.- Recomendaciones.....	147
VII.- REFERENCIAS.....	148
VIII.- APÉNDICE.....	150
IX.- ANEXOS.....	153

I.- INTRODUCCIÓN:

Alrededor del 62 % de los ingresos de las exportaciones proviene de la minería y un buen porcentaje proviene de las exportaciones de oro. Muchas de las plantas que procesan mineral aurífero que operan en la actualidad emplean la técnica del “Merril Crowe” y/o también usan la técnica del “Carbón Activado”; viéndose en la necesidad de diseñar e instalar una unidad de desorción de carbón activado cargado con oro para poder recuperar este oro.

Una de las técnicas de extracción de oro de minerales auríferos es la cianuración de dicho mineral, siempre y cuando reúna las condiciones necesarias para que esta operación proceda de una forma eficiente. Posteriormente teniendo disuelto este oro en la solución lixivante; uno de los métodos de recuperar el oro disuelto en solución, es la técnica de “Adsorción en Carbón Activado”, específicamente de los carbones obtenidos de la cáscara de coco ya que tienen una muy buena resistencia a la fricción mecánica..

Una vez adsorbido este oro en el carbón activado se puede invertir el proceso, es decir, desorber este oro del carbón activado y electro depositarlo en cátodos de lana de acero. Esto se logra elevando la temperatura, a una determinada concentración de cianuro e hidróxido de sodio, alcohol etílico y a un determinado flujo de alimentación. Este proceso se conoce como el “Proceso Zadra con Alcohol” para lo cual se requiere el diseño de la unidad de Desorción.

Las plantas metalúrgicas que vean conveniente a partir de su ritmo de producción emplear esta técnica de adsorción con carbón activado, requerirán también de una unidad de desorción, ya que de no ser así necesitarán los servicios de un tercero para que desorba y reactive su carbón.

1.1.- OBJETIVOS:

1.1.1.- OBJETIVO GENERAL:

- Diseñar la unidad de desorción de carbón activado cargado con oro a nivel industrial.

1.1.2.- OBJETIVOS ESPECÍFICOS:

- Evaluar experimentalmente las variables y condiciones de operación.
- Analizar los fundamentos de operación y funcionalidad de los equipos que componen la unidad de desorción de carbón activado.
- Analizar y diseñar detalladamente los equipos que componen la unidad.
- Elaborar el diagrama de flujo codificado.
- Desarrollar la disposición de los equipos.

1.2.- ANTECEDENTES, JUSTIFICACIÓN, ALCANCE E IMPORTANCIA.

1.2.1.- ANTECEDENTES.

En relación específicamente a lo que es el proceso de adsorción y desorción de carbón activado cargado con oro contamos con una amplia información; así como sobre las condiciones de operación, pero sobre el diseño de esta unidad de desorción la información es muy limitada. Sin embargo teniendo como bases de diseño las condiciones de operación aplicaremos la información disponible sobre el diseño de reactores. Entre las fuentes tenemos:

- Sebastián López Roque, 2002 se enfoca en el “Estudio de Parámetros en la Desorción de oro de Carbón Activado cargado”. En este trabajo efectuaron pruebas experimentales para identificar que factores influyen en la desorción de oro en el proceso, donde encontraron que la influencia de la temperatura ocupa el primer lugar en importancia, luego el contenido de calcio en el carbón, concentración de hidróxido y el flujo como factores que afectan significativamente a este proceso. [11]

- Merello R. y Zarate G, 1980 estudiaron la “Aplicación del carbón activado en la Metalurgia Extractiva del oro” donde analizan la aplicación que tiene el carbón activado en la metalurgia del oro y su aplicación a nivel industrial según la técnica en que sea empleado, pudiendo ser: carbón en pulpa (CIP), carbón en lixiviación

(CIL) y carbón en columna (CIC); así como sus ventajas y limitaciones de cada técnica. [16]

- Vargas C., Navarro P. y Simpson J., 2002, analizaron la “Aplicación de modelos cinéticos empíricos en la adsorción de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ en carbón activado”. Estos investigadores estudiaron la cinética de adsorción de oro en carbón activado a nivel de laboratorio a través de un proceso batch en un reactor perfectamente agitado, con el objeto de evaluar modelos empíricos existentes en la literatura, ajustando las ecuaciones propuestas a los resultados experimentales, buscando su aplicabilidad en función del uso industrial. [23]

1.2.2.- JUSTIFICACIÓN.

Se justifica el desarrollo de la investigación debido a que se trata de un tema de mucha importancia en el tratamiento de minerales auríferos, al haber reducida información que trate este tema. La información sobre el análisis y diseño de la unidad de desorción de carbón activado cargado con oro es muy limitada. También se justifica ya que si una planta metalúrgica va a utilizar el método de adsorción con carbón activado requerirá tener una unidad de desorción; porque de no ser así el costo del proceso sería mayor ya que otra empresa tendría que realizarle este trabajo; que incluirían costos de fletes por traslado del carbón, desorción del carbón y su posterior reactivación.

1.2.3.- IMPORTANCIA.

La importancia de esta tesis radica en el hecho que en la actualidad la técnica de extracción de oro empleando el método de carbón activado está siendo más difundida en nuestro país. El diseño de la unidad de desorción de carbón activado cargado con oro, es un aporte importante para el procesamiento y recuperación del metal aurífero, aumentando el rendimiento de la extracción del oro.

De ahí la importancia de desarrollar la presente tesis, ya que si una planta metalúrgica va a operar con esta técnica necesariamente requerirá de una unidad de desorción para tratar posteriormente este carbón activado cargado con oro.

1.3.- RESUMEN

El presente trabajo de tesis se enfoca en el diseño idóneo de la unidad de desorción de carbón activado cargado de oro, para lo cual se ha analizado toda la información bibliográfica y técnica posible referente sobre este proceso, asimismo sobre las propiedades del carbón activado y su comportamiento en dicho proceso.

Se han efectuado pruebas a nivel de laboratorio, analizando los parámetros de proceso, tales como temperatura de desorción, % de soda cáustica, % de cianuro de sodio y % de alcohol a ser empleados a nivel industrial. Antes de someter al carbón activado al proceso de desorción se le dio un lavado ácido con una solución de HCl al 3% para limpiar la superficie del carbón de los carbonatos presentes en el mineral. De estas pruebas realizadas se obtuvieron los siguientes parámetros de proceso: temperatura de 90°C, a una concentración de cianuro de sodio de 0.1%, una concentración de hidróxido de sodio del 1% y una concentración de alcohol etílico del 20% v/v.

Al evaluar los resultados obtenidos experimentalmente se ha determinado que la relación idónea entre altura y diámetro de la columna de desorción es $H/D = 5/1$, que se considera como parámetro de diseño. Finalmente se ha diseñado la unidad de desorción de carbón activado cargado con oro, siendo el material básico para la construcción de dicha unidad el acero inoxidable.

II.- MARCO TEORICO.

2.1.- MINERALOGÍA DE LOS MINERALES AURÍFEROS:

Los factores que afectan la extracción del oro son de naturaleza mineralógica. El conocimiento de la mineralogía del mineral o producto metalúrgico a ser tratado, si son apropiadamente combinadas con las pruebas metalúrgicas, proporcionaran las herramientas necesarias para mejorar la recuperación, siendo necesario determinar:

- Las especies minerales que aloja a los metales preciosos.
- El mineral o especie huésped del metal.
- La distribución y localización del metal precioso en la especie huésped.
- La granulometría del metal precioso.[2]

2.1.1.- MINERALES AURÍFEROS:

Además de la presencia de oro nativo, se presentan otras aleaciones y especies.

Aleaciones naturales:

Oro argentífero (electrum)	(Au, Ag)
Oro cuprífero (cuproaururo)	(Au, Cu)
Oro paladinífero (porpesita)	(Au, Pd)
Oro rodonífero (rodita)	(Au, Rh)
Oro platinífero	(Au, Pt)
Amalgama de oro	(Au ₂ Hg ₃)

Sulfuros:

Uytembogardítita	(Au ₃ AuS ₂)
------------------	-------------------------------------

Teluros:

Calaverita (Au, Ag) Te₂

Krennerita (Au, Ag) Te₂

Silvanita (Au, Ag) Te₄

Kostavita (Au, Cu) Te₄

Antimoniuros:

Aurostibita (AuSb₂)

Seleniuros:

Fischesserita (AuAg₂Se₂) [17]

2.1.2.- MINERALES ASOCIADOS AL ORO:

Plata nativa	Ag	Pirita	FeS ₂	Bornita	Cu ₃ FeS ₄
Arsenopirita	FeAsS	Limonita	2Fe ₂ O ₃ ·3H ₂ O	Carbón	C
Cuarzo	SiO ₂	Chalcopyrita	CuFeS ₂	Magnetita	FeO·Fe ₂ O ₃
Esfalerita	ZnS	Argentita	Ag ₂ S	Calcita	CaCO ₃
Galena	PbS	Hematita	Fe ₂ O ₃	Hesita	Ag ₂ Te
Estibina	Sb ₂ S ₂	Barita	BaSO ₄	Rutilo	TiO ₃
Casiterita	SnO ₂	Rodonita	MnSiO ₂ [17]		

2.2.- DESCRIPCIÓN DE LOS MINERALES CIANURABLES:

No todos los minerales de oro y plata están aptos para un tratamiento por cianuración, además de la presencia o ausencia de agentes cianicidas, materiales carbonáceos que adsorben los metales preciosos y sustancias orgánicas que

consumen oxígeno de la solución; el oro y la plata, deben estar finamente particulados para una rápida disolución.

Para poder diagramar un circuito de tratamiento es necesario conocer el mineral, relave o concentrado; ya que cada material tiene su propia particularidad es importante conocer la mineralografía, lo que ayudaría a identificar los minerales valiosos y tener una idea previa del comportamiento del material ante la cianuración.

2.2.1.- MINERALES SUSCEPTIBLES A TRATARSE POR CIANURACIÓN:

Las características más comunes de algunos minerales con mayores ventajas para la cianuración, son las siguientes:

- Menas oxidadas que contienen partículas finas de oro nativo, ya sea en cuarzo o ganga de piedra caliza.
- Menas sulfurosas en las que el oro está asociado a pequeñas cantidades de pirita y arsenopirita; opcionalmente, requerirán molienda fina y tostación previa.
- Los minerales que contengan telurio, antimonio, arsénico y otros elementos volatilizables; requieren una tostación previa.
- Los que tienen oro libre, siempre que el tamaño grueso se recoja antes por gravimetría o amalgamación; pues, de no hacerlo así, el tiempo de disolución sería prolongado.
- Los minerales calizos y silicios que contengan poca pirita se prestan bastante al tratamiento por cianuración.

- Los sulfuros son tratables por cianuración, luego de una concentración previa, ya sea por flotación o en mesas gravimétricas.

Los minerales que han de someterse al proceso de cianuración deben tener las siguientes características:

- La mena debe estar relativamente libre de cianicidas.
- Mineral con valores metálicos de granulometría fina y con la suficiente porosidad.
- La mena debe estar libre de materia carbonácea, para evitar la adsorción del cianuro de oro.
- La mena no debe poseer excesivas cantidades de material arcilloso, que podrían impedir la percolación de la solución.
- La mena o el mineral no debe contener constituyentes que forman ácidos, ya que ocasionaría un alto consumo de cal. [2]

2.3.- PROCESAMIENTO DE MENAS AURÍFERAS.

Para recuperar la máxima cantidad de oro la mena debe ser molida finamente a fin de liberar las partículas de oro, para luego separarlo gravimétricamente o por algún método de acción química.

El conocimiento de las características mineralográficas de los depósitos, la dureza y la friabilidad del mineral aurífero, su distribución de oro y las condiciones de costos, son los parámetros fundamentales que determinan la selección del circuito óptimo de conminución y los procesos siguientes.

Para la lixiviación de los minerales por agitación es necesario efectuar una molienda, tal que se exponga a la mayor cantidad del metal noble a la acción del disolvente o para concentrar óptimamente ya sea por gravimetría, amalgamación y/o flotación. [2]

2.3.1.- CHANCADO Y TRITURACIÓN

Los minerales poco permeables a las soluciones deben ser chancados para mejorar la exposición de los valores contenidos al ataque químico. El grado óptimo de chancado se determina a través de las pruebas de laboratorio en columnas, justificándose por lo general una trituración fina a objeto de incrementar las extracciones y acortar el periodo de lixiviación, las pruebas de laboratorio revelan también la cantidad necesaria de cal que debe adicionarse al mineral para neutralizar la acción de los constituyentes formadores de ácidos; siendo, habitualmente dosificados en seco durante el chancado.

Si se trata de minería subterránea, a menudo la mena es triturada primero con una chancadora de quijadas como la primera etapa de chancado, para posteriormente pasar por una trituradora giratoria como etapa secundaria de chancado. Luego el mineral es transportado y almacenado en tolvas o silos, después el mineral es alimentado a la etapa de molienda.

2.3.2.- MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN

Con la finalidad de mejorar la extracción del oro, algunos minerales son reducidos hasta conseguir su liberación de la ganga que acompaña y maximizar la velocidad

de reacción frente al solvente de modo que la reacción de lixiviación sólido-líquido tome lugar.

2.3.3.- CONCENTRACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS

2.3.3.1.- CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA: Se fundamenta en la diferencia de peso específico entre la ganga (2.7) y el mineral aurífero (15.3 a 19.3); por eso es importante que el metal precioso este liberado de los acompañantes y su tamaño no sea inferior a 30 micrones.

Su principal campo de aplicaciones son en la recuperación de oro libre grueso de depósitos aluviales y como operación completaría en las plantas de flotación y cianuración para recuperar oro libre grueso. El tipo de equipos usados es muy variable e incluye: mesas vibratorias, jigs, espirales, tambores rotatorios muchos otros, con algunas variantes.

2.3.3.2.- CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN: El proceso de flotación distingue claramente los minerales de acuerdo a sus características mineralógicas y sus propiedades químicas superficiales. A menudo se hace necesario para flotar minerales sulfurados portadores del metal valioso.

2.3.3.3.- AMALGAMACIÓN: Se aplica cuando el metal es liberado o cuando se tiene un concentrado de alta ley emergente de los procesos de concentración gravimétrica o flotación y se prosigue con el proceso de amalgamación, que consiste en poner en contacto el mineral aurífero con el mercurio líquido, de manera que se de lugar a la formación de la amalgama.

2.3.4.- CIANURACIÓN: Es el proceso por el cual se logra disolver el oro y la plata en forma preferencial mediante una solución alcalina de cianuro de sodio.

2.3.5.- DIAGRAMA DE PROCESAMIENTO DE MINERALES AURIFEROS

Además del circuito de conminución, las plantas de procesamiento de oro contienen circuitos propios de clasificación y concentración. Siendo los más resaltantes los siguientes:

- El circuito de lixiviación con cianuro.
- El área de separación sólido – líquido.
- El circuito de reextracción de su solvente.
- El área de fusión y refinación.
- El área de disposición y detoxificación de colas.

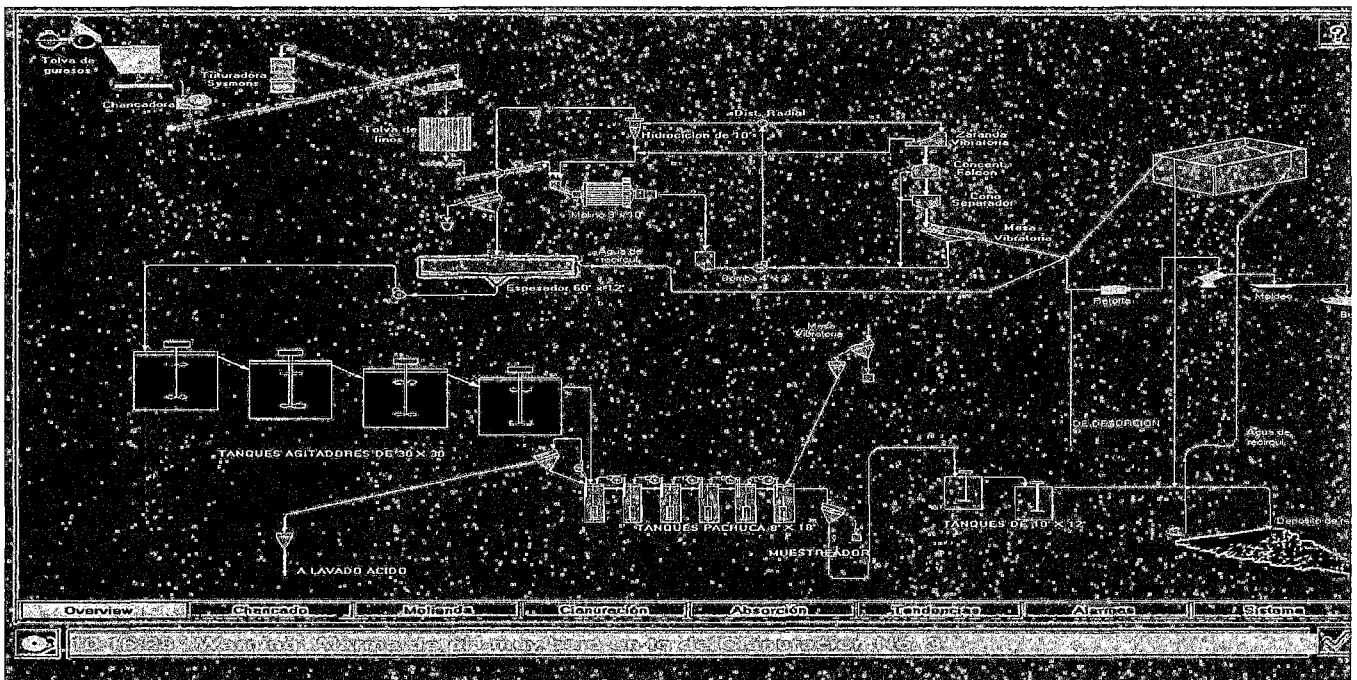


Figura N° 1: Diagrama de procesamiento de minerales auríferos.
Fuente: Inminsur

2.4.- CIANURACIÓN DE MINERALES AURÍFEROS.

2.4.1.- GENERALIDADES SOBRE LA DISOLUCIÓN DEL ORO.

El oro no se oxida a temperatura ordinaria, no es soluble en ácidos: clorhídrico, nítrico y sulfúrico. Se disuelve en agua regia, la que se dificulta por la presencia de la plata mediante la formación del cloruro de plata que cubre la superficie del metal.

El oro también se disuelve en soluciones que contengan bromo o cloro, pero con mayor lentitud siendo la reacción acelerada por el incremento de la temperatura.

El yodo al estado nascente disuelve al oro. El oro se disuelve igualmente en ácido clorhídrico en presencia de sustancias orgánicas, por ejemplo; alcohol, cloroformo, etc.

La disolución del oro en soluciones que contiene bromo ha servido de base para el método de bromo-cianuración, utilizado para algunos minerales refractarios en minería australiana.

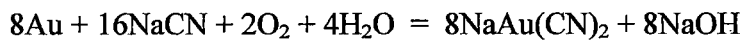
La base del proceso de cianuración es que soluciones débiles o diluidas de cianuro de sodio o potasio, tienen una acción disolvente preferencial sobre partículas de oro metálico (igualmente sobre plata), con respecto a otros metales que se encuentran habitualmente en los minerales de oro.

El cianuro es el término descriptivo general aplicado usualmente al cianuro de sodio, NaCN. Debiendo mencionarse que el ion cianuro (CN)⁻ es en realidad el que tiene la acción o fuerza disolvente y la base alcalina del sodio, potasio o calcio, simplemente da la estabilidad química al compuesto. [2]

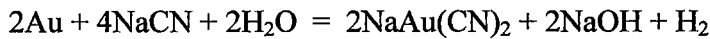
2.4.2.- REACCIONES DE DISOLUCIÓN DE ORO EN SOLUCIONES DILUIDAS DE CIANURO DE SODIO.

Las reacciones de mayor significancia en el proceso de cianuración son las que a continuación se presentan:

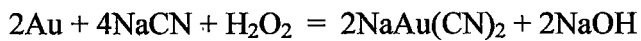
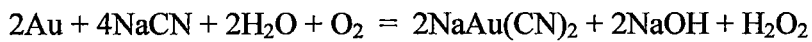
Ecuación de Elsner



Ecuación sugerida por Janin



Ecuaciones de Bodlaender



La ecuación global vendría a ser la misma que la ecuación de Elsner.

Respecto a estas ecuaciones cabe mencionar que el constituyente de mayor importancia es el oxígeno (excepto el de Janin, por lo que pierde credibilidad).

Las reacciones propuestas por Bodlaender resaltan cuan importante es la presencia del oxígeno, la cual en una cantidad limitada forma el peróxido necesario para la disolución del oro y en exceso propicia la oxidación del ion cianuro a ion cianato.

[17]

2.4.3.- FACTORES QUE AFECTAN LA DISOLUCIÓN DEL ORO:

Como el tiempo en el cual se lleva a cabo la reacción es en gran parte la etapa de menor velocidad (siendo la -controlante) es importante identificar ésta para incrementar su rapidez.

Una reacción fisicoquímica en la cual se hallan involucradas una fase sólida y otra líquida se consume en las cinco etapas siguientes:

- a) Difusión de los reactantes desde la solución hasta la fase sólido – líquido.
- b) Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
- c) Reacción en la superficie.
- d) Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido.
- e) Difusión de estos productos de la interfase sólido – líquido a la solución.

El tiempo que emplean las etapas (a) y (e) es controlado por las velocidades de difusión, en tanto que las etapas (b), (c) y (d) es función de la rapidez de los procesos de químicos. Si la difusión es muy lenta, una mayor agitación es necesaria para acelerar la reacción, si en cambio ésta es retardada por los procesos químicos, se debe incrementar la temperatura. [2]

Existen otros factores que influyen en la disolución del oro que a continuación se detallan:

A) TAMAÑO DE PARTÍCULA.- Cuando en los minerales se encuentra oro libre grueso, la práctica usual es separarlo por medio de trampas hidráulicas gravimétricas antes de la cianuración, de lo contrario, las partículas gruesas no podrán ser disueltas completamente en el tiempo disponible para llevar a cabo el proceso de lixiviación.

Otra práctica para reducir el tamaño de las partículas de oro es la molienda y clasificación de los minerales de oro en circuito cerrado, donde las partículas de oro grueso son reducidos de espesor y quebrantados, logrando rebosar del clasificador.

Cuando se utilizan cribas hidráulicas en los circuitos de molienda es posible coleccionar partículas de oro hasta de tamaños equivalentes a la malla 65. Una partícula de oro de 45μ de espesor no tardaría más de 12 horas para disolverse y una de 150μ de espesor no tardara más de 48 horas para disolverse. La plata metálica de los mismos espesores de oro tardaría el doble de tiempo para disolverse. La velocidad de disolución, además está condicionada a otros factores como: la aireación, agitación, composición química, concentración de cianuro, grado de liberación del oro y la eficiencia de la solución de cianuro en uso, entre otras. [5]

B) CONCENTRACIÓN DE CIANURO.- La velocidad de disolución del oro en solución de cianuro alcanza un máximo al pasar de soluciones concentradas a diluidas. Hay variaciones muy grandes en la fuerza de la solución que provoca la máxima velocidad de disolución de oro probablemente debido a la variedad de las técnicas empleadas en la determinación experimental de los resultados.

C) CONCENTRACIÓN DE OXÍGENO.- El uso de oxígeno o de un agente oxidante es indispensable para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración. Los agentes oxidantes tales como: peróxido de sodio, permanganato de potasio, dióxido de manganeso, el bromo y el cloro han sido utilizados con mayor o menor éxito en el pasado, pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones inherentes en el manejo de ellos, han dejado de ser usados. De otro lado, el mejor conocimiento y entendimiento de las reacciones involucradas en la cianuración y del conocimiento de los efectos de los constituyentes del mineral, han demostrado que una adecuada aireación da tan buenos resultados como lo hacen los oxidantes químicos citados.

Según estudios realizados, el efecto del oxígeno en la disolución del oro que se muestra en la tabla Nro. 1, está referida para una solución de cianuro de sodio al 0.1% y a 25°C donde se observa que la velocidad de disolución del oro es directamente proporcional al contenido de oxígeno del gas usado, deduciéndose que la velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro es directamente proporcional a la presión parcial del oxígeno.

El uso de oxígeno puro es demasiado costoso, por lo que el aire es la fuente usual de oxígeno requerido. [2]

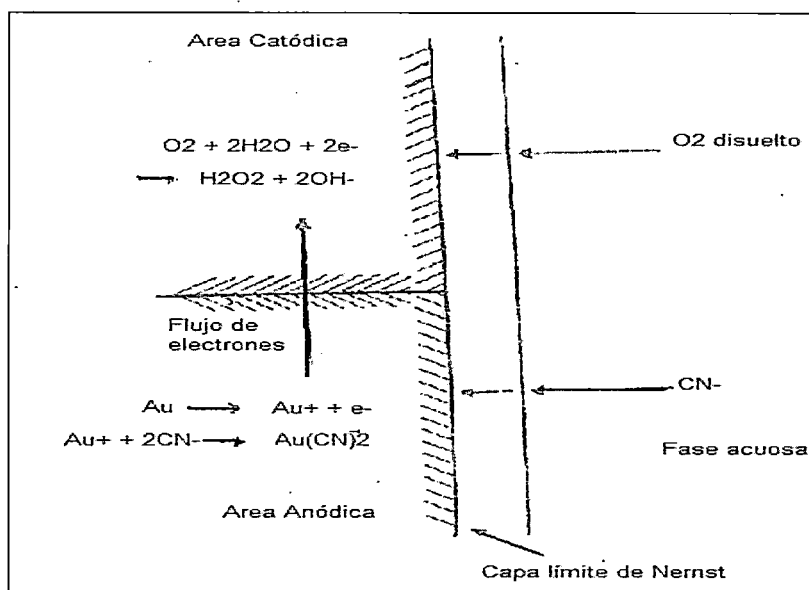


Figura N° 2: Representación esquemática de la disolución oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica.

Fuente: Misari, Fidel. Metalurgia del oro, Lima: Cepec, 1992.

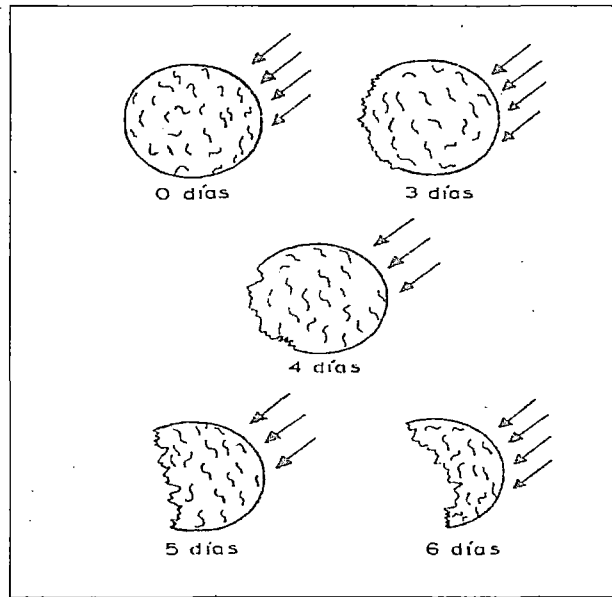


Figura N° 3: Ilustración de la naturaleza electroquímica de la disolución de partículas de oro (120μ diámetro.)

Fuente: Misari, Fidel. Metalurgia del oro, Lima: Cepec, 1992.

TABLA N° 1: EFECTO DEL OXÍGENO SOBRE LA VELOCIDAD DE DISOLUCIÓN DEL ORO

% Oxígeno	Velocidad de disolución (mg Au/ cm ² -h)
0.0	0.04
9.6	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

Fuente: Curso: Hidrometalurgia del Oro. Tecsup 2000.

D) LA TEMPERATURA.- El suministro de calor a la solución de cianuro en contacto con oro metálico produce fenómenos opuestos que afectan la velocidad.

El incremento de la temperatura aumenta la actividad de la solución, incrementándose por consiguiente la velocidad de disolución del oro a la par que la cantidad de oxígeno disuelto en la solución disminuye debido a que la solubilidad de los gases decrece al aumentar la temperatura.

Por consiguiente, deberá de haber una temperatura óptima para un máximo grado de disolución, y por investigaciones se conoce que esta temperatura es de 85°C. En la práctica el uso de soluciones calientes para la extracción del oro resulta desventajoso por el alto costo. [2]

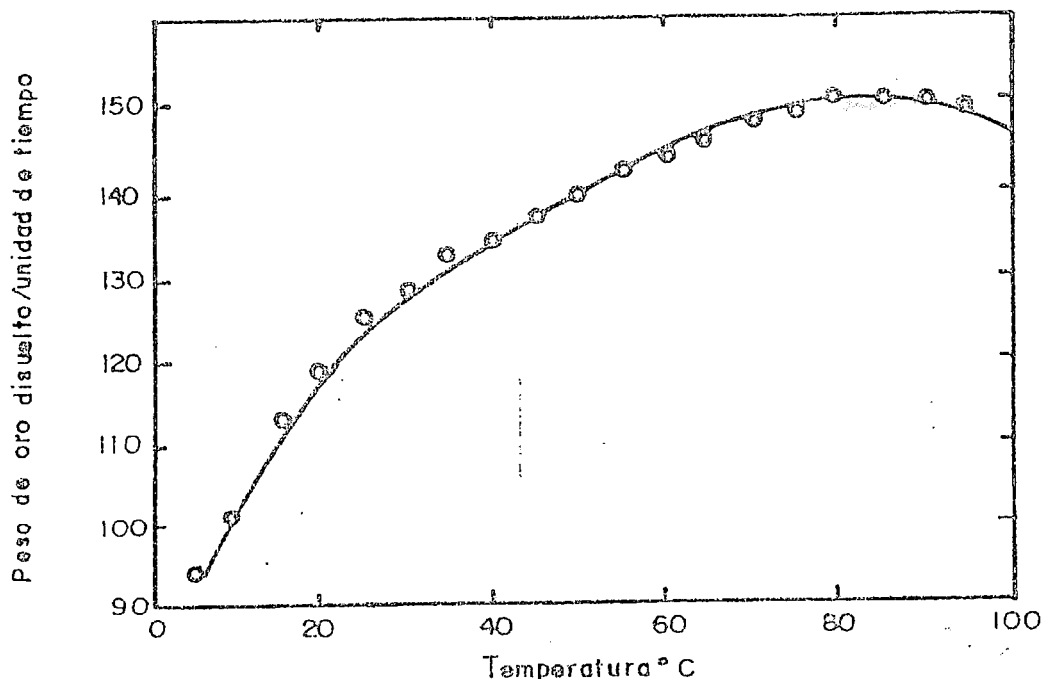


Figura N° 4: Efecto de la temperatura en la velocidad de disolución de oro con 0.25% KCN.

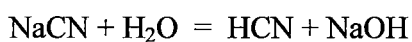
Fuente: Curso: Hidrometallurgia del Oro. Tecsup 2000.

E) LA ALCALINIDAD DE LA SOLUCIÓN.- La reducción de la descomposición del cianuro se logra mediante la adición de la cal en forma de lechada, que es la alcalinidad protectora. Es usual mantener esta alcalinidad

mediante la adición de aproximadamente una libra de cal por tonelada de mineral. El efecto benéfico de la cal se manifiesta por el efecto logrado en la sedimentación de las partículas finas o lamas. En algunos casos, para propósitos específicos la alcalinidad protectora se mantiene mediante el uso de otros álcalis como el hidróxido de sodio y carbonato de sodio; estos álcalis, sin embargo, generalmente no son agentes de sedimentación efectivos.

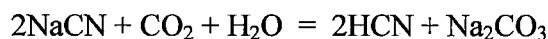
El hidróxido de calcio presente en la solución de cianuración cumple funciones específicas, como:

- Previene la pérdida de cianuro por hidrólisis:

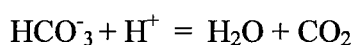
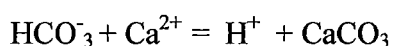


haciendo que la reacción sea favorecida hacia la izquierda.

- Previene la pérdida de cianuros por efecto de la acción del dióxido de carbono del aire:



- Favorece la descomposición de los bicarbonatos presentes en el agua que se usa, antes del proceso de cianuración:



- Neutraliza los compuestos ácidos y los que generan acidez, tales como sales ferrosas, férricas, sulfatos, etc.
- Ayuda en la sedimentación de las partículas finas consiguiéndose la clarificación de la solución cargada de metales preciosos. [2]

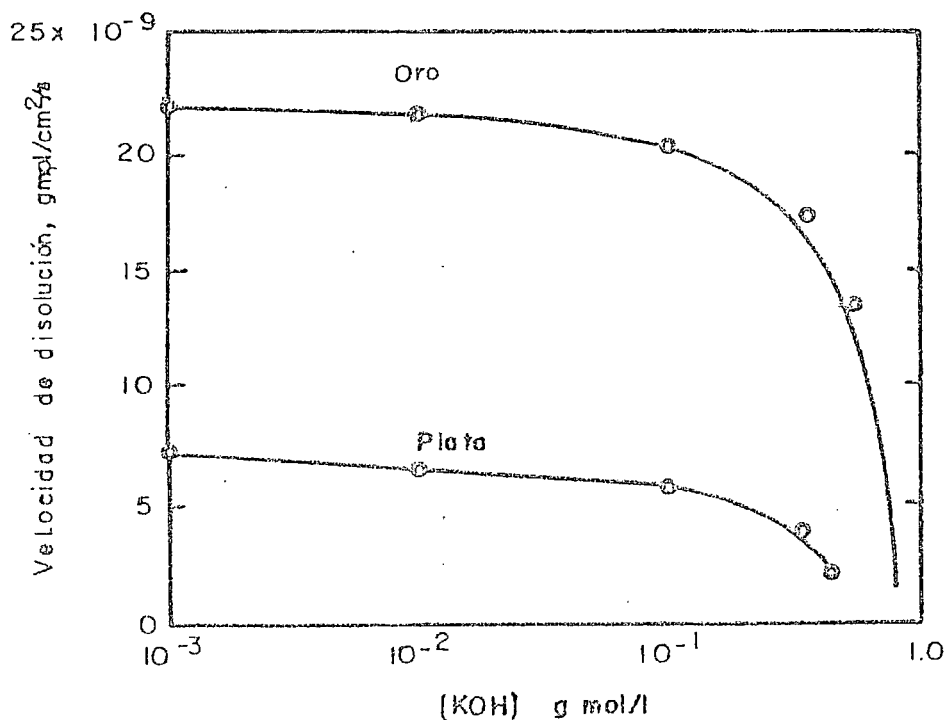


Figura N° 5: Efecto de la concentración de hidróxido de potasio en la velocidad de disolución de oro y plata con KCN.
Fuente: Curso: Hidrometalurgia del Oro. Tecsup 2000.

F) EL pH Y EL Eh EN LA CIANURACIÓN.- El mecanismo físico-químico de la lixiviación del oro con soluciones de cianuro tiene su interpretación por diagramas de equilibrio Eh vs. pH para sistemas Oro - Agua, Cianuro - Agua y Oro - Cianuro - Agua.

El oro puede formar especies de óxidos insolubles (óxido áurico hidratado: $Au_2O_3 \cdot 3H_2O = 2Au(OH)_3$ ó peróxido de oro, AuO_2 a potenciales relativamente altos). Ambos óxidos son termodinámicamente inestables y por lo tanto fuertes oxidantes. La fuerza oxidante de estos óxidos depende de la acidez del sistema y declina cuando incrementa el pH. El ácido cianhídrico (HCN) y los iones de cianuro $(CN)^-$ que forma el complejo auroso de cianuro $Au(CN)_2^-$, son las

especies estables a muy bajos potenciales, siendo el ultimo predominante a pHs mayores a 9.24. A potenciales elevados, el ion cianato (CON⁻), es la única especie estable.

La comparación de las figuras 6, 7 y 8, indica que la introducción de cianuro en el sistema acuoso reduce drásticamente el campo de estabilidad del oro metálico y sus óxidos. El complejo auroso de cianuro tiene un amplio campo de estabilidad extendiéndose en un área grande del campo de estabilidad del agua. El extenso campo de estabilidad del auro-cianuro especialmente a pH mayor a 9 (donde no hay formación de HCN) hace que la cianuración de menas portadoras de oro, sea factible. [2]

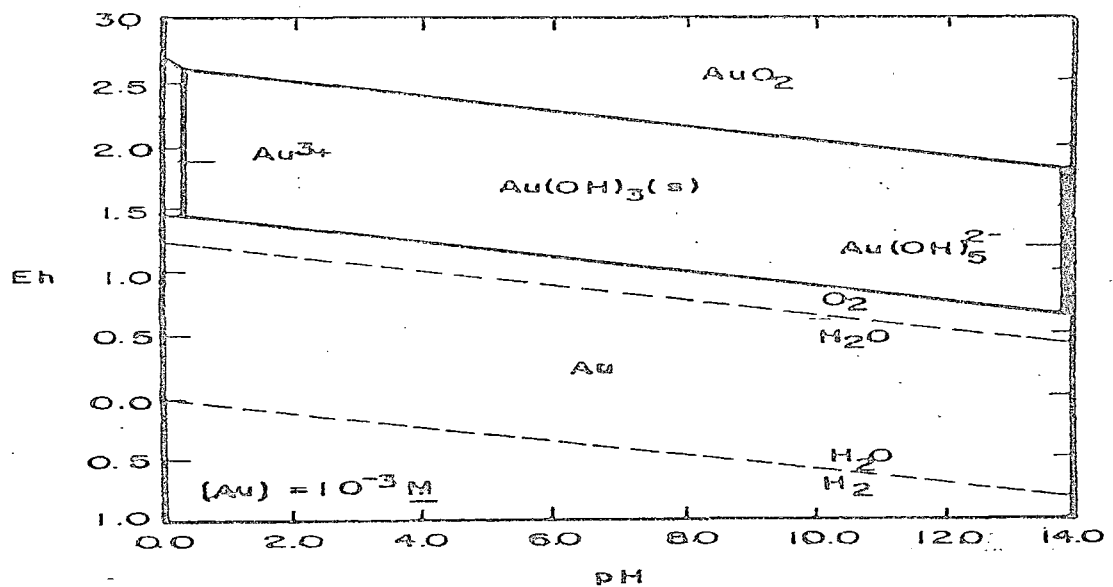


Figura N° 6: Diagrama Eh - pH para el sistema Au - H₂O, a 25°C.
Fuente: Curso: Hidrometalurgia del Oro. Tecsup 2000.

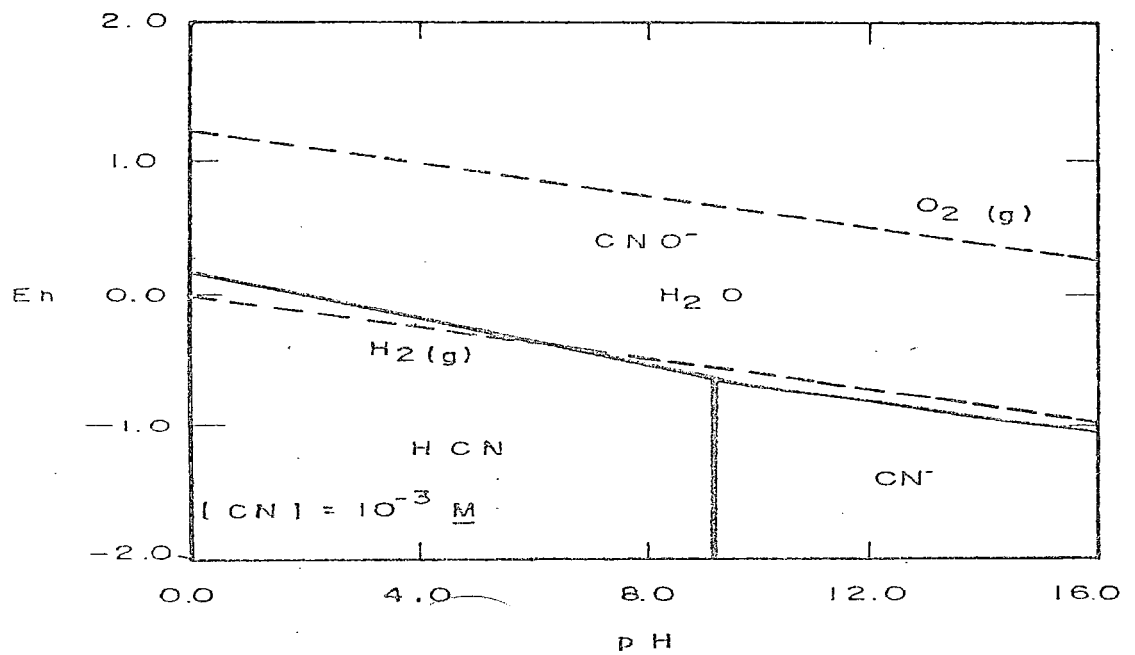


Figura N° 7: Diagrama Eh-pH para el sistema CN-H₂O a 25°C.
Fuente: Curso: Hidrometalurgia del Oro. Tecsup 2000.

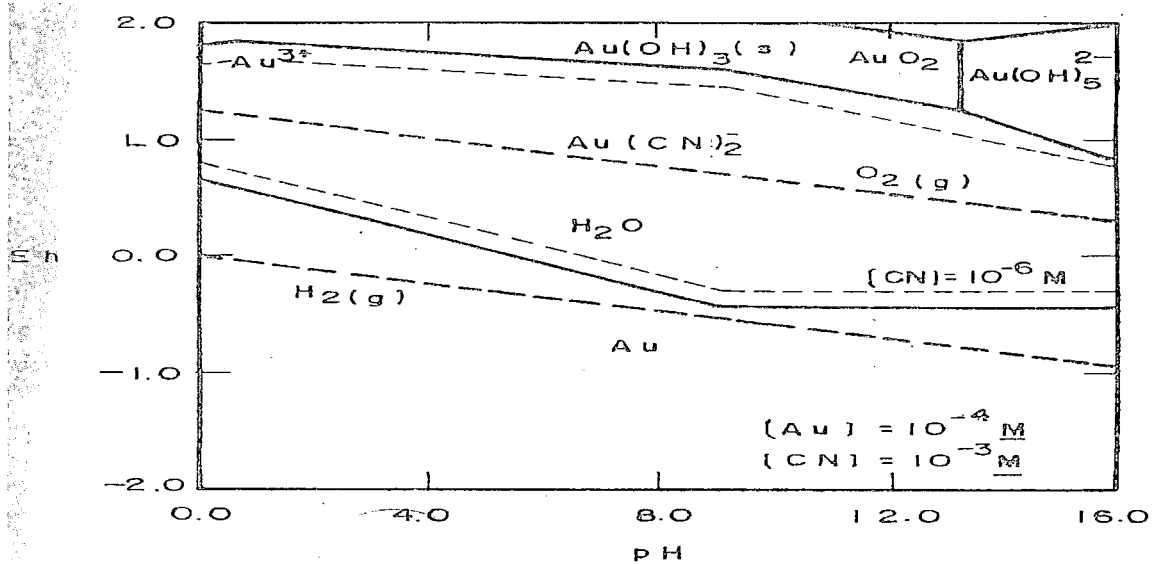
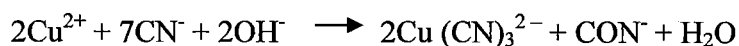
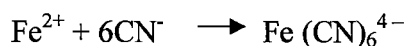


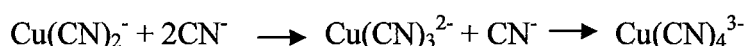
Figura N° 8: Diagrama Eh-pH para el sistema Au-CN-H₂O, a 25°C.
Fuente: Curso: Hidrometalurgia del Oro. Tecsup 2000.

2.4.4.- LA INFLUENCIA DE COMPUESTOS EXTRAÑOS DEL MINERAL EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN.

Muchos investigadores están de acuerdo que la disolución del oro por cianuro está controlada por difusión, pero en la lixiviación industrial con cianuro, las sustancias consumidoras de oxígeno pueden afectar decididamente la velocidad de extracción del oro. La pirrotita (y la pirita, en menor grado), el cobre, el zinc (y todos los metales fundamentales), arsénico y minerales de antimonio, consumen cianuro. Así tenemos:

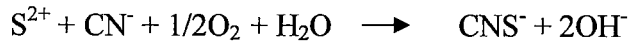


Los iones de metales comunes (Cu^{2+} , Fe^{2+} , Fe^{3+} , Mn^{2+} , Ni^{2+} y Zn^{2+}) con el cianuro forman complejos estables consumiéndolo, reduciendo su actividad y retardando la cianuración del oro. El cobre en su estado monovalente forma una serie de complejos extremadamente solubles en soluciones de cianuro:



La velocidad de cianuración del oro no está afectada por la presencia de esos iones cuprocianuros en tanto se mantenga un exceso de cianuro en solución. En la práctica industrial si se permite que el contenido de cobre de la solución de lixiviación pase de 0.03% la disolución de oro disminuye considerablemente. La recuperación de oro a partir de soluciones que contienen cobre tiene que llevarse a cabo por el proceso carbón en pulpa, ya que la precipitación de oro con polvo de zinc es ineficiente en presencia de elevados niveles de cobre.

Los minerales sulfurosos reaccionan con el cianuro y oxígeno para formar iones tiocianatos:

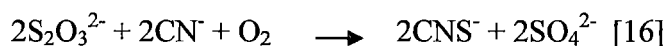


La pirita es la más estable (por lo tanto el menos problemático) de los sulfuros de hierro. La marcasita descompone más rápido que la pirita y puede ser un cianicida, pero es menos detestable que la pirrotita. Este es un cianicida muy negativo, su velocidad de descomposición es más rápida que otros minerales piritosos.

La pirrotita se descompone formando sulfatos ferrosos y férricos; por lo tanto, consume el oxígeno disuelto en la solución:



De este modo la descomposición de minerales portadores de azufre pueden dar iones tiosulfato y politiocianatos que merman el cianuro y el oxígeno disuelto de la solución:



2.5.- ADSORCIÓN CON CARBÓN ACTIVADO.

La adsorción es el fenómeno por el cual las moléculas de un gas, vapor o líquido se concentran espontáneamente en la superficie de contacto sin experimentar la reacción química. [15]

El interés por la adsorción del oro de las soluciones mediante carbón activado se remonta a 1880 cuando Davis¹ (1880) patentó el uso de carbón vegetal para la recuperación del oro de las soluciones cloruradas. Poco después que los hermanos Mac Arthur y Forrest² (1888) patentaran la cianuración, la recuperación de oro de las soluciones cianuradas con carbón vegetal fue patentada por Johnson³ (1894).

Sin embargo, la precipitación con polvo de zinc (Merrill Crowe) gobernaba hasta los comienzos de 1950, cuando Zadra⁴ (1950) desarrolló un proceso para la desorción de oro y plata del carbón activado cargado.

El “Proceso Zadra” junto con otras técnicas de separación que implican variaciones de temperatura, uso de soda cáustica y cianuro, uso de solventes; hicieron posible que la adsorción de carbón para recuperar metales preciosos tuviera una mayor acogida. La planta de Goleen Cycle Carlton, en Cripple Creek (Colorado) fue la primera operación moderna de Zadra con el proceso de carbón en pulpa (CIP). En 1970 Oro Cortez usó en su operación en Nevada, adsorción de carbón y lixiviación en pilas a escala comercial; Cortez más tarde (en 1981) adoptó también el proceso de carbón en lixiviación (CIL). Fue sin embargo, la aparición de la planta de Homestake en 1973 la primera operación del carbón en pulpa (CIP) que realmente captó la atención del mundo entero.

Si bien el carbón activado puede ser obtenido mediante una variedad de materias primas incluyendo cáscaras de nuez, pepas de frutas, madera, carbón bituminoso y cáscara de coco, el carbón granular obtenido de las cáscaras de coco es casi

¹ W. N. Davis. Carolina del Sur, USA.

² Mac Arthur, John y Forrest, Robert y William. Sudáfrica.

³ W. D. Johnson patentó el uso de carbón vegetal en la recuperación de oro de soluciones cianuradas.

⁴ Zadra, J. B. U.S. Bureau of Mines. Apr. 1950.

exclusivamente usado para la recuperación de oro. La granulometría del carbón activado de coco utilizado comúnmente en la pulpa es de malla -6 +12 ó -6 +16 tyler, mientras que la granulometría usada en columnas es de malla -6 +16 ó -12 +30 tyler.

Los carbones obtenidos de la cáscara coco y otras cáscaras eran esencialmente los únicos carbones granulados comerciales disponibles en Norteamérica durante los años treinta y principios de la década del cuarenta. En ese tiempo el único uso comercial del carbón granulado era para máscaras de gas de uso militar.

Algunos investigadores metalúrgicos de esa época encontraron que los carbones de cáscara usados en las máscaras de gas daban mejores resultados que las variedades domesticas de carbón usadas en el proceso de recuperación de oro, lo que permitió mejorar los procesos empleados hasta entonces.

Alrededor de 1970, el Departamento de Minas de los Estados Unidos investigó los carbones producidos con carbón bituminoso para la recuperación de metales preciosos y encontraron que desde el punto de vista de la adsorción, obtenían resultados comparables a los mejores carbones de coco. Sin embargo, la opinión general era que los carbones de coco duraban más en los circuitos de pulpa que cualquier otra clase de carbón. En vista de que el carbón de coco era fácilmente obtenible y eficaz, el deseo de investigar y averiguar la capacidad de otras materias primas fue escaso. Para completar el panorama histórico, más de un importante circuito CIP utilizó carbón obtenido de carbones bituminosos. Climax Molydeum usó una granulometría de -8 +20 en carbón bituminoso para recuperar molibdenito (sulfuro de molibdeno) de los relaves de flotación de su planta en Climax Colorado.

Investigaciones desarrolladas a finales de la década del setenta por Calgon Carbón Corporation, mostraron que no existía una correlación esencial entre los parámetros tradicionales de área superficial y el volumen poroso, con la capacidad de adsorción para cianuro aurífero. Posteriormente Calgon descubrió como controlar la capacidad de adsorción y ahora ofrece nuevos tipos de carbón de coco adecuados a las especificaciones de adsorción de oro. Los fabricantes prestan ahora especial atención al desgaste y a las características de tamaño mínimo del carbón. [2]

2.5.1- PROPIEDADES DEL CARBÓN ACTIVADO.

El carbón activado comprende una familia de sustancias para el cual no hay forma estructural definida. La única base para su diferenciación es la medida de su capacidad adsorptiva relativa. El proceso básico de activación consiste de carbonización y oxidación. El proceso de carbonización es conducido en ausencia de aire entre 600°C a 900°C, mientras que la oxidación es efectuada en una atmósfera oxidante tal como un vapor a 900°C.

Las materias primas carbonadas (carbón vegetal, carbón de la cáscara de coco, o frutos duros) tienen que ser sometidas a una activación a altas temperaturas (800°C a 1000°C) en ambiente gaseoso ligeramente oxidante como el vapor, dióxido de carbono, ó mezclas de vapor y/o dióxido de carbono con aire. La combustión controlada quema poros e incrementando significativamente el área superficial del producto más adecuado para la adsorción de la fase líquida. El área superficial es la propiedad física más importante del carbón activado. La densidad

aparente de un carbón activado, junto a su capacidad adsortiva (para una sustancia dada), pueden ser usadas para diseñar un sistema de adsorción.

Unos cristalitos son formados durante la carbonización, los que consisten de dos o más láminas o placas ubicadas unas sobre otras. Las láminas aplastadas son átomos de carbono dispuestos en una red hexagonal. Cada átomo, excepto los del borde, es retenido por uniones covalentes a otros 3 átomos de carbón. El diámetro de las láminas y la altura de apilamiento son menores de 100 \AA . El carbón preparado con un buen tratamiento de carbonización a menudo ya está suficientemente activo para su uso. El tratamiento de oxidación puede ser usado para erosionar selectivamente la superficie, creando porosidad y de ese modo aumentar el área superficial. La oxidación también da una variedad de grupos funcionales conteniendo oxígeno los cuales pueden jugar un papel importante en la adsorción. Una de las características más importantes del carbón activado es su estructura porosa. Una representación esquemática de la estructura del poro del carbón activado es mostrada en la figura 9. Aunque la estructura submicroscópica no está bien determinada, se asume que está compuesta de partículas amorfas distribuidas al azar para dar una red compleja de forma irregular.

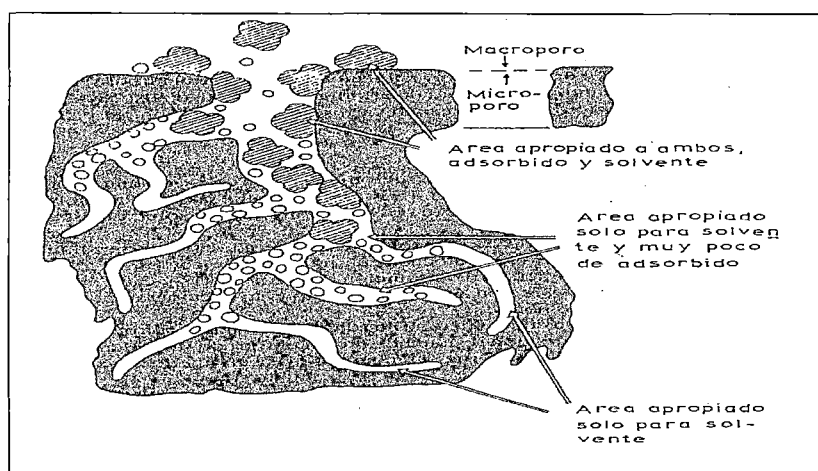


Figura N° 9: Esquema de la estructura porosa del carbón activado.
Fuente: Misari, Fidel. Metalurgia del oro, Lima: Cepec, 1992.

Los poros caen en dos distintas clases de tamaño. Los macroporos, que contribuyen solo con 5% de la superficie activa, tienen de 1000 a 2000 Å en diámetro. Los microporos tienen menos de 10 a 20 Å en diámetro y son más importantes puesto que ellos contribuyen en un 95% del área superficial disponible. [17]

Las más importantes propiedades del carbón activado para su uso en la extracción de oro son:

- (1) Capacidad de adsorción.
- (2) Velocidad de adsorción.
- (3) Fuerza mecánica y resistencia al uso.
- (4) Características de reactivación.
- (5) Distribución del tamaño de partícula.

El carbón activado es un material altamente poroso con una superficie interna muy grande por unidad de masa. El término es general para una familia de

sustancias con propiedades adsorptivas diferentes. Estas sustancias no tienen una fórmula estructural definitiva ni un análisis químico idéntico. [13]

El carbón activado no es un material homogéneo, mientras más suave es el carbón mayor es su actividad; luego el carbón suave perdido por atrición es la porción más activa. Al seleccionar los carbones se debe evaluar la resistencia al desgaste y seleccionar el carbón con mayor actividad después de la atrición.

2.5.2.- MECANISMO DE ADSORCIÓN CON CARBÓN ACTIVADO

El proceso CIP alcanzó exitosa comercialización a pesar que los mecanismos básicos del proceso no habían sido cuidadosamente estudiados. En 1979 una investigación fue publicada por Pitt⁵ y colaboradores 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 cationes 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 la doble capa eléctrica según se muestra en la figura 10:

- a) El $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ se adsorbe sobre los intersticios del carbón activado.
- b) El Na^{++} y Ca^{++} son sólo adsorbidos cuando el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ está presente. Así, ellos son adsorbidos en la capa difusa.
- c) Cuando esta presente el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ adicional, puede ser adsorbido en la capa difusa.

⁵ Charles H. Pitt Profesor de Metalurgia, Universidad Utah

d) El cianuro libre compite por los intersticios con el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$.

Estas observaciones claramente sugieren como la solución química puede ser ajustada para optimizar la adsorción en la práctica o en el campo real actual.

Pitt y colaboradores, también determinaron experimentalmente isothermas de adsorción para cianuro de Au y Ag y encontraron que el comportamiento Lagmuiriano fue seguido. A partir de estos datos las velocidades de difusión y energía de activación fueron determinadas. Para la adsorción de cianuro de Au y Ag sobre carbón activado la etapa determinante de la velocidad total, se demostró ser la difusión en el poro y no la difusión en el seno del fluido o alguna etapa lenta que controla la reacción en la de superficie. Estos resultados muestran que las velocidades de adsorción son dependientes del diámetro del poro y el área de superficie y no de una reactividad química.

También midieron la adsorción para diferentes iones y encontraron que $\text{Au}(\text{CN})_2^- > \text{Ag}(\text{CN})_2^- > \text{CN}^-$. Esto sugiere que el oro cargaría en un mayor grado que la Ag, la Ag más que el Ni y el Ni más que el Cu, etc. [17]

Los complejos de oro sean estos con cloro ó cianuro son fuertemente adsorbidos por el carbón activado. La adsorción de los complejos cianurados de oro en los poros de las partículas de carbón, implica la difusión en los poros y atracción de los sitios activos. Esta constituye una operación unitaria muy importante en las plantas modernas de procesamiento de oro.

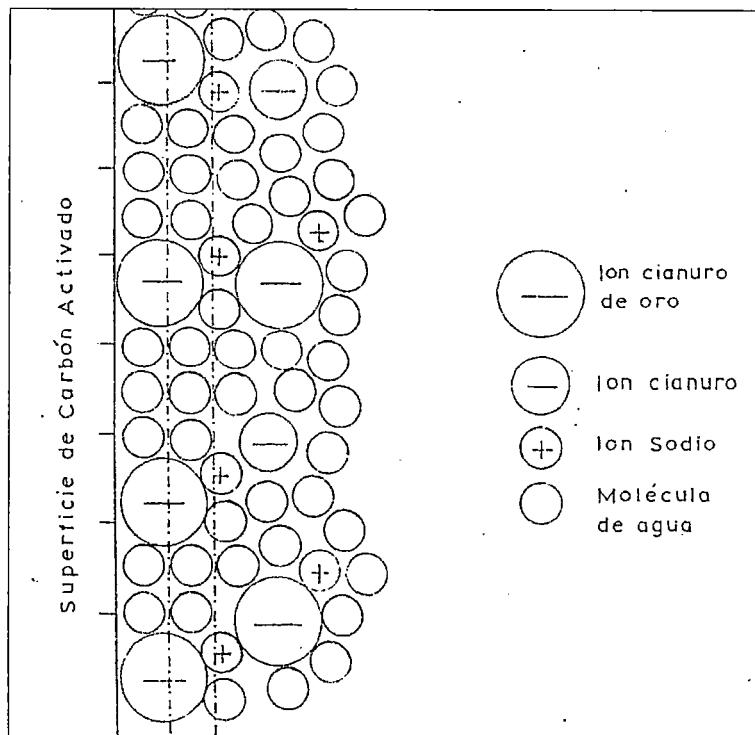


Figura N° 10: Adsorción de aurocianuro sobre la superficie de carbón activado.

Fuente: Misari, Fidel. Metalurgia del oro, Lima: Cepec, 1ra edición, 1992.

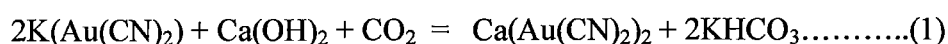
El mecanismo de adsorción del oro de las soluciones cianuradas todavía no ha sido explicado completamente. Las principales teorías modernas manifiestan lo siguiente:

- El ion $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ es adsorbido como tal y mantenido por fuerzas electrostáticas o de Van der Waals.
- El compuesto de oro cambia a alguna otra forma durante el proceso de adsorción.
- Se precipita oro metálico durante la adsorción. [17]

Existe mucha controversia en la literatura respecto del mecanismo por el cual el carbón activado se carga con $\text{Au}(\text{CN})_2^-$. El hecho de que el carbón activado no se adecue exactamente a investigaciones con espectroscopio infrarrojo o difracción de rayos X, explica porque se conoce muy poco acerca del compuesto adsorbido. Mc Dougall⁶ y otros (1980) intentaron explicar el mecanismo de adsorción del cianuro de oro por medio de un espectroscopio de fotoelectrón y rayos X, mas no fue posible identificar positivamente la composición del compuesto adsorbido. Ante el posible mecanismo de adsorción era discutido, para esto es necesario dos importantes hechos, estos han sido confirmados por varios trabajos, incluyendo los presentes autores, favoreciendo la adsorción de oro y plata cianurada en carbón.

Primeramente, la extracción de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ es fuertemente aumentada por la presencia de electrolitos tales como KCl o CaCl_2 en el medio de adsorción. En segundo lugar, la adsorción es fuertemente aumentada por un incremento de la acidez en el medio de adsorción. Por lo tanto, algún mecanismo de adsorción aceptable tuvo que darse para causar estos efectos.

En los años veinte, Gross y Scott⁷ sostuvieron la primera investigación detallada de los fundamentos de la adsorción y elusión de oro y plata cianida en carbón. Ellos sugirieron el siguiente mecanismo de adsorción para el oro en carbón activado de pino, el cual contenía $\text{Ca}(\text{OH})_2$ (50 por ciento de la ceniza de este carbón fue encontrado como CaO):



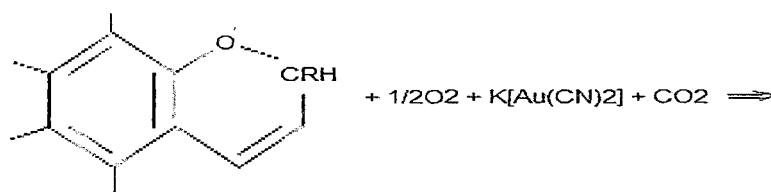
⁶ G. J. Mc Dougall, Ph. D. Departamento de Química, Universidad de Witwatersrand, Johannesburgo.
⁷ Gross, J., y Scott, J. W. Washington, U.S. Bureau of Mines.

Para un carbón que contiene iones no metales, ellos propusieron el mecanismo dado en ecuación (2). Ello atribuido al improbable cargado en valores bajos de pH por la descomposición de los aniones complejos $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ en la presencia de ácidos, de acuerdo a las ecuaciones (3) y (4):

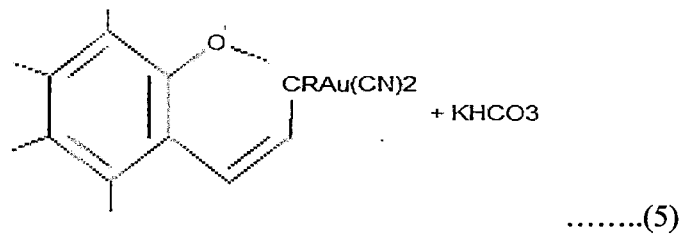


Ellos por lo tanto pensaron que es altamente insoluble AuCN y AgCN y fueron precipitados en el carbón. Ellos atribuyeron el aumento de la adsorción a la presencia de ácido para precipitación, y no a un mecanismo de adsorción tal como la propuesta de cargado bajo condiciones alcalinas.

Numerosas publicaciones aparecieron subsecuentemente en el cual el mecanismo implica adsorción de los aniones $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ en el carbón. Garter y Weiss⁸ propusieron un mecanismo alternativo para explicar los resultados de Gross y Scout. Ellos propusieron una “atracción electrostática de aniones $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ ” a sitios cargados positivamente del carbón, como en la ecuación (5):



⁸ Garter, V. A., y Weiss, D. E. Rev. Pure Appl. Chem., vol. 7. 1957. p. 69.



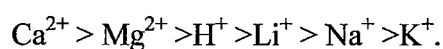
Kuzminykh y Tjurin⁹ argumentaron que desde la simple presencia de aniones en la solución cianida, incluso en alta concentraciones tales como 1.5M, no afecto la capacidad del carbón para adsorber cianuro de oro, las interacciones entre el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ anión y el carbón no fueron de carácter electrostático. Ellos propusieron que bajo condiciones ácidas, la molécula neutral de $\text{HAu}(\text{CN})_2$ es concentrada en la superficie de el carbón por un mecanismo de condensación capilar, mientras que bajo condiciones neutras o alcalinas, el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ anión es retenido en el carbón junto con una cantidad equivalente de catión alcalino tales como K^+ o Na^+ , el cual esta sujeta en el carbón electrostáticamente. Ellos propusieron fuerzas de dispersión como el responsable iniciador para la retención de el $\text{HAu}(\text{CN})_2$ y $\text{Au}(\text{CN})_2^- - \text{Na}^+$ especies en el carbón. Por tanto, de acuerdo a esta teoría, la naturaleza de la forma de adsorción del auro-cianuro es diferente en solución alcalina y ácida.

Davidson¹⁰ investigó algunos de los factores que influencia la adsorción de oro en carbón activado bajo condiciones experimentales controladas y reproducibles. Varios intentos para reproducir isotermas de adsorción bajo condiciones de pH constantes con agua desionizada fallaron. Y reproduciblemente pudo ser logrado solo en un medio buffer 0.2M de ácido bórico y 0.2M $\text{KCl} + \text{NaOH}$, en un valor de

⁹ Kuzminykh, V. M. y Tjurin, N. G. *Izv. Vyssh. Ucheb. Zaved. Tsved. Metall.*, vol. 11, no. 4. 1968. p. 65.

¹⁰ Davidson, R. J. *Journal Sud Africa Inst. Min. Metall.*, vol. 75, no. 4. Nov. 1974. p. 67.

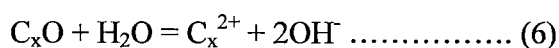
pH 10. El estableció que el grado de adsorción de oro depende fuertemente de la naturaleza y concentración del electrolito espectador presente en el medio de adsorción y que el auro cianuro no puede ser adsorbido en el carbón en la ausencia de cationes estabilizadores tales como Na^+ y Ca^{2+} . El propuso un mecanismo que implica la adsorción de oro como un metal dicianurado complejo: $\text{M}^{n+}(\text{Au}(\text{CN})_2)_n$. En apoyo de esta hipótesis, él afirmó que; cuando el catión del complejo M^{n+} es un metal alcalino terreo, el complejo es asegurado más firmemente al carbón que cuando M^{n+} es un metal alcali. El encontró la fuerza de adsorción de el $\text{M}^{n+}(\text{Au}(\text{CN})_2)_n$ adsorbido para la siguiente secuencia:



Cho, Dixon, y Pitt investigaron la cinética y termodinámica de la adsorción de oro y plata cianurada en carbón activado [8]. Ellos encontraron que la velocidad de adsorción de oro y plata cianurada es controlada por la velocidad de difusión en el poro en el rango de temperatura de 25 a 55°C y la energía de activación es pequeña 8 a 13 $\text{kJ}\cdot\text{mol}^{-1}$. Ellos encontraron que aunque el tamaño del carbón granulado afectó la velocidad inicial de adsorción observando rápidas velocidades para las pequeñas fracciones de tamaño, esto no tiene efecto en la cantidad de equilibrio para el oro adsorbido. Ellos observaron que el equilibrio del oro cargado de acuerdo con los resultados de otros investigadores es fuertemente dependiente del valor de pH del medio de adsorción, la cantidad de oro adsorbido en el rango de pH de 4 a 7 siendo cerca de dos veces que adsorbido en el rango de pH de 8 a 11. [8]

El mecanismo sugerido por Cho, para la adsorción del cianuro de oro en carbón implica una interacción electrostática entre aniones $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y los sitios

positivamente cargados en la superficie del carbón, como previamente sugirió Plaksin¹¹. Ellos propusieron que los sitios positivos en el carbón son formados en relación con la teoría postulada por Frumkin¹² debido por la adsorción de ácido en el carbón. Según estas teorías, el carbón activado se porta como un electrodo de oxígeno y el oxígeno molecular reacciona con la superficie del carbón para formar en la superficie un grupo funcional, C_xO o C_xO₂, los cuales reaccionan con el agua según la ecuación:



Cho sugirió la reacción representada en la ecuación (6) como una explicación para la elevada capacidad de adsorción de oro observada en soluciones ácidas, de esto se puede esperar que a valores bajos de pH el equilibrio pudo ser dirigido hacia la derecha y los sitios de adsorción cargados positivamente pudieron ser producidos para un número equivalente de aniones Au (CN)₂⁻.

Claus y Weiss¹³, estudiando la adsorción de cianuro de oro en varios carbones activados, concluyeron que la adsorción de oro no es una propiedad de la superficie del carbón, desde ciertos tratamientos químicos del carbón (por ejemplo, con una mezcla de nítrico y ácido clorhídrico a 80 °C) impide la adsorción de oro. Aunque esto es creído que la adsorción de oro es relacionado a grupos funcionales específicos o “puntos de unión” en el carbón, ellos excluyeron la intervención de bases planas, grupos de ácido carboxílicos y óxidos básicos. Ellos señalaron fuera de eso un tipo especial de microporo para poder ser aplicado. [14]

¹¹ Plaksin, I. N. Metalurgia de metales nobles. Metallurgizolat, 1958.

¹² Frumkin, A. Kolloid-Zeitschrift, vol. 51. 1930. p. 123.

¹³ Claus, C. R. A., y Weiss, K. Pretoria, Reporte de investigación no CENG. 206. Sep. 1977

Cho y Pitt, hicieron una detallada investigación de los factores que influyen la adsorción de cianuro de plata en carbón activado de cáscara de coco. Aunque ellos concluyeron que el anión $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ es adsorbido, ellos excluyeron una interacción electrostática entre el anión $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ y los sitios positivos en la superficie del carbón, así menos para la adsorción desde soluciones alcalinas. En su lugar, ellos propusieron un mecanismo de adsorción que está en relación con el desarrollo de la teoría de energía de solvatación iónica desarrollada por Andersen y Bockris¹⁴ para relatar para la adsorción específica de aniones en electrodos de metal. De acuerdo a este modelo el grado y el tipo de hidratación iónica son el principal factor que determina la adsorción específica. Aplicado para el carbón, la teoría predice que un anión débilmente hidratado tal como $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ puede ser adsorbido específicamente en la superficie del carbón después de perder algunas moléculas de agua de esta hidratación primaria, mientras que pequeños aniones con un gran número de moléculas de agua fuertemente seguras en su hidratación primaria de la cáscara, por ejemplo CN^- , no puede ser específicamente adsorbido y por lo tanto puede permanecer fuera de la parte de la doble capa eléctrica. [14]

La capacidad del carbón para el $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ anión es considerablemente más alta que para el CN^- anión, y Cho y Pitt consideraron esto como prueba de la aplicabilidad del modelo de Andersen y Bockris para la adsorción de aniones en el carbón. Ellos también encontraron que el pequeño pero altamente hidratado catión Na^+ es adsorbido en el carbón aunque esté presente en soluciones con aniones $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$, y no aunque esté presente solo con pequeños pero altamente

¹⁴ Andersen, T. N., y Bockris, J. O'M. *Electrochim. Acta*, vol. 9, no. 4 1964. p. 347.

hidratados aniones tal como CN^- . Ellos obtuvieron similares resultados para el cation Ca^{2+} .

Confirmando los resultados de otras investigaciones en la adsorción de cianuro de oro, Cho y Pitt encontraron que un incremento de la concentración de K^+ , Na^+ y Ca^{2+} iones en solución aumenta la adsorción de cianuro de plata en carbón. Al describir para estos efectos de “fuerza iónica”, ellos propusieron que el K^+ , Na^+ y Ca^{2+} iones son no específicamente adsorbido en el complejo cianuro de plata, el cual en su turno es específicamente adsorbido en la superficie del carbón y que estos iones proporcionan sitios adicionales para la adsorción de aniones tales como $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ y CN^- . Por lo tanto, el cuadro que emerge es de una adsorción multicapa (supuestamente consistente con la teoría eléctrica de la doble capa) como en la figura 11.

El efecto nocivo del anión libre CN^- en la adsorción del $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ anión (aunque CN^- no es específicamente adsorbido en el carbón) es creíble para ser relacionado a la competencia no-especifica de adsorción en los sitios del carbón entre el $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ y CN^- aniones.

La capacidad del carbón para el cianuro de oro es cerca de tres veces mayor que para el cianuro de plata. Cho y Pitt atribuyeron esto al gran radio iónico del oro (13.7nm) comparado con el de la plata (12,6nm) consistente con la energía de solvatación.

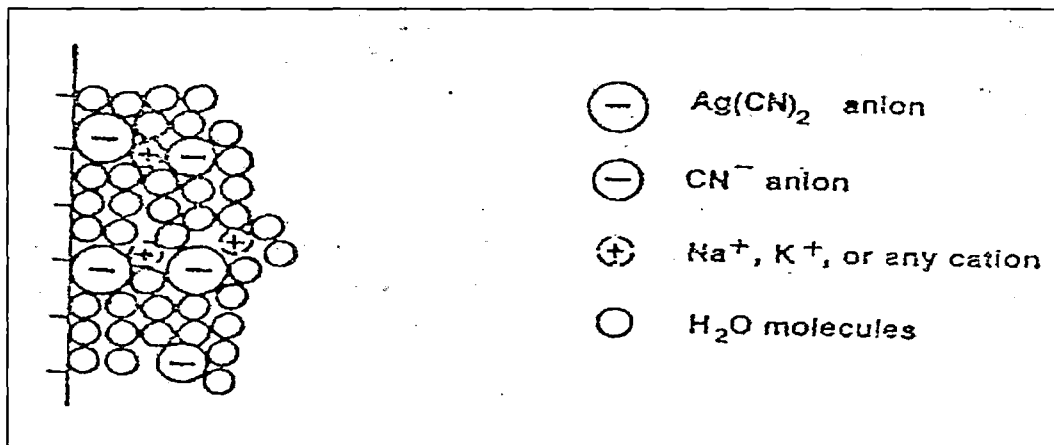
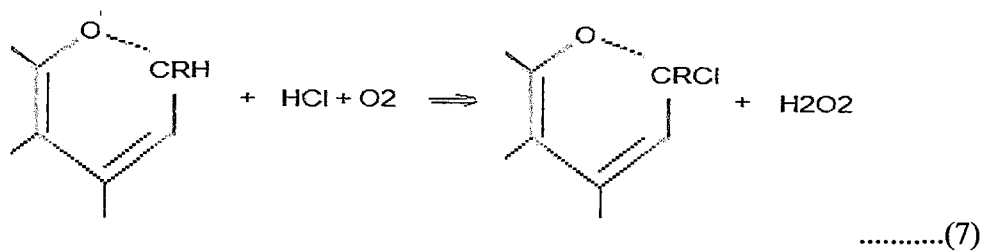


Figura N° 11: Representación esquemática del modelo de Cho para el mecanismo de adsorción de $\text{Ag}(\text{CN})_2$ en carbón activado.

Fuente: Mc Dougall, G., Hancock, R., Nicol M., Wellington, O., Copperthwaite, R. The Mechanism of the Adsorption of Gold Cyanide on Activated Carbón. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1980, p. 295.

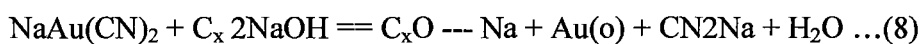
El aumento de la adsorción de cianuro de plata en la presencia de un ácido fue atribuido para un diferente mecanismo, consistente con el modelo postulado por Garten y Weiss para describir la adsorción de ácido hidroclorehídrico en carbón en la presencia de oxígeno molecular, como representado en la ecuación (7):



Este mecanismo asume la presencia en el carbón de grupos funcionales de cromo que son fácilmente oxidados en la presencia de ácido a iones carbono y Cho postuló que el $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ anión es adsorbido en estos sitios positivos por una interacción electrostática. Por lo tanto, él asumió la adsorción de $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ en

carbón desde el medio ácido para ser dependiente de la carga en la superficie del carbón.

De otras manos, Grabovskii¹⁵ y sus colaboradores, después de estar investigando la adsorción de oro en carbón elaborado a partir de resinas de fenol-formaldehído, concluyo que la adsorción del oro es acompañada por la reducción del complejo $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ a oro metálico. Su investigación en la elusión de oro adsorbido en carbón desde soluciones de cianuro ha mostrado que la elusión completa de oro puede ser logrado solo con un agente complejante de oro tales como CN^- o CNS^- que este presente en el eluyente. Esto da credibilidad para la hipótesis de un mecanismo de reducción como el responsable de la reacción. Ellos consideraron que el rol del carbón como el agente reductor está en acuerdo con la reacción mostrada en la ecuación (8), donde C_xO^- - - Na representa la superficie oxidada del carbón con un cation adsorbido:



El mecanismo de la adsorción de aurocianuro en carbón activado puede ser sumariado como los siguientes. Las teorías caen en tres categorías:

- (1) Aquellas que proponen que el oro está presente como un ion aurocianuro.
- (2) Aquellas que sugieren que el oro está presente como un componente diferente que el ion aurocianuro (precipitado AuCN), y
- (3) Aquellas que proponen que el aurocianuro es reducido a oro metálico.

La técnica de rayos X, espectroscopia por fotoelectrón (XPS) permite a uno decidir en el estado de oxidación de un elemento. Por lo tanto, esta técnica fue

¹⁵ Grabovskii, A. I. Sorción extracción de oro y plata por carbón activado. Zh. Prikladnoi Khimii, vol. 49, no 6. 1976. p. 1379.

usada en el Instituto Nacional de Metalurgia para distinguir entre las posibilidades (1) y (2) en una mano, y la posibilidad (3) en la otra, desde las dos primeras posibilidades el oro requiere tener un estado de oxidación 1, y la tercera requiere un estado de oxidación cero. También la idea de ser de un valor fue la re-investigación del efecto de los factores tales como pH y el medio iónico donde es cargado, no solo el cianuro de oro, pero también iones de otros metales y sus complejos, por que del comportamiento posterior puede desprenderse algún ligero mecanismo de adsorción. Por ejemplo, mercurio (II) forma el complejo cianuro $\text{Hg}(\text{CN})_2$, el cual se parece a $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ respecto a todo excepto que este no es un anión, y esta conducta en el cargado puede indicar ionizarse de si, todo esto es importante en la adsorción con carbón activado. Otra simple aproximación al problema de si, el oro esta presente como $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ incluye el análisis del carbón cargado para su oro y nitrógeno contenido lo cual puede indicar que tanto los iones de cianuro están asociados con el oro en el carbón.

2.5.3.- TIPOS DE PROCESOS DE RECUPERACIÓN DE ORO CON CARBÓN ACTIVADO:

Entre los tipos de procesos de recuperación del oro empleando carbón activado tenemos:

2.5.3.1- CARBÓN EN PULPA (CIP):

El desarrollo original del CIP se acredita al profesor T.G. Champag¹⁶, a fines de los años 30. Champag inicialmente añadió carbón activado fino a una pulpa de

¹⁶ T. G. Champag Universidad de Arizona.

mena de oro cianurada; después de una adecuada agitación separó el carbón fino de la mena de flotación. El oro fue recuperado fundiendo el carbón.

En un sistema alternativo, Champag uso carbón activado de granulometría mayor en unos cedazos cilíndricos tipo canasto que se giraban en la pulpa de mena cianurada.

La desorción del carbón grueso con solución caliente de cianuro dio como resultado una solución concentrada de oro. A comienzos de los años 50, Zadra y sus colaboradores en U.S.B.M. desarrollaron una celda electrolítica para una electrodeposición continua de oro del licor desorbido. La primera planta CIP comercial fue operada de 1954 a 1960 en una planta de la Corporación Goleen Cycle en Cripple Creek, Colorado. Las plantas CIP basadas en el proceso Zadra han proliferado en todo el mundo desde fines de los 70.

Consiste en una primera etapa de lixiviación del mineral aurífero en solución de cianuro con pH controlado, para posteriormente pasar a otra etapa en la que se agrega el carbón activado a la solución conteniendo oro disuelto.

Normalmente se alimenta el carbón activado en contracorriente con la solución lixivante.

Los parámetros óptimos para CIP son:

pH : 10 - 11

Densidad de pulpa : 40 – 45 % sólidos

Cianuro libre : 0.05 % en el circuito, más de 0.015 % fuera de él.

Los límites de densidad de pulpa son importantes para la intermezcla de carbón con la suspensión de mena. Si los sólidos son menos del 40 % de la pulpa el carbón tiende a sedimentar, si la pulpa es mayor a 45% de sólidos el carbón flota.

Con las condiciones adecuadas de CIP arriba mencionada el oro se cargará en preferencia al cobre. Si hay mercurio en la mena, este seguirá al oro y deberá ser destilado del producto. Serán adsorbidos también Pb, Zn, As, Sb, Co y Ni, empero ellos no crean problemas. Los tanques tipo pachuca pueden usarse como tanques CIP permitiendo manejar partículas de carbón más grueso que en los tanques de agitación. El impulsor en los tanques CIP debe ser grande y curvado, tener baja velocidad. Siempre existe alguna pérdida de oro con el carbón fino, pero se puede minimizar esto tamizando el carbón después de la regeneración.

El cargado óptimo de carbón tiene que ser determinado tomando en cuenta el aspecto económico de la operación. Es recomendable que el oro cargado en el carbón se mantenga ligeramente entre 4,250 a 8,500 gr Au/TM de carbón, para mantener un contenido bajo de oro y controlar pérdidas a través del carbón fino no colectado.

El uso de agitadores de baja velocidad, tuberías plásticas con radios de curvaturas amplios y un número mínimo de empalmes, es muy útil para conservar la integridad de los granos de carbón. Algunas plantas de oro usan impulsores dobles en los tanques CIP, puesto que éste resiste a la abrasión. Dependiendo de las condiciones económicas pertinentes, algunas plantas CIP usan soda en lugar de cal para evitar el taponamiento del carbón y los cedazos. [17]

La ventaja más grande de este proceso es que elimina la etapa costosa de separación sólido-liquido necesaria en el caso, del proceso Merrill-Crowe.

La figura Nro. 12, muestra un diagrama de flujo esquemático del proceso de un circuito típico CIP. La pulpa lixiviada es primero tamizada, generalmente se usa una malla 28 para remover algunas partículas grandes o pedazos de maderas, etc.

La pulpa luego fluye a través de una serie de tanques agitados en contracorriente al flujo de carbón activado. El buen contacto sólido-líquido es provisto en cada uno de los tanques por agitación mecánica o por burbujeo de aire. Unos tamices inter etapas separan el carbón grueso desde la pulpa, siendo los dos movidos en direcciones opuestas.

Varias plantas en Norteamérica y Sud África usan diferentes tipos de equipo para agitación en los tanques CIP y para la separación del carbón desde la pulpa. La pulpa agotada de oro es descartada desde el último tanque el cual recibe carbón activado fresco. Algunas partículas finas de carbón que salen con la pulpa representan una posible fuente de pérdida de oro. La solución del relave es baja en concentración de cianuro y generalmente no es reciclada para lixiviación. Así el consumo total de cianuro es algo mayor que el proceso Merrill-Crowe. El carbón cargado desde el primer tanque es enviado a elución. [17]

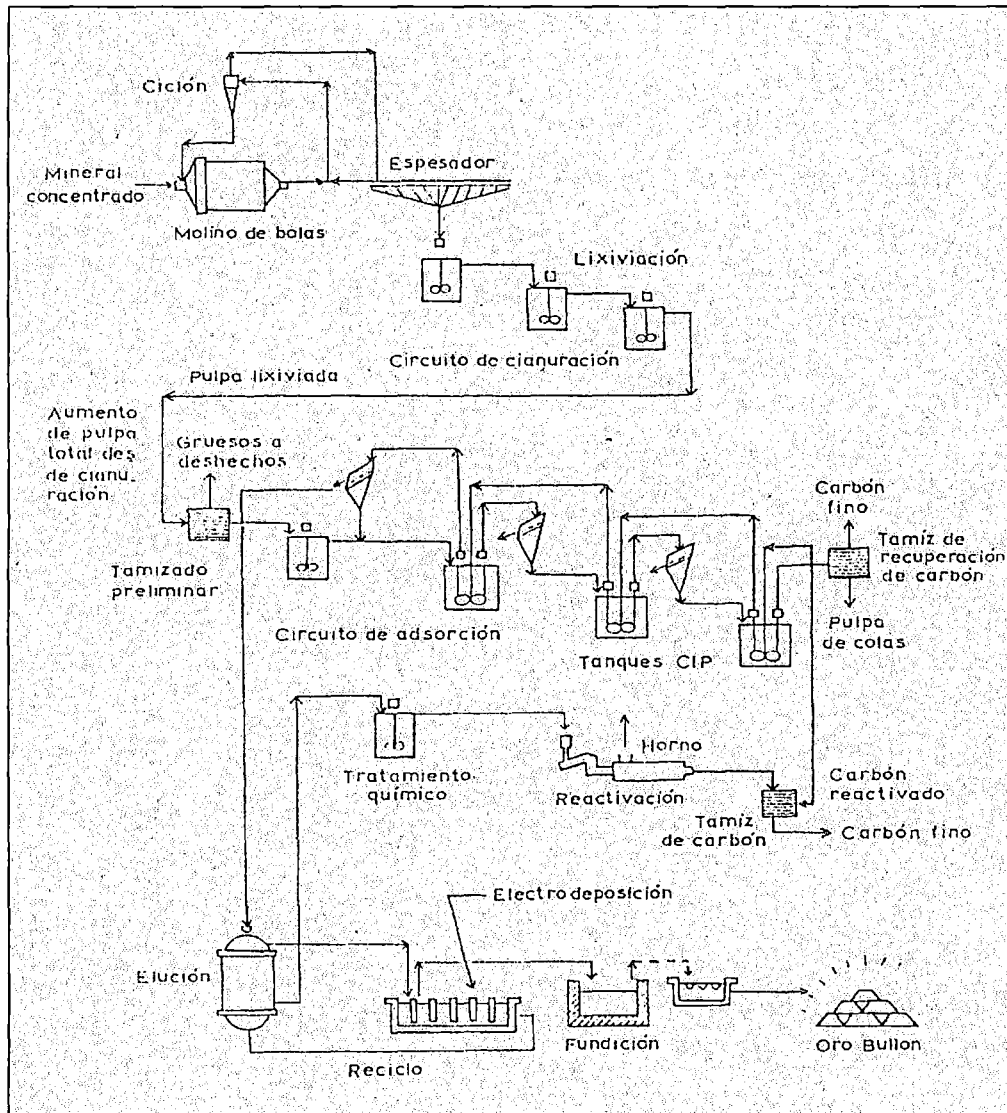


Figura Nº 12: Diagrama de flujo esquemático de un circuito típico de carbón en pulpa.

Fuente: Misari, Fidel. Metalurgia de oro, Lima: Cepec, 1992.

2.5.3.2.- CARBÓN EN LIXIVIACIÓN (CIL):

Esta es una modificación relativamente nueva del proceso carbón en pulpa y puede ser preferido sobre la tecnología convencional CIP en ciertos casos.

En este proceso se lleva de manera simultánea la lixiviación y adsorción del oro disuelto por la solución lixivante. Ya que la adsorción del oro es mucho más

rápida que la lixiviación de sus menas, la cantidad y tamaño requerido de los tanques CIL esta determinado por las propiedades de la mena. La velocidad de adsorción es generalmente proporcional a la concentración de oro en solución; por tanto es muy ventajoso usar los primeros tanques del circuito para una prelixiviación terminada. Una razón convincente para seleccionar la tecnología es la presencia de carbón orgánico en la mena de alimentación, la cual sustrae el oro soluble de la solución preñada e incrementa la pérdida de oro en las colas. El proceso CIL evita sustancialmente esta sustracción de oro, por medio de la adsorción del oro solubilizado en su mayoría sobre el carbón activado añadido.

El inventario de carbón en un sistema CIL es mucho mayor que en un sistema CIP de la misma capacidad de planta, debido a la más baja concentración de oro en solución y por consiguiente una fuerza de manejo más pequeña. Este aumento en el inventario de carbón representa un aumento en el atrapamiento de valores de oro y es probablemente la desventaja más seria del proceso. [17]

2.5.3.3.- CARBÓN EN COLUMNA (CIC):

En este proceso la solución lixivante después de disolver el mineral aurífero pasa posteriormente por un circuito de columnas de adsorción conteniendo carbón activado. Los licores de lixiviación generados en su mayoría de las operaciones de lixiviación en montones, de minerales de oro y plata de baja ley, están prácticamente libres de sólidos suspendidos. En tales operaciones, la solución madre es puesta en contacto con carbón activado en columnas.

El buen contacto sólido-liquido es logrado mediante la fluidización de las partículas de carbón en la columna. Se utilizan columnas en serie. La solución

madre es alimentada a la primera columna que contiene el carbón más cargado de oro y sale como solución empobrecida de la última columna que contiene carbón fresco que está menos cargado.

Cuando la primera columna alcanza una determinada carga de oro, es removida desde el circuito y una columna de carbón fresco es adicionada a la cola al final del circuito. La solución cargada debe de fluir de abajo hacia arriba, fluidizando suavemente el carbón dentro de la columna. [17]

Para el diseño de la capa fluidizada de carbón activado para la adsorción del oro, se debe considerar a cuatro factores variables:

- Velocidad de entrada de la solución a la columna de carbón.
- Producción promedio de los metales preciosos por día.
- Cantidad máxima de oro que puede ser cargado (adsorbido) sobre el carbón.
- El tamaño de las partículas empleada para tal efecto.

En operaciones a nivel industrial se considera favorable un cargado de 400 onzas de metales preciosos por tonelada de carbón. Sin embargo, cuando la solución que entra al proceso contienen menos de 0.05 onzas de oro por tonelada, la adsorción (cargado) del oro sobre el carbón activado comúnmente no excederá de 200 onzas por tonelada de carbón.

La experiencia industrial ha demostrado que la carga de carbón sería distribuida igualmente a través de 4 o 5 columnas o tanques en serie para un sistema eficiente de adsorción de oro.

En vista de que el carbón en la primera columna resulta cargado con más oro y su capacidad de adsorción decrece, el contenido de oro de la solución que sale de la columna aumenta gradualmente. Para lograr una eficiente adsorción del oro por el

carbón, es fundamental el uso de una serie de columnas de carbón a fin de que la solución estéril (agotado) que sale de la última columna sea muy pobre en oro y plata. Cuando los resultados indican que el carbón activado de la primera columna ha adsorbido la cantidad deseada de oro o esta saturado, se saca del sistema y se coloca una columna nueva al final del circuito.[24]

2.5.4.- FACTORES QUE AFECTAN LA ADSORCIÓN DEL ORO

El efecto de la fuerza iónica de la solución en el cargado del carbón es significativo. El cargado del carbón de una solución de oro en agua desionizada es bajo. La fuerza iónica de la solución de oro juega un papel muy importante en el mecanismo de adsorción. [4]

Davidson (1974) comprobó experimentalmente que el grado al cual varios complejos de cianuro de oro se adsorben en carbón activado, depende de su catión. El aurocianuro de calcio parece ser el complejo más fuertemente adsorbido de la siguiente serie: $\text{Ca}^{++} > \text{Mg}^{++} > \text{H}^+ > \text{Li}^+ > \text{Na}^+ > \text{K}^+$

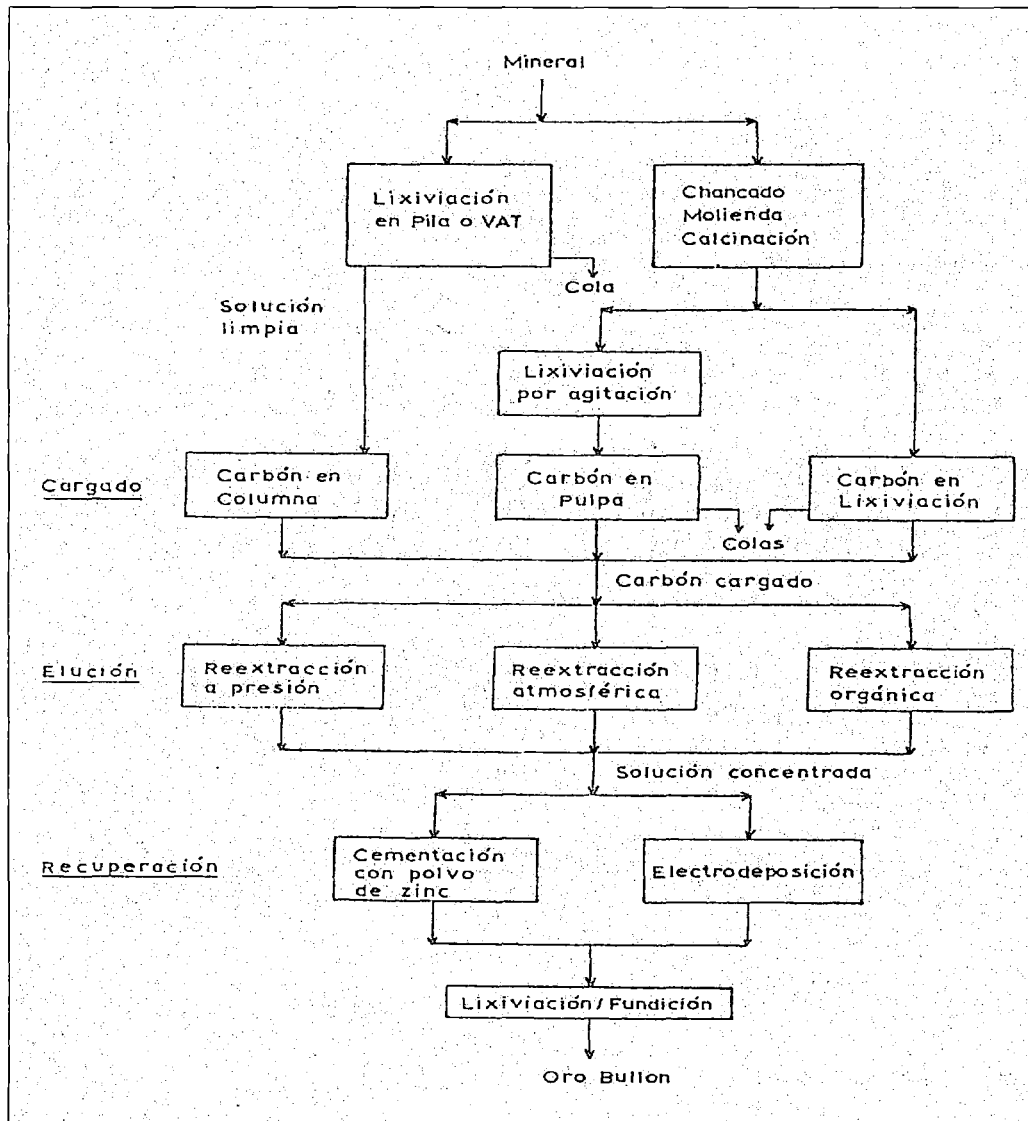


Figura N° 13: Rutas alternativas para la recuperación de oro y plata usando carbón activado.

Fuente: Misari, Fidel. METARLURGIA DEL ORO, Lima: Cepec, 1992.

2.5.4.1.- EFECTO DE LAS CARACTERÍSTICAS DEL CARBÓN

La mayoría de los carbones adsorberán oro a un mayor o menor grado, pero en la practica el carbón más activo es producido específicamente a partir de la cáscara de coco o hueso (pepa) de durazno a como 700 a 800°C en presencia de vapor. Numerosas de marcas de carbón están disponibles comercialmente y estudios

recientes fueron realizados para establecer una relación entre la constante de equilibrio del carbón activado para oro (valor de K) y cinco parámetros fácilmente medibles: contenido de ceniza, número de yodo, valor azul de metileno, áreas de superficie y pH (cuando es agitado en agua desionizada) respectivamente. Se encontró que una correlación significativa existió solo entre valores de K y pH. Esto fue interpretado en términos de la presencia de complejos de óxidos sobre la superficie del carbón. Mientras no fue observada una correlación entre el área de superficie y el valor K en este estudio, una evaluación previa en el mismo laboratorio indicó que el tamaño de partícula del carbón tenía un efecto significativo en la velocidad de adsorción de oro. Mientras que partículas finas dan cinéticas más rápidas, ellas son probablemente las que causan altas caídas de presión en las columnas de cargado y elución. Las partículas más finas, pueden también aumentar las pérdidas de oro en las colas en operaciones CIP. Un tamaño de partícula más gruesa de malla 10 a 20 es usado en la industria. [17]

2.5.4.2.- EFECTO DE LA CONCENTRACION DE ORO

Estudios realizados en el Bureau of Mines de Estados Unidos y en los laboratorios de la Anglo American han confirmado que la capacidad de equilibrio del carbón para cargar oro está relacionada a la concentración de oro en la solución. Resultados típicos son reproducidos en la figura 14. Las isotermas son casi lineales entre concentraciones de equilibrio de 10 a 0.1ppm de oro en soluciones, pero comienza a encurvarse a menores concentraciones.

Las isotermas son similares a los observados en intercambio iónico y extracción por solventes y forman la base de un sistema de adsorción en contracorriente

extremadamente eficiente. La solución impregnada entra al circuito con 1 a 10 ppm, que equilibra con el carbón cargado (10000 a 25000ppm de oro) que sale del circuito. De otro lado, el carbón regenerado fresco que entra al circuito puede adsorber oro por debajo de 0.02ppm o menos desde la solución barren a ser descargada.

Se ha encontrado que el acercamiento al equilibrio es particularmente lento a concentraciones muy bajas de oro. Por consiguiente, un tiempo de residencia largo o un aumento en la concentración del carbón en la pulpa son requeridos para lograr muy bajos contenidos de oro en las colas. La segunda opción significaría que la carga final de oro sobre el carbón estaría significativamente debajo de su potencial de equilibrio de capacidad de carga de oro. Esto es ilustrado por datos reales de carga de oro desde varias plantas, incluyendo varias en Sud África, los que se resumen en la tabla Nro. 2. Se puede ver que generalmente grados mayores de solución resulta en mayores cargas. [17]

2.5.4.3.- EFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO

Davidson y otros, estudiaron el efecto de la concentración de cianuro libre sobre la capacidad de carga de oro en el equilibrio a temperatura ambiente. Ellos encontraron que la adición de las primeras 10ppm de NaCN tuvo un efecto bien marcado en la disminución de la capacidad de equilibrio desde unos 36kg Au/t de carbón a cerca de 30kg Au/t de carbón. A partir de 10ppm a 50ppm de NaCN, la disminución fue más constante y después de este punto al final a 500ppm de NaCN, la capacidad de equilibrio disminuyó lentamente pero consistente a como 26kg e Au/t de carbón. La figura 14 muestra que el efecto del aumento en la

concentración de cianuro fue peor a mayores temperaturas. Esto puede ser parte del porque mayores temperaturas y concentraciones de NaCN son usados en la elución del carbón.

Altas concentraciones de cianuro libre tienen un efecto perjudicial en la adsorción del oro. Sin embargo, es bien sabido que el cianuro libre evita que el cobre soluble se cargue en el carbón. Por tanto, se recomienda una cierta concentración de cianuro libre para aquellas menas de oro que contengan cobre. [17]

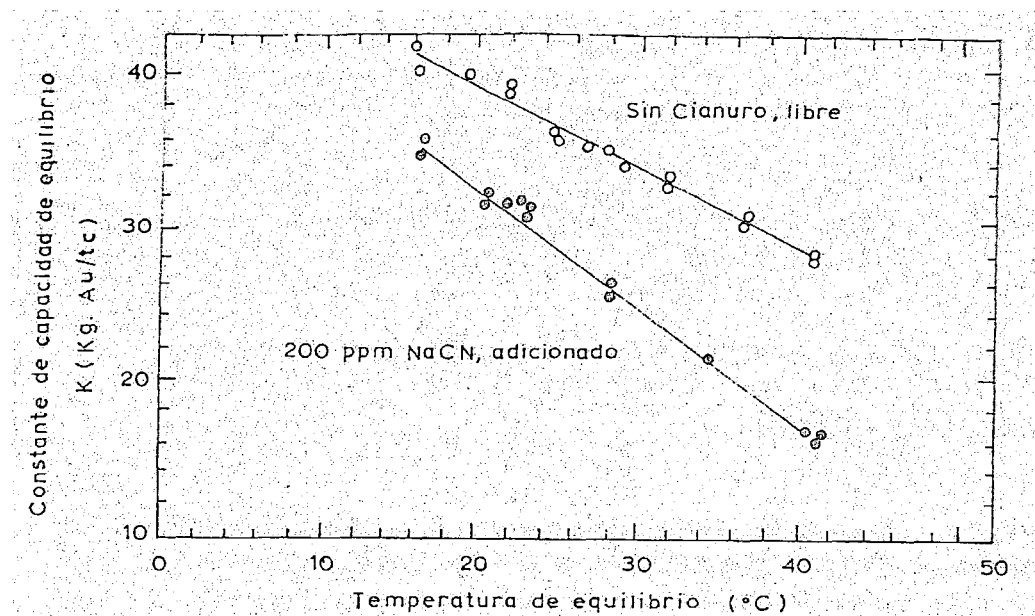


Figura N° 14: Efectos de la temperatura y concentración de cianuro libre sobre la carga de oro en el equilibrio.

Fuente: Misari, Fidel. METARLURGIA DEL ORO, Lima: Cepec, 1992.

2.5.4.4.- EFECTO DEL pH

Ya que tanto los iones H^+ y OH^- tienden a ser adsorbidos por el carbón, el pH afecta la capacidad de adsorción del carbón [3]. El equilibrio del cargado de oro en carbón aumenta a bajos pH. En la práctica, cuando el pH se ajusta con cal, el

efecto del catión calcio y anión oxhidrilo son totalmente opuestos: las concentraciones altas de calcio mejoran la adsorción, mientras que altos pH disminuyen ésta.

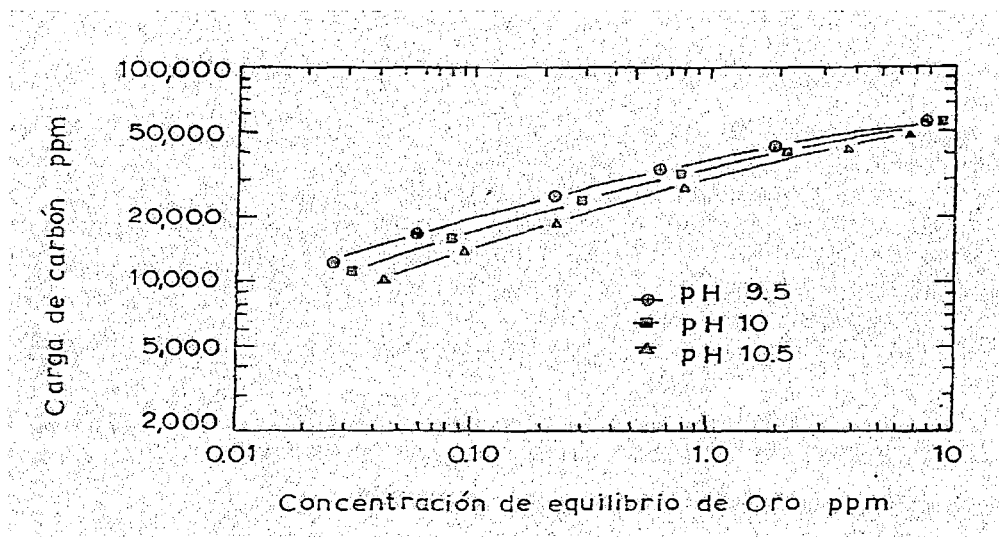


Figura N° 15: Efecto del pH sobre el equilibrio de carga de oro sobre carbón.
Fuente: Misari, Fidel. METARLURGIA DEL ORO, Lima: Cepec, 1992.

2.5.4.5.- EFECTO DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA

La velocidad de adsorción está afectada notablemente por el tamaño de partícula de carbón. Partículas más pequeñas para una misma masa de carbón mejoran la adsorción del oro (como era de esperar por el aumento del área superficial).

2.5.4.6.- EFECTO DE LA TEMPERATURA

La figura 14 muestra que la constante de capacidad de equilibrio cae muy rápidamente con el aumento de la temperatura. Así mientras todos los circuitos de cargado operan a temperatura ambiente, la elución es llevada cabo a temperaturas cerca al punto de ebullición o por encima. La adsorción da inicio a una reacción exotérmica y tiende a incrementarse con el decrecimiento de la temperatura. [4]

2.5.4.7.- EFECTO DE LA AGITACIÓN

EL tipo de agitación o mezclado no afecta el equilibrio de capacidad de carga, sin embargo, afecta significativamente la velocidad de adsorción. En la operación piloto de CIP de Grootvlei, el reemplazo de la agitación con aire por mezclado mecánico, duplicó la velocidad de extracción de oro. La superioridad de la agitación mecánica sobre la agitación con aire también es reportado para la operación Marbata de Filipinas. Ha sido postulado que la presencia de CO₂ en el aire agrava el problema de la precipitación de carbonato de calcio sobre el carbón.

[17]

2.5.4.8.- EFECTO DE LA PLATA

Muchos minerales de oro contienen significativas cantidades de plata. En la Witwatersrand, donde la solución impregnada contenía 5.4 ppm de oro y 0.7 ppm de plata, fue encontrado dificultad en la retención de la plata adsorbida sobre el carbón, porque fue desplazada por el oro. El problema fue resuelto por acidificación de la solución antes del cargado del carbón. En Marbata (Filipinas), donde la solución es más rica en plata (2.83 ppm) que en oro (1.89 ppm), solo con el 60.8% de la plata es recuperada en el circuito de adsorción, mientras que la recuperación de oro es de 97.3% . Según lo visto en la tabla 2, el contenido de oro en el carbón cargado es también muy bajo solo 1710 ppm.

La presencia de altas concentraciones de plata aumentará significativamente los requerimientos de carbón activado y por consiguiente aumentará el costo del proceso. Los minerales que son muy ricos en plata o que son esencialmente minerales de plata con algo de valores de oro en ellos, son tratados por el proceso

de cementación con polvo de zinc en lugar del proceso de adsorción con carbón.[17]

2.5.4.9.- EFECTO DE LOS METALES BASE

El cobre se comporta de una forma similar a la plata. Es cargado sobre el carbón como un complejo de cianuro, pero luego es desplazado por el oro. El desplazamiento tiene lugar a pH alto igual a 10, pero no a pH bajo igual a 5. En la Planta Kambalda en el Oeste de Australia, la carga de cobre sobre el carbón es cerca de la del oro. Esto es probablemente a causa del alto radio de cobre a oro en la solución de alimento, cerca de 10 o más. Ellos aliviaron el problema operando a 0.02% o mayor concentración de cianuro libre en solución. La solución de alimento en Kambalda es muy alto en concentración de níquel, 60 a 120 ppm. El níquel reduce la carga de oro sobre el carbón activado. La cantidad de níquel cargado en el carbón es función de la concentración de níquel en la solución. Parece que difícilmente algo de fierro o zinc se carga sobre el carbón activado. [17]

2.5.4.10.- EFECTO DEL CALCIO

Algo de iones de calcio están presentes en las soluciones impregnadas. El origen es generalmente la cal usada para mantener el pH durante la cianuración. Según lo discutido antes un pH alto afecta adversamente la carga de oro. Así, la buena práctica es usar solo suficiente cal para evitar la hidrólisis del cianuro, un pH de como 10.

Algo de calcio se carga en el carbón activado, la cantidad aumenta con el aumento en la concentración de calcio en la solución y con el aumento del tiempo de contacto. Un problema serio de ensuciamiento surge debido a la precipitación de carbonato de calcio sobre el carbón activado, particularmente cuando el aire es usado para la agitación. [17]

**TABLA N° 2: CARGA DE ORO SOBRE CARBÓN ACTIVADO EN
FUNCION DE LA CONCENTRACION DE ORO EN
SOLUCION DE ALIMENTO**

Concentración de oro	Concentración de oro	Concentración de oro	planta
Solución de alimento	Solución barren	Carbón cargado	
1.17	0.003	1980	Kambalda, Australia
1.89	0.05	1710	Marbate, Filipinas
2.2	0.017	12863	Homestake, EE. UU.
2.31	0.015	4325	Drpm, sud África
2.42	0.020	6248	Grootvlei, sud África
3.35	0.012	4200	Ceba, sud África
6.26	0.014	13535	Pres. brands
9.62	0.119	18282	Fairview, sud África
95	0.013	9960	Fairview, sud África
164	0.035	37900	Pruebas de laboratorio sobre calcina

Fuente: Misari, Fidel. METARLURGIA DEL ORO, Lima: Cepec, 1ra edición, 1992.

2.6.- ELUCIÓN O DESORCIÓN DEL CARBÓN ACTIVADO CARGADO CON ORO

La desorción del soluto adsorbido (oro) mediante un disolvente se conoce como elución. El disolvente de desorción es el eluyente; el eluido está formado por la corriente efluente que contiene el soluto desorbido y el disolvente de elución. [21]

El carbón activado siendo un excelente adsorbente para el oro soluble, no cede fácilmente el oro adsorbido. El método descubierto por Zadra para la desorción exitosa de oro y plata del carbón cargado, ha promovido el uso del carbón activado. Posteriormente se desarrollan otras técnicas que requieren tiempos de desorción más cortos comparados con el método Zadra.

Una técnica de desorción esta basada en la transferencia de masa de un compuesto soluble de oro, lo cual ocurre por una gradiente de concentración favorable y altas temperaturas. La selección de un proceso de elución está determinado principalmente por el tamaño de operación y las condiciones económicas locales.

Fue el desarrollo de un proceso eficiente para la elución (stripping) 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 industrial 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 fue por fundición de éste. 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 técnica 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 en la etapa de 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 a nivel industrial. [10]

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

1. La cantidad total de oro y plata a ser desorbido, el cual es controlado por la capacidad de la planta y el grado del 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.
4. El tiempo que tomará para desorber el carbón a niveles apropiadamente bajos.

[17]

2.6.1.- MECANISMO DE LA DESORCIÓN DEL CARBÓN ACTIVADO

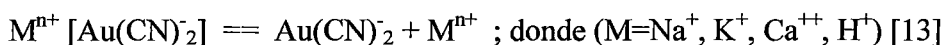
Es el proceso inverso de la adsorción que básicamente consiste en la redisolución del oro y otros elementos contenidos en el carbón activado cargado. Esto se consigue por factores que influyen en la desorción de oro en el proceso. Se

encontró que en orden de importancia tenemos primero a la temperatura, contenido de calcio en el carbón, concentración de hidróxido y el flujo afectan significativamente.

El carbón activado, siendo un excelente adsorbente del oro soluble, no cede fácilmente el oro adsorbido. Para ello se tienen que dar ciertas condiciones de tratamiento al carbón como es el lavado ácido previo a la etapa de desorción, para quitar lamas y depósitos de los poros del carbón. El carbonato de calcio y/o sulfato a menudo precipitan en los poros del carbón durante la adsorción. Dicho lavado mejora la cinética de desorción.

La selección de un proceso de elución está determinado principalmente por el tamaño de la operación y las condiciones económicas locales.

El proceso de desorción consiste en revertir la adsorción, los factores físicos y químicos que inhiben la adsorción generalmente incrementan la desorción. Para oro adsorbido desde soluciones de cianuro el mecanismo de desorción es simplemente representada por la ecuación:



2.6.2.- TIPOS DE PROCESOS DE DESORCIÓN DE CARBÓN ACTIVADO CARGADO CON ORO

El carbón activado requiere un tratamiento químico antes o después de la desorción, para quitar las lamas y depósitos de los poros de carbón. El carbonato y/o sulfato de calcio a menudo precipitan en los poros del carbón durante el

cargado. En plantas de Sudáfrica una lixiviación con solución ácida diluida (3% HCl) caliente aproximadamente a 90 °C precede la desorción.

La lixiviación ácida ayuda a extraer calcio y sílice del carbón mejorando la cinética de desorción. El lavado ácido puede también ayudar en la remoción de algunos metales base como el cobre, zinc y níquel, cargados en el carbón. Se deben tomar precauciones para lavar muy bien con agua el carbón antes de la lixiviación ácida y coleccionar cualquier gas HCN formado durante el lavado ácido.

2.6.2.1.- PROCESO ATMOSFÉRICO ZADRA: Fue desarrollado por Zadra en la Oficina de Minas de Estados Unidos (U.S.B.M.) a comienzos de los cincuenta, este proceso fue el mayor avance para el uso del carbón activado en la industria de la extracción del oro.

El proceso desorbe oro del carbón cargado con una solución que contiene 0.1 a 0.2% NaCN calentada a 85 – 95 °C, los metales preciosos son desorbidos por percolación de la solución caliente a través del lecho del carbón cargado. Oro y plata son electrodepositados de la solución de desorción. La solución estéril es luego recalentada y recirculada a través del carbón. El proceso se lleva a cabo a presión atmosférica y requiere de 24 a 60 horas.

La simplicidad y los bajos costos de capital y operación de este proceso lo hacen adecuado para operaciones a escala pequeña. Su largo ciclo de duración es una serie desventaja especialmente para plantas grandes de oro. [2]

2.6.2.2.- PROCESO DE DESORCIÓN CON ALCOHOL: Fue desarrollado por H.J. Heinen y otros en U.S.B.M. en 1976. Este proceso es una expansión del

proceso Zadra; propone una adición de 20% vol. de alcohol a la solución de desorción (0.1% NaCN, 1% NaOH y 20% etanol a 80°C). La adición de alcohol reduce el tiempo del ciclo de desorción a cinco o seis horas y así el tamaño de la sección de desorción disminuye drásticamente. Las principales desventajas de este sistema son los riesgos de incendio y explosión asociados al alcohol y la pérdida de alcohol por volatización. En el diseño de este proceso se debe considerar equipo para la recuperación del vapor y aspectos de seguridad para minimizar los riesgos de incendio. El carbón desorbido por esta técnica no requiere frecuente regeneración. [2]

2.6.2.3.- PROCESO DE DESORCIÓN A ALTA PRESIÓN: Fue desarrollado por Ross¹⁷ y otros a comienzos de los setentas. El proceso emplea alta presión y temperatura para rebajar el tiempo de desorción a 2 o 6 horas. Esto implica la desorción del carbón cargado con una solución que contiene 0.1% de NaCN y 1% de NaOH a 160°C y 350 KPa (50psi). El uso de alta presión reduce el consumo de reactivos, el inventario de carbón y el tamaño de la sección de desorción.

Las altas presiones y temperaturas empleadas en este proceso; así también el largo tiempo requerido para enfriar las soluciones antes de la reducción de presión, demandan un alto costo de capital en su instalación. [2]

2.6.2.4.- PROCESO DE DESORCIÓN ANGLO-AMERICANO: Desarrollado por R.J. Davinson e implica el pre-acondicionamiento del carbón con un medio volumen de lecho de 5% NaOH y 1% NaCN por un tiempo de 30 minutos a una

¹⁷ J. R. Ross, U. S. Bureau of Mine, 1973.

hora y luego la desorción del carbón con cinco volúmenes de lecho de agua caliente a 110°C a una razón de flujo de tres volúmenes de lecho por hora. La alta temperatura de operación origina una presión de operación de 50-100kPa (7-14psi). El tiempo total del ciclo incluyendo un prelavado ácido es de nueve horas, considerablemente mucho más corto que el tratamiento de Zadra a presión atmosférica. [6]

El proceso Anglo-Americano tiene ventajas similares a la desorción a alta presión. El uso de temperaturas y presiones elevadas implican un alto costo de capital en la instalación y el requerimiento de flujos múltiples incrementa la complejidad del circuito. [2]

2.6.3.- FACTORES QUE AFECTAN LA DESORCIÓN DEL ORO

En el año 2002 Sebastián López, realizó pruebas para identificar que factores influyen en la desorción de oro en el proceso. Se encontró que en orden de importancia tenemos primero la temperatura, contenido de calcio en el carbón, concentración de hidróxido y el flujo afectan significativamente.

Se demostró satisfactoriamente la remoción de cianuro del proceso. Este cambio tiene un efecto positivo sobre la extracción de oro y la reducción del tiempo de tratamiento. [11]

Se realizó una evaluación de la influencia del cobre y del cianuro en el proceso, llegándose a determinar que la adición de cianuro a la solución de desorción depende principalmente del contenido de cobre en el carbón activado cargado. Cuando este es inferior a 1000g/t no es necesaria la adición de cianuro obteniéndose extracciones de oro y plata mayores a 99% y 97% respectivamente.

Por el contrario, si la concentración de cobre es mayor a 1000g/t la adición de cianuro es necesaria si se desea obtener extracciones de oro alrededor de 99%.

El beneficio económico logrado al eliminarse la adición de cianuro de sodio del proceso fue altamente significativo ya que el costo total de tratamiento del carbón se redujo en un 53.73 %. [11]

Otro aspecto evaluado fue el lavado ácido del carbón, llegándose a determinar que tanto la calidad del agua como el tiempo de recirculación y enjuague son determinantes para lograr una buena eliminación del calcio. Resultados satisfactorios se lograron utilizando una solución de HCl al 3% y un tiempo de enjuague de 210 minutos. El efecto de esta etapa sobre la eficiencia de la desorción fue también cotejada encontrándose que la concentración no tiene un efecto marcado, soluciones de HCl alrededor de 3-4% son recomendables, elevar supone sólo una ligera mejora y en algunos casos es perjudicial. [11]

2.6.3.1.- TEMPERATURA Y PRESIÓN: La temperatura es el factor más importante en la elución de cianuro de oro desde carbón, con un incremento en el rate de elución para unos 100°C. Por ejemplo, la velocidad de elución a 180°C es 8 veces más rápido que a 90°C a presión atmosférica. La figura 16 muestra el efecto de la temperatura en la eficiencia de la desorción del oro, dado para el ejemplo de la desorción Zadra. A través de esto es posible reducir el tiempo de operación a temperaturas cerca de 100°C, esto requiere el uso de presión para mantener el eluente en fase líquida. Consecuentemente, los sistemas de elución tienden a orientarse a 2 clases:

(a) procesos que operan a presión atmosférica y temperaturas por debajo de 100°C, y

(b) procesos que operan a presión elevada y temperaturas por encima de 100°C, para aumentar el rate de elución. [13]

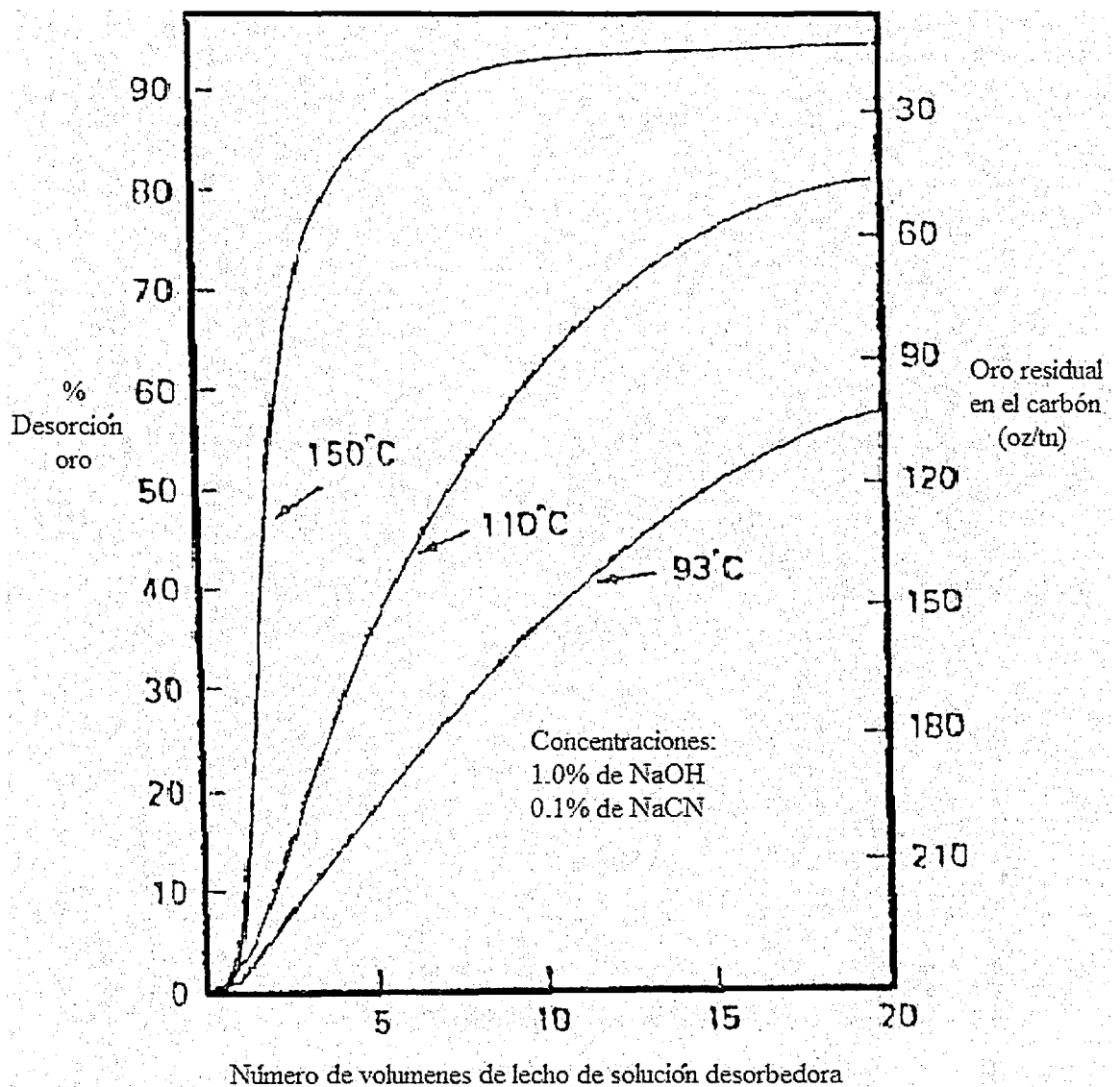


Figura N° 16: Efecto de la temperatura en la desorción de oro con método Zadra.
Fuente: Marsden, J., House, C. The chemical of gold extraction, USA, Sociedad de Minería, Metalurgia y Exploración Inc. 2da. Edición 2006.

2.6.3.2.- CONCENTRACIÓN DE CIANURO: La concentración de cianuro en la velocidad de desorción de oro es ilustrado en la figura 17. Incrementando la concentración de cianuro incrementa la competición del cianuro con las especies de cianuro de oro por la adsorción en los sitios del carbón y ayuda en el desplazamiento de las especies de cianuro de oro desde el carbón. De modo que, la presencia de cianuro libre a través del proceso de desorción es requerida para una elución efectiva. [13]

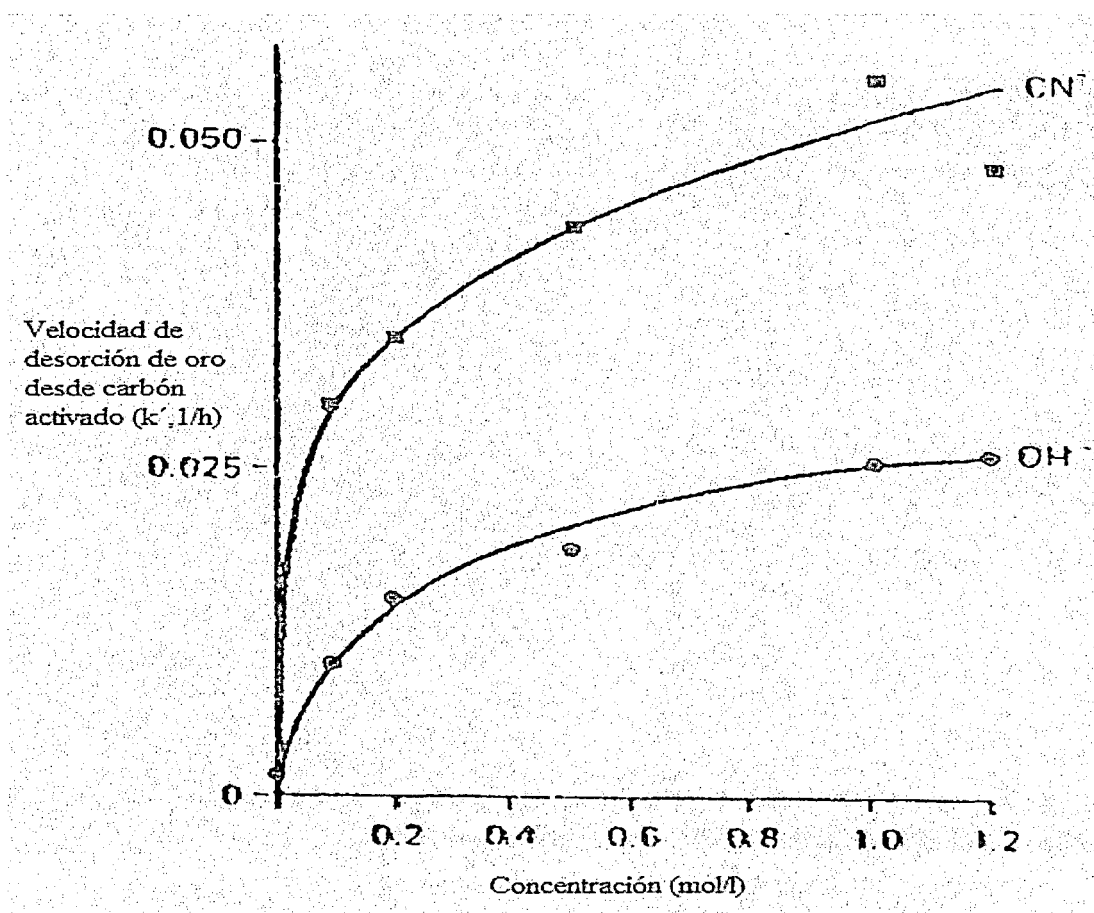


Figura N° 17: Efecto de la concentración de cianuro en el rate de elución.
Fuente: Marsden, J., House, C. The chemical of gold extraction, USA, Sociedad de Minería, Metalurgia y Exploración Inc. 2da. Edición 2006.

2.6.3.3.- FUERZA IÓNICA Y pH: La fuerza iónica tiene efectos más grandes en la velocidad de desorción que la concentración de cianuro, como se observa en la figura 18. El oro puede ser desorbido efectivamente con una baja fuerza iónica en la solución, agua desionizada en ausencia de cianuro libre. Los efectos benéficos de los cationes divalentes, tales como el calcio y magnesio en la adsorción de oro hacia carbón activado es reversible para procesos de elución.

En cuanto al pH tiene que estar mantenido entre 10.5 a 12. Los iones de hidróxido desplazan al cianuro de oro de una manera similar que los iones de cianuro libre. Una suficiente alcalinidad es requerida para evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis. [13]

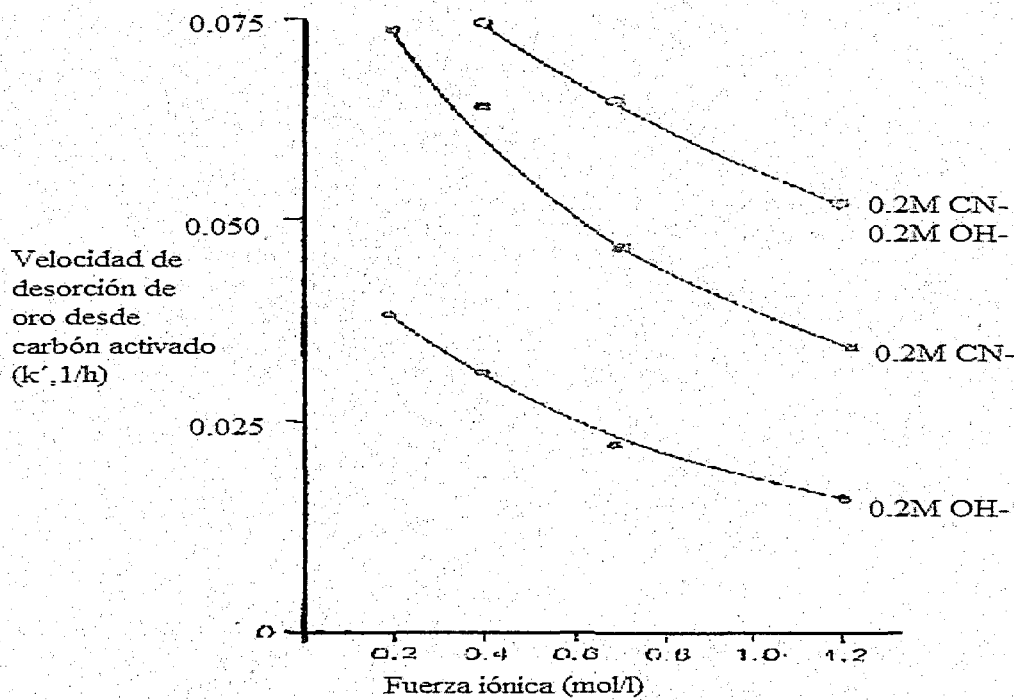


Figura N° 18: Efecto de la fuerza iónica en el eluyente en el rate de elución.
Fuente: Marsden, J., House, C. The chemical of gold extraction, USA, Sociedad de Minería, Metalurgia y Exploración Inc. 2da. Edición 2006.

2.6.3.4.- ADICIÓN DE SOLVENTES ORGÁNICOS: La velocidad de la desorción puede ser significativamente incrementada por la adición de solventes orgánicos, tales como alcoholes y glycoles, en la solución de elución. Estos incrementan la actividad de otras especies de iones en la solución particularmente iones pequeños tales como el cianuro, en preferencia a los grandes iones, por ejemplo el cianuro de oro. Este efecto incrementa la eficiencia del desplazamiento de cianuro de oro desde el carbón. El efecto del etanol se observa en la figura 19. Alcoholes tales como el etanol, metanol e isopropanol, en concentraciones de 15 a 25% en el eluente, pueden ser usados para reducir el tiempo de elución de 3 a 4 veces menos (por ejemplo desde 48 horas a 12 horas para una elución tipo Zadra a 90°C).

2.6.3.5.- LA VELOCIDAD DEL FLUJO DE SOLUCIÓN: La velocidad del flujo de solución es usualmente expresado como volúmenes de lecho de carbón por hora (bv/h). La velocidad de elución tiende a ser virtualmente independiente de la velocidad del flujo cerca de 1bv/h, pero el oro residual remanente en el carbón decrece con un incremento de la velocidad del flujo, luego de un tiempo de mezclado, como se observa en la figura 20. Típicamente se usan velocidades de flujo de 2 a 4 bv/h para producir un carbón bajo en oro residual con lo cual se elimina la necesidad de un tratamiento excesivamente largo de volúmenes de eluente.

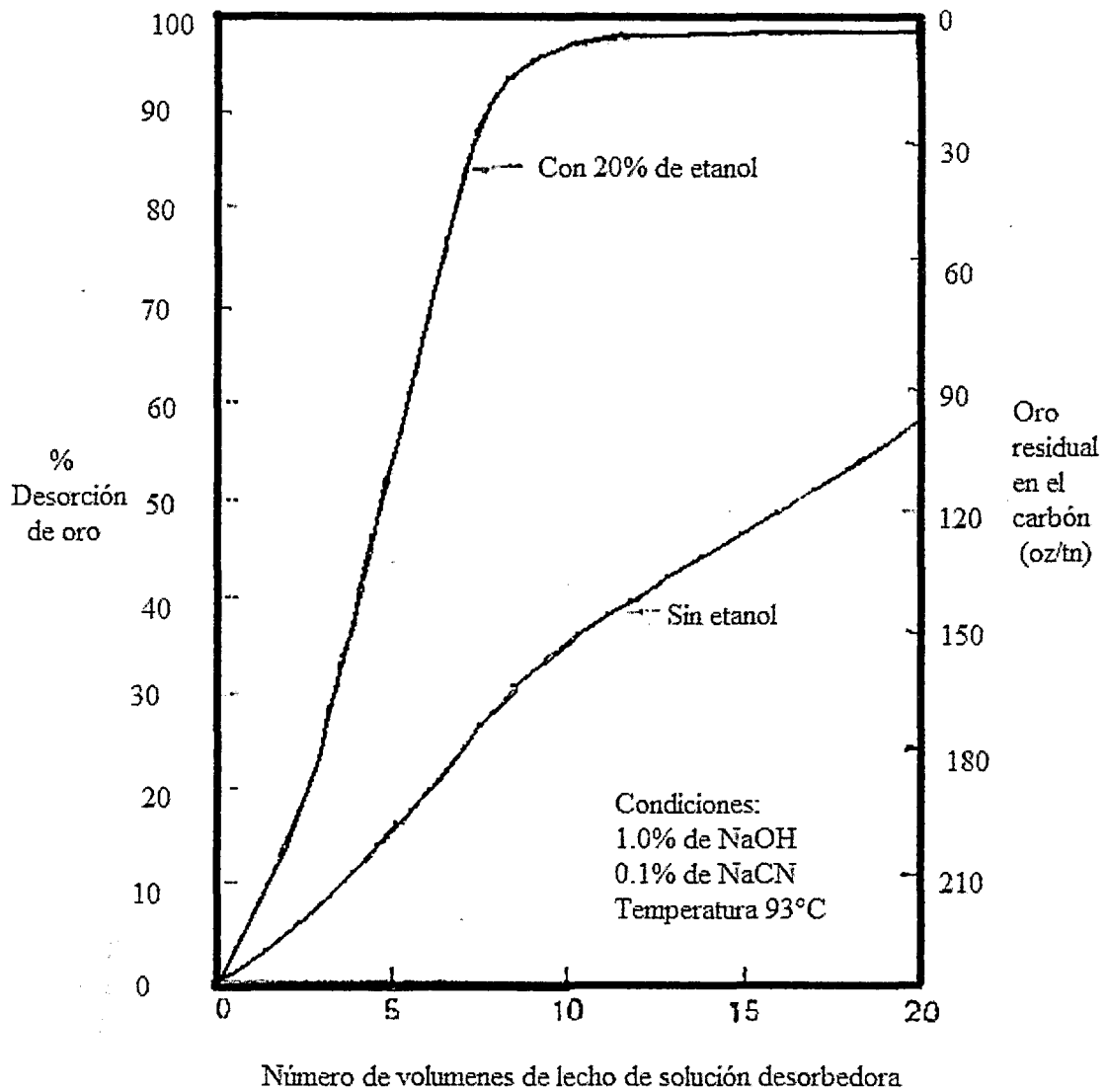


Figura N° 19: Efecto del etanol adicionado a la solución zadra para desorción de oro.
Fuente: Marsden, J., House, C. The chemical of gold extraction, USA, Sociedad de Minería, Metalurgia y Exploración Inc. 2da. Edición 2006.

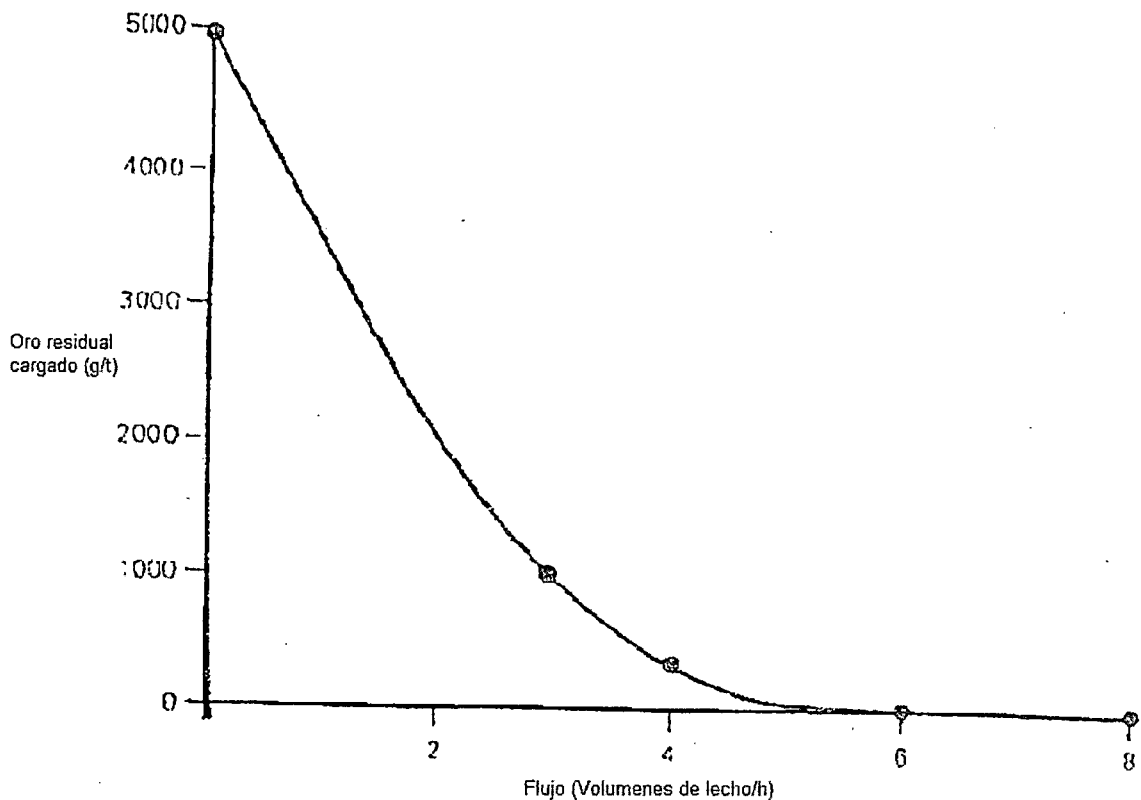


Figura N° 20: Efecto del flujo en el oro remanente en el carbón activado luego de la desorción (después de 20 horas).

Fuente: Marsden, J., House, C. The chemical of gold extraction, USA, Sociedad de Minería, Metalurgia y Exploración Inc. 2da. Edición 2006.

2.6.3.6.- CONCENTRACIÓN DE ORO EN SOLUCIÓN: La velocidad de la elución decrece y el oro residual en el carbón aumenta con un incremento de oro en la solución eluente (figura 21). Esto reduce la velocidad de elución con un tiempo dado en un proceso batch; un factor más importante para los sistemas de elución los cuales recirculan la solución directamente a la siguiente recuperación del metal. Un ejemplo de esto es la elución atmosférica Zadra con electro deposición para recuperar el metal. En este caso la concentración de oro en la solución usada para elución y consecuentemente la eficiencia de la elución, depende de la eficiencia de electro deposición.

2.6.3.7.- LA ELUCIÓN DE OTROS METALES: Cianuros metálicos, aparte del oro, son también eluidos desde el carbón activado bajo las condiciones aplicadas para la desorción de oro. Cobre, plata y mercurio preferentemente son desorbidos antes que el oro. [17]

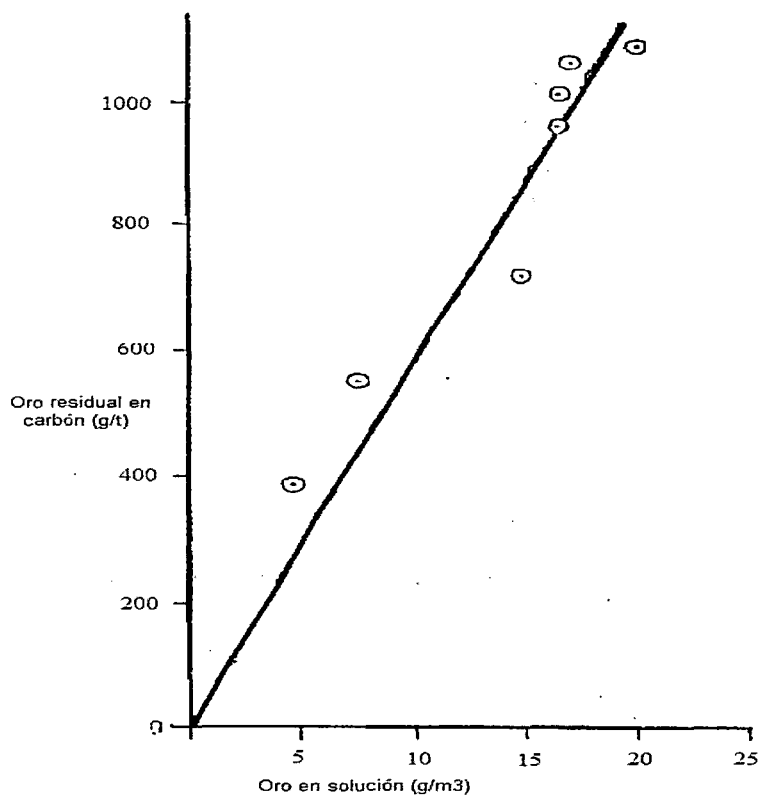


Figura N° 21: Isoterma de equilibrio para la distribución de aurocianuro entre carbón activado y una solución conteniendo 0.2M NaOH y 0.2M NaCN a 95°C.

Fuente: Marsden, J., House, C. The chemical of gold extraction, USA, Sociedad de Minería, Metalurgia y Exploración Inc. 2da. Edición 2006.

2.7.- ELECTRO DEPOSICIÓN

El oro siendo uno de los metales más nobles puede ser reducido fácilmente a partir de una solución por medios químicos tanto como electroquímicos. Así, no

es sorprendente que la electro deposición de oro a partir de licores de lixiviación de cianuro sea llevada a cabo desde muy antes como el proceso mismo de la cianuración. Sin embargo, el proceso fue abandonado debido a eficiencias de corriente extremadamente bajas con soluciones diluidas en celdas convencionales. Un interés ha sido renovado para esta posibilidad y dos tipos de celdas con áreas de superficie de cátodo extendido y una agitación vigorosa ha sido desarrollada y exitosamente usada para recuperar oro desde soluciones de cianuro conteniendo tan poco como 80 ppm de oro. Mientras tales concentraciones pueden ser consideradas diluidas en la industria del "electroplating" de oro, las operaciones comunes de mina raramente producen licores de lixiviación de cianuro conteniendo más de 10 ppm de oro.

Durante 1900 a 1950, según el proceso de cianuración - cementación con polvo de zinc llegó a ser estandarizada en la industria, el interés en el proceso de electro deposición decayó. Sin embargo, cuando fue investigada la adsorción de carbón activado en los Estados Unidos por el Bureau of Mine, la operación de electro deposición fue incluida en el diagrama de flujo para recuperar oro y plata desde las soluciones obtenidas por reextracción del carbón. El diseño de celda desarrollado durante este programa y ahora popularmente conocido como celda Zadra, fue incluida en la primera instalación comercial de CIP en Homestake. Durante los últimos años, según el método de adsorción a proliferado a través de la industria minera de oro, tanto tiene la operación de electro deposición para tratar las soluciones de reextracción. Solo en unos cuantos casos la cementación con polvo de zinc ha sido usada para tratar la solución de reextracción. Las

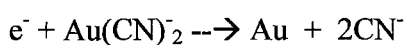
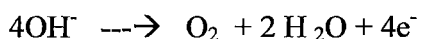
soluciones eluidas obtenidas desde los procesos de intercambio iónico son también tratadas por electro deposición.

Esta popularidad del proceso de electro deposición proviene de dos ventajas principales en comparación a la deposición química. Primeramente, los electrones son usados para reducir oro y como tal nuevos reactivos químicos no son introducidos en la solución, el cual es reciclado en la etapa de reextracción o elución. En realidad, ha sido mostrado que hojas de oro y plata de alta pureza pueden ser depositadas y reextraídas directamente a partir de una celda de electro deposición.

Algunas variaciones del proceso están relacionadas al flujo mientras otros al diseño y operación de la celda. [17]

2.7.1.- QUÍMICA Y MECANISMO:

Las reacciones de oxidación se dan en el ánodo generan electrones, los cuales son consumidos en el cátodo para depositar el metal. Las dos reacciones pueden ser representadas por:



Reacciones de menos importancia incluye la deposición de otros metales, como plata y cobre tanto como evolución del hidrogeno en el cátodo. Las reacciones anódicas pueden incluir oxidación de iones cianuro.

Las variables que afectan estas reacciones son los voltajes de celda, densidad de corriente, composición de la solución y velocidad de flujo de solución. Un estudio interesante sobre solución de "Electroplating" confirmó que el incremento del área

del cátodo por unidad de volumen de electrolito aumentó la velocidad de electro deposición, el cual también fue mejorado por un aumento de la agitación. [17]

2.7.2.- EFECTO DEL MÉTODO DE ELUCIÓN:

Puesto que la etapa de electro deposición generalmente es una parte integral del diagrama de flujo total que comprende la adsorción de carbón activado, algunas variaciones del proceso están asociados con el tipo de elución usado para reextraer oro desde el carbón cargado. Así, con la elución tipo Zadra, una solución relativamente caliente es constantemente recirculada entre la columna de elución y la celda de electro deposición. Mientras que la recuperación de oro no es crítica en tal circuito de recirculación, la velocidad de elución es aumentada con soluciones agotadas en oro. Cerca del 60% de recuperación de oro es seleccionado como criterio de diseño en tales diagramas de flujo del proceso.

Sin embargo en plantas de Sud África, el método de elución de AARL, es más popular. Este método incluye un pretratamiento del carbón cargado con solución de cianuro seguido por elución con agua. Un batch de solución eluida es almacenado en un tanque desde donde es alimentado a la celda de electro deposición. En la operación multipaso comúnmente usado, la solución circula entre el tanque de almacenamiento y la celda de electrodeposición hasta su caída en la concentración de oro desde encima de 1000 ppm a 5 a 10 ppm. [17]

2.7.3.- EFECTO DEL DISEÑO DE LA CELDA:

Además de las variaciones en los diagramas de flujo ya mencionados hay variaciones en el diseño de la celda de electrodeposición. Básicamente todas estas

celdas que emplean electrodo de lecho empacado poroso pueden ser dividido en dos tipos. En el primer tipo, las celdas son de forma cilíndrica y la solución fluye en ángulos rectos al flujo de corriente. En el segundo tipo, las celdas son de forma rectangular y la solución fluye paralelo al flujo de la corriente. Los dos tipos de celdas son mostrados en las figuras 22 y 23.

La celda tipo Zadra usada en Homestake y muchas otras plantas consiste de tres contenedores cilíndricos; el compartimiento catódico, el contenedor del rebose y el contenedor exterior, los cuales se ubican en el interior uno del otro según lo mostrado en la figura 22. El contenedor interior es perforado y contiene la lana de acero que sirve como el cátodo. La cámara también contiene un tubo de alimento y un distribuidor de corriente. El ánodo, fabricado de malla de acero inoxidable es colocado en el compartimiento del overflow. El flujo de solución es mostrado esquemáticamente en la figura 22.

Una versión unificada de la celda cilíndrica conocida como celda Anglo Americana es más popular en Sud África. En este diseño, una membrana catiónica permeable divide la celda de compartimientos de ánodo y cátodo. Una solución alcalina fuerte circula a través del compartimiento del ánodo y el electrolito impregnado circula a través del compartimiento del cátodo.

Sin embargo, la celda rectangular desarrollada por el Nacional Institute for Metallurgy en Sud África, ha mostrado ser superior en performance a las celdas cilíndricas. La celda es mostrada en la figura 23. [17]

Las operaciones iniciales de la nueva celda, demostraron que el reemplazo de la lana de acero (cátodo) es mucho mas fácil y rápido que en las celdas cilíndricas (Zadra). El montaje pesado con barras de acero asegura un contacto eléctrico

uniforme por todo el cátodo de lana de acero dando como resultado un depósito de oro pesado y una mejor remoción del oro de la solución, que cuando se usa la celda cilíndrica. Al procesar una solución con 60 onzas de oro empleando tres celdas planas en serie, se obtuvo una solución agotada con menos de 0.03 onzas de oro. El voltaje de la operación era de 2.5 y la densidad de corriente de 3.5 amperios/pie², basado en las dimensiones rectangulares de la bandeja del cátodo. Finalmente el cátodo de lana de acero se funde con fundentes para obtener el bullón de oro. [17]

2.7.4.- EFECTO DE LAS VARIABLES DEL PROCESO:

Según aumenta la velocidad de la solución a través de la celda, el promedio de la eficiencia de deposición de paso simple disminuye. Un valor de 250 a 500 l / m² – min. es típico. Este parámetro básicamente determina el tamaño de las celdas de electro deposición para una velocidad de producción dada.

El ratio de oro a lana de lana de acero es otra variable importante que afecta la eficiencia de deposición de paso simple. Según aumenta la cantidad de oro depositada sobre la lana de acero, la eficiencia va disminuyendo. Mientras la lana de acero puede ser cargada hasta 20 veces de su propio peso con oro, en la práctica los cátodos son sacados mucho antes que eso.

El efecto de la temperatura no ha sido determinado experimentalmente pero es predecido que una alta temperatura resultaría en un incremento de la eficiencia. Esto esta basado en la alta conductividad de la solución, alta difusión de iones aurocianuro y menor solubilidad del oxígeno en la solución a alta temperatura. Por

consiguiente un enfriamiento mínimo de la solución eluida debería ser permitido antes de la electro deposición. [17]

2.7.5.- EFECTO DE LA COMPOSICIÓN DE LA SOLUCIÓN:

Las soluciones eluidas a partir de plantas CIP son soluciones relativamente puras en oro y plata, conteniendo algo de iones de cianuro libre e hidróxido de sodio. El trabajo del NIM indico que la eficiencia de deposición permaneció prácticamente constante a como 75% cuando la concentración de oro estuvo en el rango de 10 a 150 ppm. Sin embargo, esta eficiencia disminuyo a altas y bajas concentraciones. La eficiencia para la plata permaneció igual a todas las concentraciones investigadas. Parte de la explicación está situada en el hecho que el potencial de deposición para el oro se inicia aumentando según la concentración de oro comienza a disminuir. A concentraciones de oro más altas que 154 ppm la eficiencia disminuye a causa de la competencia de otras reacciones tales como reducción de oxígeno y plata. [17]

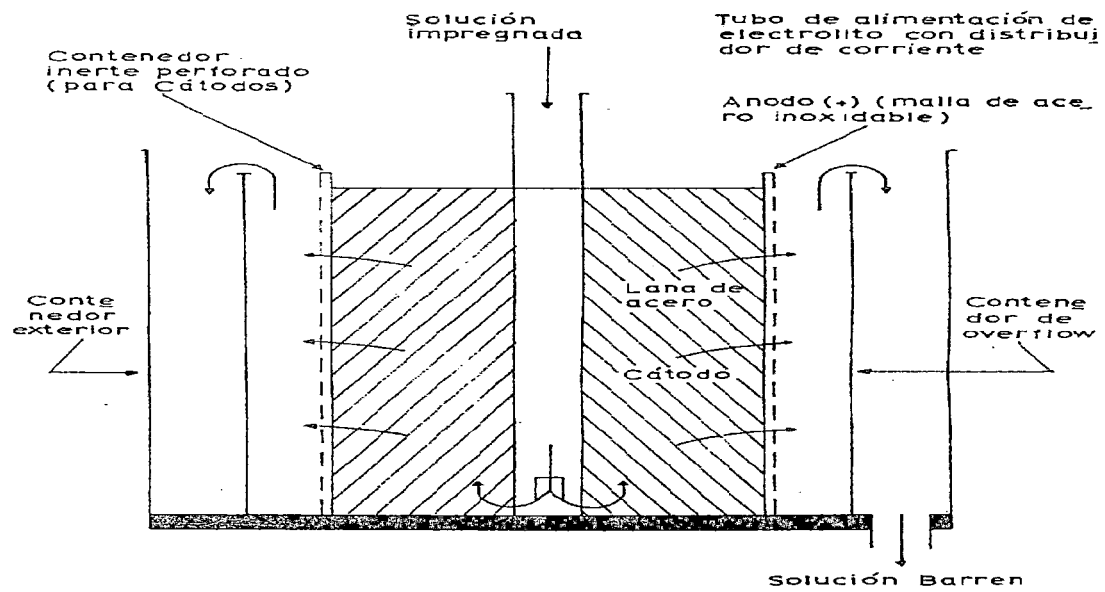


Figura N° 22: Celda cilíndrica de electro deposición de oro.
Fuente: Misari, Fidel. Metalurgia del oro, Lima: Cepec, 1992.

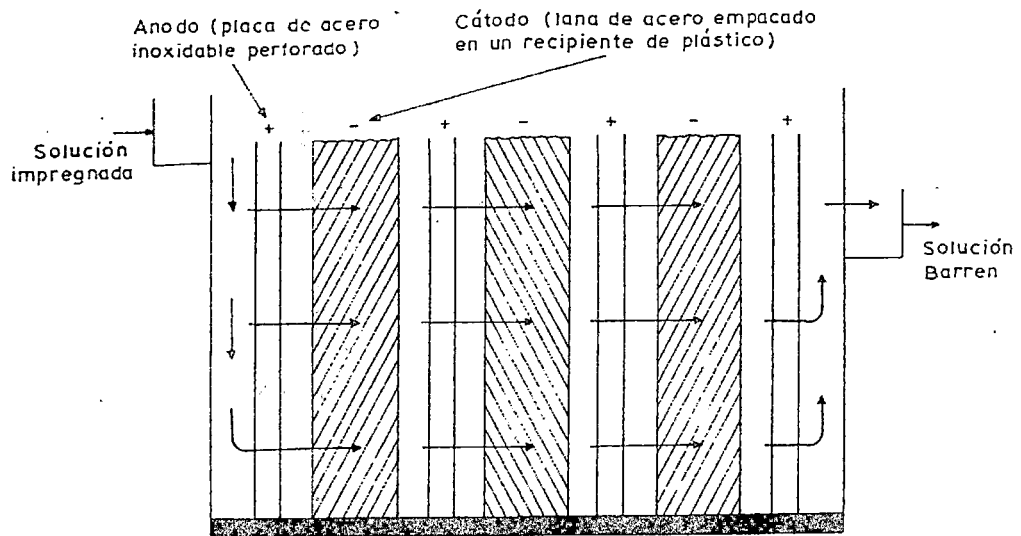


Figura N° 23: Celda rectangular de electro deposición de oro.
Fuente: Misari, Fidel. Metalurgia del oro, Lima: Cepec, 1992.

III.- PRUEBAS EXPERIMENTALES

3.1.- EQUIPOS, MATERIALES Y REACTIVOS:

- Equipo de desorción de carbón activado a nivel de laboratorio
- Tanque de calentamiento con regulador de temperatura
- pH metro digital
- Balanza digital

MATERIALES:

- Vasos de 500ml
- Probetas de 25 y 50ml
- Pipetas de 10ml
- Goteros y bagetas
- Soporte universal, sujetador y base de metal
- Pizeta y bombilla de jebe.

REACTIVOS:

- Hidróxido de sodio
- Cianuro de sodio
- Alcohol etílico
- Ácido clorhídrico
- Agua desionizada

3.2.- BASES DE DISEÑO:

Tipo de proceso: Desorción batch a nivel de laboratorio.

Tiempo de operación: De 5 a 10 horas aprox. dependiendo del flujo de alimentación.

La solución desorbedora tiene la siguiente composición:

0.1% de NaCN

1% de NaOH

20% de alcohol etílico

La solución desorbedora atravesará continuamente el lecho de carbón cargado, a la temperatura indicada, desorbiendo de este modo el oro adsorbido en el carbón.

VARIABLES A CONTROLAR:

- Temperatura.
- Flujo de alimentación de solución.
- Relación H/D.

3.3.- PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

3.3.1.- Preparar la solución desorbedora, se trabajará con un volumen de 8000ml:

- 6400ml de agua desionizada
- 1600ml de alcohol etílico
- 80g de hidróxido de sodio
- 8g de cianuro de sodio

Posteriormente llevar la solución a la temperatura indicada de 90°C. Tomar todas las medidas del caso para evitar pérdidas de alcohol por volatilización.

3.3.2.- Pesar 19.6g de carbón activado cargado con oro, previamente lavado con ácido clorhídrico al 3% y bien enjuagado con agua desionizada.

3.3.3.- Verter el carbón activado en el lecho de desorción, posteriormente proceder a abrir la válvula de paso de la solución desorbedora para que tenga un buen contacto con el carbón y a partir de este momento iniciara la prueba.

3.3.4.- Tomar alícuotas de la solución desorbedora cada cierto tiempo, determinado por la velocidad de flujo de la solución desorbedora, para luego sean analizadas por AA, para determinar la concentración de Au. Así también tomar el pH de la solución.

3.4.- CONTROL DE PRUEBA

Se propone estudiar la desorción del carbón activado cargado con oro en forma experimental.

Las variables cuantitativas de importancia controladas son:

Temperatura	:	90°C
Contenido de hidróxido de sodio	:	1%
Contenido de cianuro de sodio	:	0.1%
Contenido de alcohol etílico	:	20%

Contenido de calcio en el carbón: Esto se solucionara dándole un lavado ácido al carbón activado previo a la desorción.

Los experimentos serán realizados a nivel de laboratorio para determinar los efectos del flujo de solución y la relación H/D sobre el % de oro desorbido del carbón. Para este caso se usara el diseño factorial 2^n , donde 2^n es el número de experiencias que deben realizarse para distintos valores de las n variables, con dos niveles inferior y superior (-,+). En consecuencia $2^2 = 4$ experiencias que se

realizaran para obtener las condiciones óptimas de operación del equipo de desorción.

VARIABLES A CONTROLAR EN PRUEBAS DE LABORATORIO

FACTORES	NIVELES	
	inferior	superior
A: Flujo	4bv/h	8bv/h
B: H/D	3/1	5/1
Vector respuesta: % Au desorbido.		

Fuente: Elaboración propia.

IV.- DISEÑO DE LA UNIDAD DE DESORCIÓN DE CARBÓN ACTIVADO CARGADO CON ORO:

4.1.- DISEÑO DEL PROCESO DE DESORCIÓN DE CARBÓN ACTIVADO

4.1.1.-SELECCIÓN DE LA TECNOLOGÍA DE DESORCION

Entre las tecnologías existentes para la desorción del carbón activado cargado con oro tenemos 4 alternativas:

A) PROCESO ATMOSFÉRICO ZADRA: Este fue el primer método comercialmente aceptado para la elución de oro a partir del carbón activado y por consiguiente a llegado a ser la base para comparación de otros métodos. Según lo descrito previamente el carbón es desorbido a presión atmosférica usando una solución conteniendo 0.1% de NaCN y 1% de NaOH ha temperatura de hasta 95°C. Esta temperatura esta por supuesto limitada por el punto de ebullición de la solución. El proceso requiere de un tiempo total de 24 a 60 horas y en algunos casos han sido usados 90 a 100 horas. Una de las compañías conocidas y bien publicitadas es Pinson Gold Mining en Winnimucca, Nevada.

La siguiente discusión del circuito de reextracción (desorción) de la Pinson es cortesía de Bruce Thorndycraft quien fue superintendente en Pinson..

El circuito en Pinson consiste en cuatro columnas, de 3tm de carbón cada una. Cada columna es de 42" de diámetro por 24 pies de alto y esta construida de acero. La columna es chata en la parte inferior y tiene dos tamices horizontales

Johnson (36" de longitud) con entrada desde el costado y muy cerca de a la parte inferior. El overflow esta provisto de un tercer tamiz Johnson montado horizontalmente en el nivel apropiado. Durante la reextracción, la solución barren calentada entra a través del tamiz inferior y descarga en la parte superior. El overflow fluye por gravedad a las celdas de electro deposición ubicadas en la refinera. El calentamiento de la solución es efectuado en un tanque de 8 pies de diámetro por 10 pies de alto equipado con dos tableros de calentadores en espiral. Este calentador es eléctrico y tienen una capacidad de 30Kw.

Debido a la capacidad limitada de este sistema de calentamiento es necesario que la pérdida de calor a través del circuito sea minimizada. El tanque de solución barren es mantenido a 195°F (90.5°C) en el cual se aproxima al punto de ebullición 197°F de la solución.

El tanque de solución barren es también usado para ajuste de la concentración de reactivos, por consiguiente esta equipado con un agitador para proveer buena mezcla de la solución. La solución es ajustada a 2% de NaOH y 0.2% NaCN periódicamente durante la reextracción. Una adición de agua es también efectuada en este tanque para reemplazar la solución removida como una sangría de barren. Esta agua es precalentada en un tanque comercial antes que ingrese al circuito para evitar el enfriamiento del contenido completo del tanque.

La solución es transferida hacia arriba a través de cada columna a 42 gpm (9.5m³/h) el cual es equivalente a 1.5 a 2.0 volúmenes de lecho por hora (bv/h). Comúnmente un tiempo de reextracción de 48 horas es suficiente si el

carbón es pre-remojado antes de iniciar la reextracción. Este remojado es realizado en una solución de reextracción normal de cianuro cáustico caliente. La columna es llenada con un lecho de volumen de solución caliente y se deja estático durante 1 a 2 horas. Durante este tiempo, gran parte del mercurio pero poco de oro es desorbido. Después del remojado, la solución es drenada al circuito CIP. Aproximadamente 3 volúmenes de lecho son requeridos para calentar al carbón y el reactor a temperatura total de operación cuando se inicia desde frío. [17]

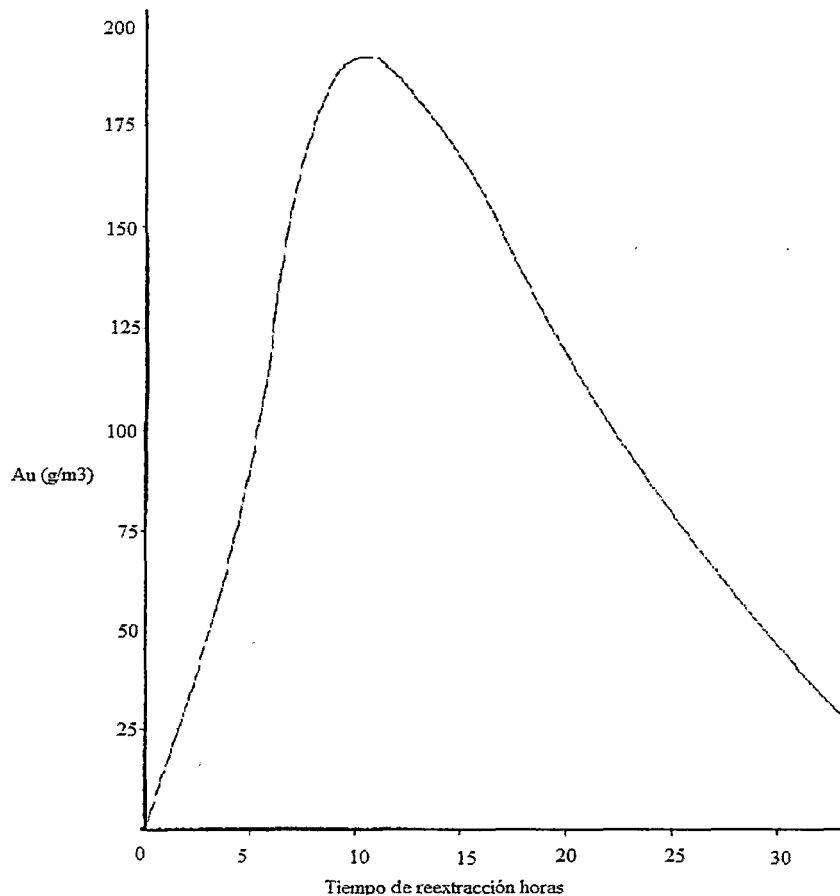


Figura N° 24: Perfil típico de desorción para una reextracción atmosférica.

Fuente: Misari, Fidel. Metalurgia del oro, Lima: Cepec, 1ra edición, 1992.

B) PROCESO DE DESORCIÓN CON ALCOHOL: El proceso de reextracción con alcohol fue desarrollado como un método Zadra. Los circuitos tales como en Battle Mountain y Western Status fueron convertidos a reextracción con alcohol. El uso de alcohol en la reextracción requiere ventilación adicional para eliminar un crecimiento del vapor del alcohol volátil.

Los circuitos de reextracción con alcohol en uso usan de uno o más reactores de reextracción de acero en circuito cerrado de electro deposición. La solución típicamente consiste de 10 a 20% de alcohol (etanol o metanol), 1% de NaOH y 0.1% NaCN y es mantenido 80-90°C durante la reextracción. El aislamiento de todos los reactores y tuberías es generalmente recomendado. El uso de alcohol requiere equipos de depuración de gas para la recuperación de los orgánicos vaporizados. El costo de alcohol llega a ser una mayor carga si el alcohol no es recuperado. Una etapa de regeneración a vapor puede también ser requerido para remover el alcohol desde el carbón antes de su reuso en el circuito de adsorción; ha sido demostrado que la actividad es severamente reducido si el alcohol no es removido. [17]

C) PROCESO DE DESORCIÓN A ALTA PRESIÓN: El circuito de alta presión también ha sido desarrollado a partir de la reextracción atmosférica debido ala necesidad de acelerar el proceso. Desde que este circuito debe opera a alta presión, no puede ser una columna atmosférica Zadra modificada. Este circuito a encontrado aceptación general en muchas de las plantas grandes de CIP en los últimos años. El proceso es generalmente operado a 120 a 150°C, el cual requiere una sobre presión de 250 a 450kpa para evitar el relampagueo. La composición de

la solución a sido variada, pero 1% de NaOH y 0.2% de NaCN es el punto típico de inicio. Ha sido determinado que ambas concentraciones pueden ser reducidas sin afectar el tiempo de reextracción. Las columnas de reextracción conteniendo hasta 10tm de carbón son comúnmente usadas.

Se empleara el circuito de reextracción de la Cía.. LACS Page-Williams para describir un circuito típico. El circuito fue diseñado para una capacidad de 5 TM de carbón por batch.

Cada tanque tiene 5tm de carbón, estos tanques sirven además como recipientes de almacenamiento.

Una pequeña cantidad de agua es introducida en la parte inferior del recipiente de almacenamiento durante el llenado, el cual ayuda a remover astillas de madera y plástico a partir del carbón antes que entre al reactor de reextracción. El carbón es movido en un batch por una bomba de impeler ahuecado un eductor accionado con agua hacia la columna de reextracción muestreado según ingresa a la columna de reextracción. La transferencia de carbón es controlada manualmente por el operador.

El reactor de reextracción fabricado de acero inoxidable 316, es de 1.6m de diámetro y 3.5m de altura, con la parte inferior cónica. Los tamices Jonson son montados en la parte inferior y en la descarga del reactor para retener el carbón pero permite fluir la solución. Durante la reextracción, la solución barren fluye a través de la parte inferior a una velocidad controlada y descarga en la parte superior. El calentamiento de solución es efectuado en un intercambiador de calor. El circuito de calentamiento y enfriamiento comúnmente consiste de 3 intercambiadores de calor. La solución es pasada a través del circuito a 20m³/h (2

BV/h), un total de 12 volúmenes de lecho son requeridos para la reextracción (120m³)= seguido por 2BV de agua de lavado (20m³). El proceso completo toma aproximadamente 8 horas. Puesto que el circuito de electro deposición es diseñado para operar sobre una base de 24 horas; un almacenamiento suficiente de solución, antes y después de la reextracción debe ser provisto.

También es conveniente que un tanque barren sea calentado para permitir un calentamiento mas rápido de la columna de reextracción cuando se arranca. En la Page- Williams, el tanque del barren de elución tienen una bolsa a través de la cual el petróleo es circulado para mantener la temperatura de la solución en 80°C. El ciclo de calentamiento, a partir del carbón frío hasta calentamiento total, requiere aproximadamente 1 hora. [17]

hecho que el procedimiento incluye un lavado acido (HCl) antes del ciclo de elución. Este lavado acido es efectuado en el reactor de reextracción y por consiguiente requiere una consideración de materiales especiales y la provisión de más tuberías y entrelazamiento para evitar la mezcla de acido y cianuro. El proceso AARL, también no permite reciclar las soluciones de reextracción y esto es interpretado como muy costoso.

Una de las recientes plantas de Sud África para instalar el sistema es la President Brand de la Anglo American. La siguiente discusión de este circuito ha sido proporcionado cortésmente John Wells of Bechtell Engineering en Toronto. John Wells fue hasta hace poco el gerente de metalurgia de esta planta. La planta consiste de tres módulos paralelos de molienda, lixiviación, CIP y recuperación de oro, cada uno con capacidad de 4500 t/día de mineral. El carbón es recuperado

desde el circuito CIP vía un tamiz de lavado vibratorio y colectado, en el tanque de almacenamiento de carbón cargado.

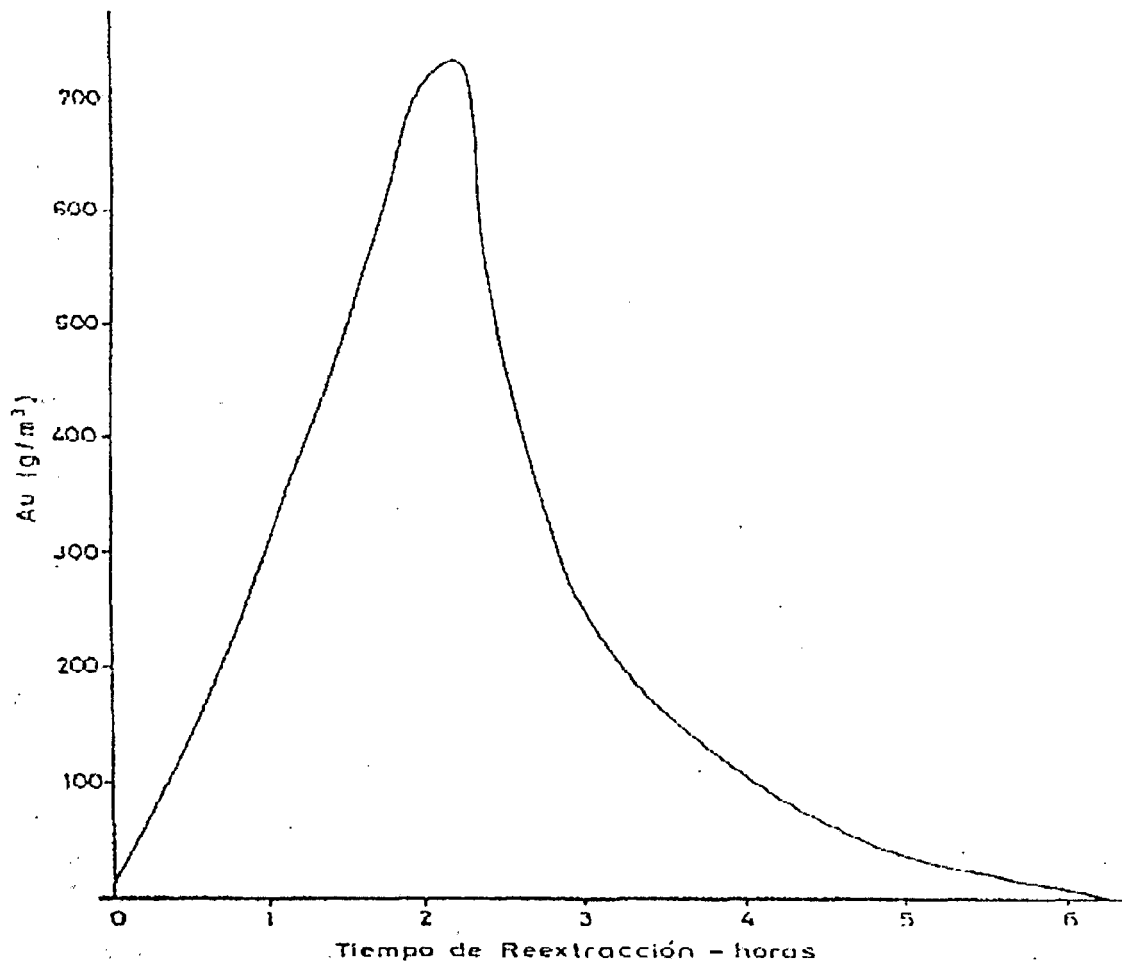


Figura N° 25: Perfil de una solución típica durante la reextracción a presión.
Fuente: Misari, Fidel. Metalurgia del oro, Lima: Cepec, 1ra edición, 1992.

El tanque de almacenamiento es descargado por gravedad hacia la columna de reextracción. Las columnas nuevas en la President Brand son de 1.2m de diámetro y 7.2m de altura, construidas de acero templado y forrado con jebe butil pero ocurrieron problemas de debilitamiento del forrado. Las columnas son construidas

mediante un diseño de tapa “inchable” en la parte inferior. Una malla Johnson es usado en la parte superior. La primera etapa del proceso AARL incluye un lavado ácido con 3% HCl a 90°C. La solución ácida es calentada y contactada con el carbón durante 30 a 60 minutos. Después del lavado ácido, el ácido es drenado y el carbón es lavado con agua durante aproximadamente 1 hora. Después del lavado y drenado, se lleva a cabo una etapa de pre-remojado. Una solución conteniendo 5% de NaCN y 1% de NaOH a 90°C es introducida al reactor. El carbón es remojado y drenado en el tanque de elución cargado para finalmente efectuar la desorción con 5 a 6 volúmenes de lecho de agua pura a una velocidad de 2 BV/h. La elución es llevada a cabo a 120°C y bajo 100kPa de presión. El carbón es desorbido a menos de 100g Au/TM de carbón durante el proceso. El calor para el sistema es suministrado desde un sistema térmico de petróleo 8.37Mj usando bunker “C” como combustible. Intercambiadores de calor fueron instalados para el calentamiento y enfriamiento de soluciones de elución. La elución es efectuada en un sistema de flujo hacia arriba. El flujo hacia abajo esta siendo practicado en varias plantas y da cuenta que elimina el problema de la obstrucción del screen Johnson con plásticos y pedazos de madera. [17]

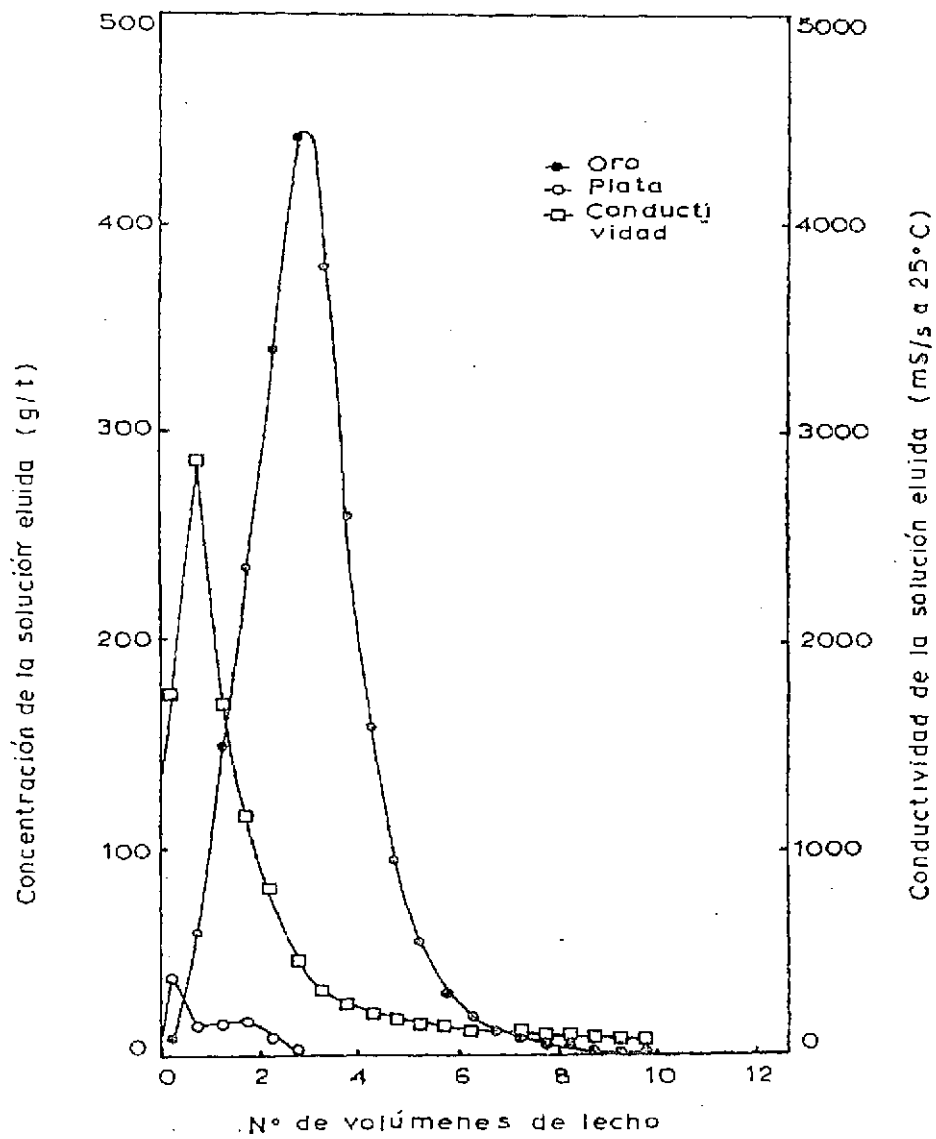


Figura N° 26: Perfil de lixiviación típico para oro y plata usando el método AARL.

Fuente: Misari, Fidel. Metalurgia del oro, Lima: Cepec, 1ra edición, 1992.

**TABLA N° 3: CONDICIONES DE OPERACIÓN EN LAS TECNOLOGIAS
DE DESORCIÓN DE CARBÓN ACTIVADO CARGADO
CON ORO**

TECNOLOGIA	REMOJO PREVIO	SOLUCION	TEMP. (C)	PRESION (kPa)	TIEMPO (Hr)	RECIRC. DESDE EW
ZADRA	No	1 % NaOH	95 - 100	100	30 - 48	COMPLETA CON RECICLAJE CONTINUO DEL ELUIDO
Z/PRESION	No	0.1 - 0.2 % NaCN	135	500	8 - 12	
Z/ALCOHOL	No	1 % NaOH 0.1 - 0.2 % NaCN 10-20% Alc.Etílico/H2O	80 - 90	100	6 - 10	
AARL	5 % NaCN	Agua Desionizada	95 - 100	100	8 - 12	NO PERMITE
AA/PRESION	2 % NaOH	Agua Desionizada	110	200	6 - 8	RECIRCULACION

Fuente: Inminsur S.A.

4.1.2.-VENTAJAS Y DESVENTAJAS ENTRE LAS TECNOLOGÍAS DE DESORCIÓN.

TABLA N° 4

VENTAJAS	DESVENTAJAS
ZADRA (a presión atmosférica)	
<ol style="list-style-type: none"> 1. Relativa simplicidad 2. Bajo costo de capital 3. Bajo consumo de reactivos 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Cinética muy lenta 2. Alto inventario de oro en el circuito 3. Descarte periódico de solución para control de impurezas 4. Alto consumo de energía por duración
ZADRA (presurizado)	
<ol style="list-style-type: none"> 1. Cinética más rápida 2. Menor inventario de oro en el circuito 3. Bajo consumo de reactivos 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Mayor costo de capital 2. Mayor costo de operación por presión 3. Uso de temperatura y presión elevados 4. Descarte periódico de solución para control de impurezas
ZADRA CON ALCOHOL	
<ol style="list-style-type: none"> 1. Cinética más rápida 2. Menor temperatura de trabajo y presión atmosférica 3. Menor inventario de oro en el circuito 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Riesgo de incendio obliga a mayores precauciones 2. Mayor costo de operación por alcohol 3. Sistema de recuperación del alcohol evaporado 4. Descarte periódico de solución para control de impurezas
ANGLO AMERICAN (AARL)	
<ol style="list-style-type: none"> 1. Cinética más rápida / Extrema en caso de presurización 2. Bajo inventario de oro en el circuito 3. Alta eficiencia y alta concentración de oro en eluido 4. Circuito abierto sin descarte solución por impurezas 5. Aprovecha el eluyente de reciclo en la lixiviación 6. Puede operar a presión atmosférica 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Mayor costo de capital / Especial en versión presurizada 2. Requiere agua desmineralizada de alta calidad 3. Uso de temperatura y presión relativamente elevados 4. Circuito es mas complejo

Fuente: Misari, Fidel. METARLURGIA DEL ORO, Lima: Cepec, 1ra edición, 1992.

4.1.3.- EVALUACIÓN DE TECNOLOGÍAS PARA LA DESORCIÓN DEL CARBÓN:

Se le ha dado un valor ponderado a los factores que se han tomado en cuenta para la evaluación de cada tecnología en función a su importancia dentro del proceso de desorción. La ponderación esta en el rango de 10 a 5. Siendo los factores los siguientes:

TABLA N° 5

FACTORES	VALOR PONDERADO	CRITERIO PARA DAR LA VALORACION
EQUIPOS	10	Referido al requerimiento de equipos simples o complejos.
CINÉTICA DESORCION	9	Referido a la velocidad de desorción si es una cinética lenta y/o rápida.
CONDICIONES OPERACION (T, P)	8	Referida a las condiciones de trabajo altas o bajas T, P.
CONSUMO DE ENERGÍA	7	Relacionada con el tiempo de operación y el requerimiento energético de los equipos.
RECIRCULACION DE SOLUCION	6	Referido a la posibilidad de recircular la solución desorbedora en la unidad de desorción.
REACTIVOS	5	Referido a la disponibilidad de reactivos.

Fuente: Elaboración propia.

TABLA N° 6: ESCALA DE CALIFICACION DE LOS FACTORES DE PROCESO

CALIFICATIVO	PUNTUACION
Muy bueno	4
Bueno	3
Regular	2
Malo	1

Fuente: Elaboración propia

TABLA N° 7: RESULTADOS DE LA EVALUACION DE TECNOLOGIAS

PROCESO	TECNOLOGIA	ZADRA		ZADRA A PRESION		ZADRA CON ALCOHOL		AARL	
		Calif.	Ptos.	Calif.	Ptos.	Calif.	Ptos.	Calif.	Ptos.
EQUIPOS	10	3	30	2	20	3	30	2	20
CINÉTICA DESORCION	9	2	18	3	27	3	27	3	27
CONDICIONES OPERACION (T, P)	8	3	24	2	16	3	24	2	16
CONSUMO DE ENERGÍA	7	2	14	2	14	3	21	2	14
RECIRCULACION DE SOLUCION	6	4	24	4	24	4	24	1	6
REACTIVOS	5	3	15	3	15	2	10	3	15
TOTAL			125		116		136		98

Fuente: Elaboración propia.

4.1.4.- EVALUACIÓN DE COSTOS DE LAS TECNOLOGÍAS:

TABLA N° 8

TECNOLOGIA	PUNTAJE	EQUIPOS A USAR	COSTO DE EQUIPOS (\$)	COMPLEJIDAD DEL PROCESO
1	125	SIMPLE	62000	SIMPLE
2	116	COMPLEJO	102450	COMPLEJO
3	136	SIMPLE	64150	SIMPLE
4	98	COMPLEJO	110500	COMPLEJO

Fuente: Elaboración propia.

Entonces por el puntaje alcanzado y el costo de la tecnología, seleccionamos la tecnología 3 para llevar a cabo las pruebas de laboratorio y el diseño de la unidad a nivel industrial. A continuación se detalla el costo de los equipos e instrumentos a emplear.

4.1.4.1.- COSTO DE EQUIPOS E INSTRUMENTOS.

TABLA N° 9

Columna de desorción	\$ 18000
Intercambiador de calor de carcaza y tubos	\$ 4000
Celda de electro deposición	\$ 1500
Rectificador de corriente	\$ 700
Tanque de recirculación con agitador mecánico	\$ 600
Calentador de solución de resistencia eléctrica	\$ 4000
Bomba de solución desorbedora	\$ 300
Tanque de acido diluido	\$ 12000
Tanque de lavado acido	\$ 14000
Bomba del tanque de acido diluido	\$ 350
Tanque dosificador de acido concentrado	\$ 500
Extractor de gases	\$ 1200
Tuberías y accesorios	\$ 4000
Instrumentación	\$ 3000
COSTO TOTAL	\$ 64150

Fuente: Elaboración propia.

TABLA N° 10: COSTO DE DESORCIÓN POR TM DE CARBÓN

COSTOS DE DESORCION							
1) Carbón		1 TM					
tipo de cambio		S/.	3.00				
Tiempo de desorción		9	horas				
costo kw-hr (\$/kw-hr)		0.17					
							%
							costo
							total
2) Reactivos							
2.1.- Striping		Kg	Kg/TM	\$/Kg	\$		
NaOH		80	80	0.5	40.00		
NaCN		10	10	1.2	12.00		
Alcohol		450	450	0.35	157.50	20.8%	
					209.50		
2.2.- Refinación		litros	Kg	Kg/TM	\$/Kg	\$	
Ac. HCl (33-34%) G. T.		100	98.32	98.32	0.22	21.63	
Ac. H2SO4 (98%)		60	76.76	76.76	0.35	26.87	
Ac. HNO3 (68%)			42	42	2.2	92.40	
Lana de Acero			20	20	9	180.00	31.7%
					320.90		
3) Mano de Obra				c/u	\$/jornal	\$	
3.1.- Jornales				9	15	135.00	13.3%
					135.00		
5) Energía		Hp	Kw	Kw-hr	\$		
calentador				1977.6	336.2		
bomba centrifuga		1.25	0.933	8.40	1.43		
agitador		1	0.746	6.71	1.14		
Celda		9	6.71	60.39	10.27	34.2%	
					346.04		
				Costo total \$/TM		1011.44	100.00%
				carbón			

Fuente: Elaboración propia.

4.2.- DISEÑO DEL PROCESO DE LA TECNOLOGÍA

SELECCIONADA

4.2.1- FUNDAMENTO DE DISEÑO DE LA UNIDAD DE DESORCIÓN

Tipo de proceso: Desorción batch.

La selección de los materiales depende de las condiciones de cada circuito de elución que va a ser operado.

Las soluciones alcalinas con alcohol mejoran el rate de desorción del oro y la plata de los carbones activados cargados generados en el circuito CIP. Los factores que afectan la desorción son la temperatura, el contenido de calcio en el carbón, la alcalinidad y el flujo. Es importante antes de la etapa de desorción darle un previo tratamiento ácido al carbón con solución de HCl diluido (3%), esto es para eliminar el calcio que pueda tener el carbón proveniente de la etapa de adsorción (CIP).

Es importante el control de la temperatura, la desorción en si ocurre por la alta temperatura, es necesario llegar con 90°C a la columna de desorción; pero como el alcohol evapora a 78°C, es necesario enfriar la solución antes de llegar a la celda electrolítica para evitar perdidas de alcohol por evaporación.

Para emplear la soda cáustica es más cómodo trabajar con pH que con porcentaje, a pH= 13 garantiza una buena actividad iónica en la celda electrolítica y evita la pasivación de los ánodos.

Mantener un flujo de entre 25 a 30 gpm.

Básicamente todo el diseño de la unidad se llevara a cabo en acero inoxidable ASTM 304. La bomba de recirculación de solución desorbedora debe se revestida de PVC.

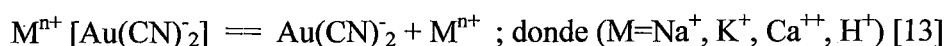
A) DISEÑO DEL PRODUCTO:

El precipitado electrolítico es trasladado a la etapa de fundición para ser secado a 125°C en una retorta por 4 horas luego se elevara la temperatura a 450°C por una hora. El mercurio que puede contener el precipitado electrolítico se recupera en el condensador y en el filtro de carbón sulfurado.

El precipitado calcinado y exento de mercurio será fundido con bórax y carbonato de sodio en un horno tipo crisol basculante, donde el material fundido se muestreara y se verterá en una lingotera obteniéndose el dore con leyes aproximadas de 70% de oro y 25% de plata.

B) MECANISMO DEL PROCESO:

El proceso de desorción consiste en revertir la adsorción, los factores físicos y químicos que inhiben la adsorción generalmente incrementan la desorción. Para oro adsorbido desde soluciones de cianuro el mecanismo de desorción es simplemente representada por la ecuación:



C) PROPIEDADES DEL FLUIDO:

La solución desorbedora estará compuesta por una solución de 0.1% de NaCN + 1% de NaOH + 20% de alcohol etílico.

- Densidad de la solución: 0.96864g/cc (obtenido en laboratorio)

- Calor específico: 1.026 cal/g - °C [19]

D) CONDICIONES DE OPERACIÓN:

Se llevara acabo la desorción del carbón activado cargado con oro, empleando la tecnología seleccionada "Zadra con alcohol". Para lo cual daremos un previo tratamiento acido al carbón con solución de HCl diluido (3%), para posteriormente llevarlo al tanque de desorción de 2t de capacidad donde se llevara acabo el proceso en mención.

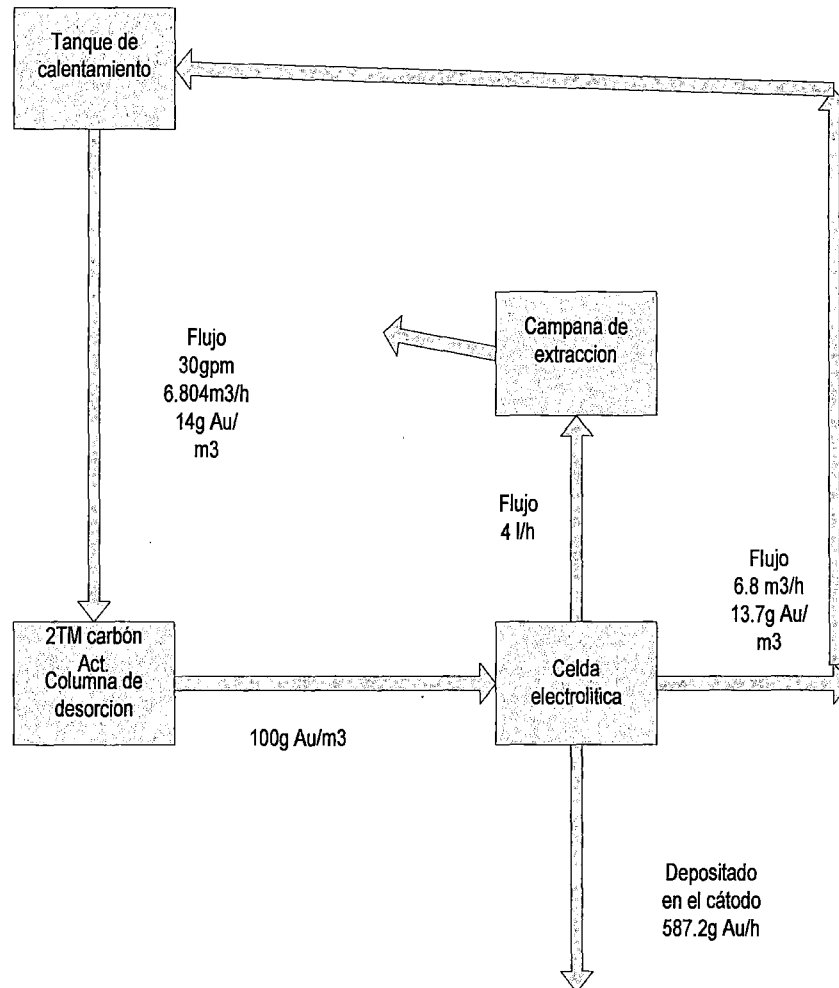
A un flujo de 30gpm, la temperatura de operación es 90°C con un tiempo de operación de entre 7 a 9 horas dependiendo del contenido de oro en el carbón.

La solución atravesara el lecho de desorción para luego llegar a la celda de electro deposición de 40 pies³ que contara con cátodos de lana de acero inoxidable, luego la solución será enviada al calentador por medio de una bomba y a partir de hay iniciara un nuevo ciclo a través de todo el circuito.

El precipitado electrolítico es trasladado a la etapa de fundición para su posterior tratamiento.

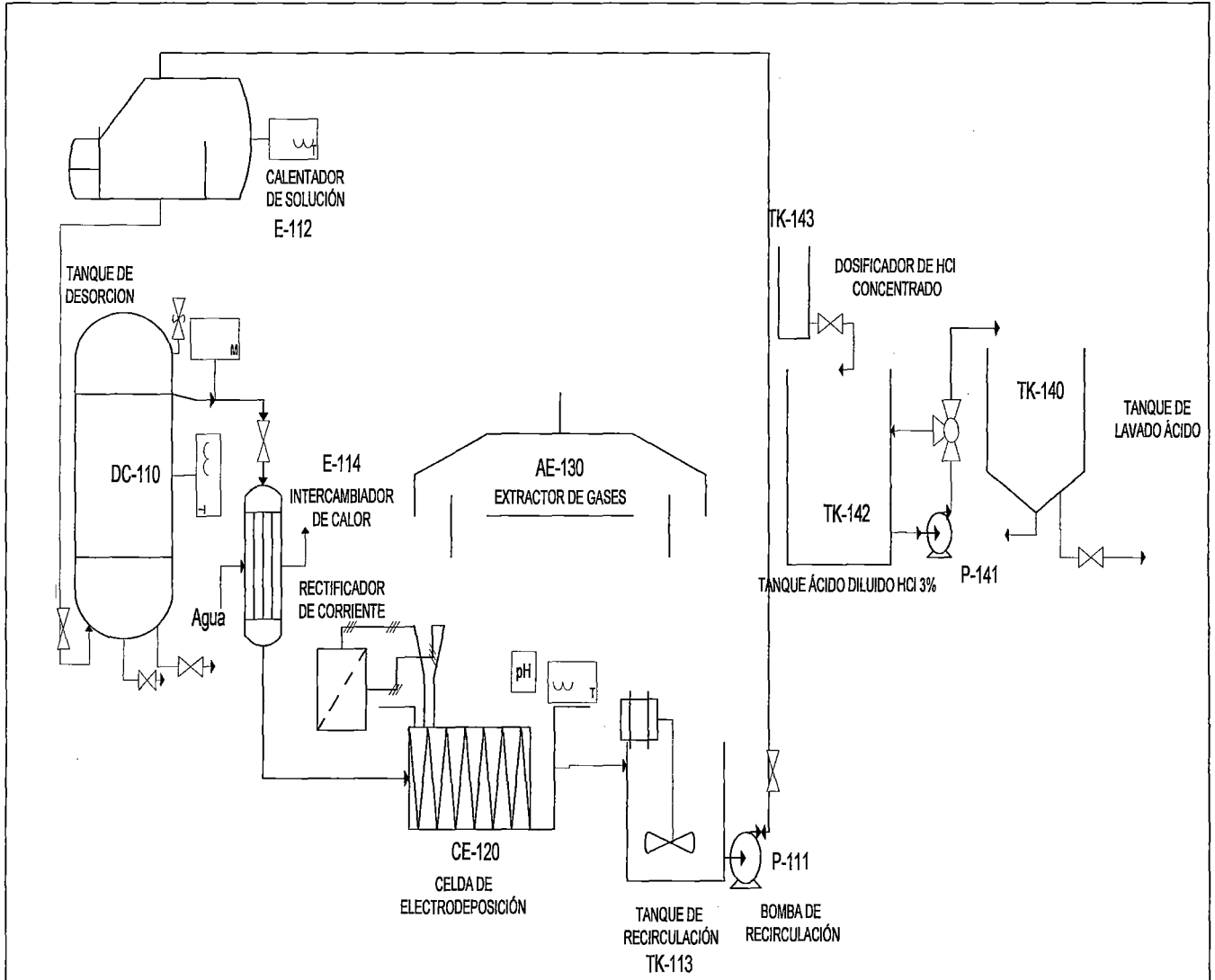
El efluente se descarta y el carbón regresa al circuito CIP o a la reactivación térmica. La regeneración térmica se lleva acabo en un horno vertical de fuego indirecto operado a 460°C por aproximadamente una hora.

E) DIAGRAMA DE BLOQUES



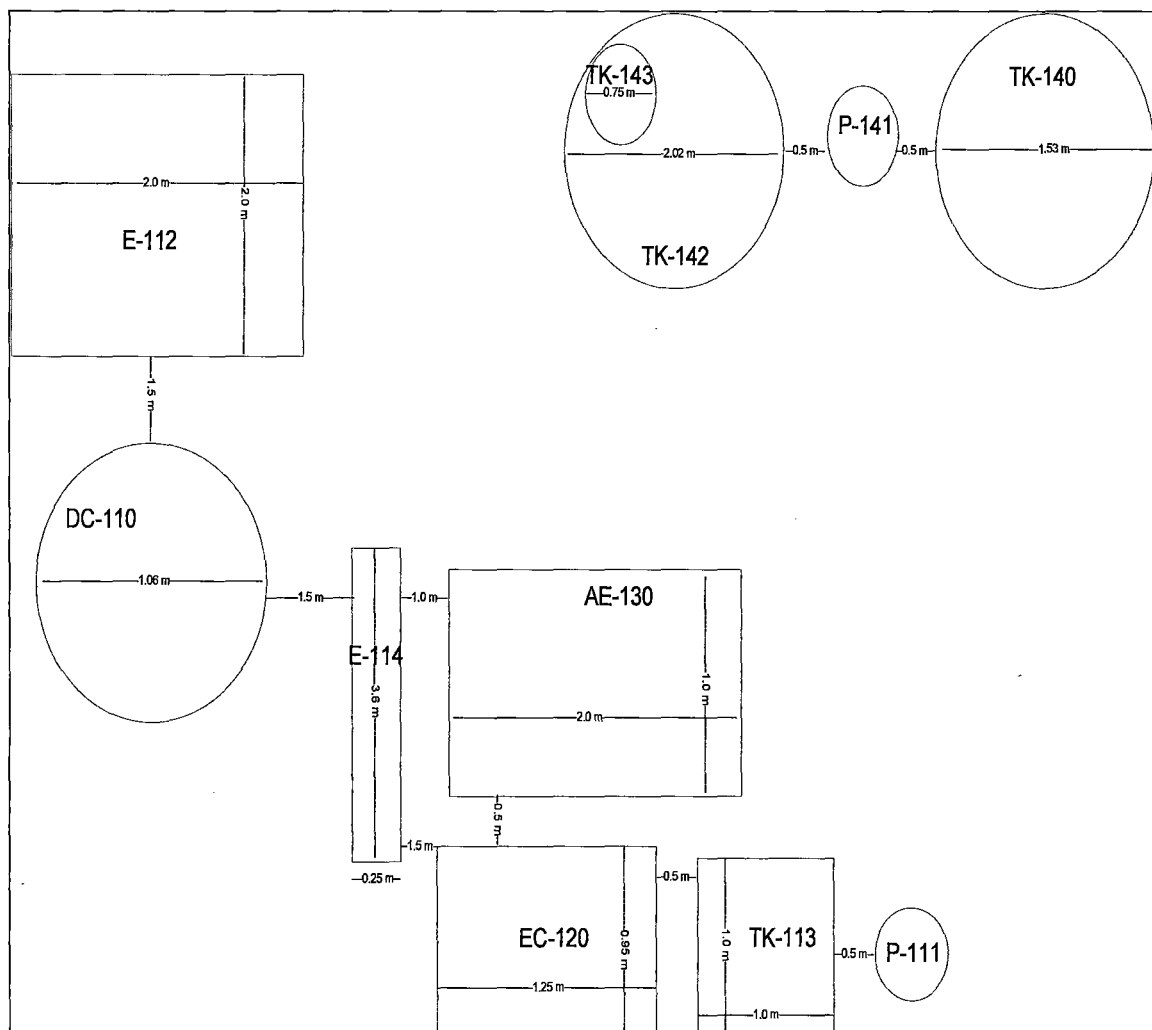
Fuente: Elaboración propia.

F) DIAGRAMA DE FLUJO



Fuente: Elaboración propia.

G) PLANO UNITARIO DEL ÁREA DE DESORCIÓN



Fuente: Elaboración propia.

4.3.- PROCEDIMIENTO DE DISEÑO DE LA UNIDAD DE DESORCIÓN

4.3.1.-DISEÑO DE LA COLUMNA DE DESORCIÓN:

A.- BASES DE DISEÑO:

Tipo de proceso: Desorción batch.

Tiempo de operación: de 7 a 10 horas dependiendo del contenido de oro. La solución desorbedora (0.1% de NaCN + 1% de NaOH + 20% de alcohol etílico) atraviesa continuamente el lecho donde se encuentra el carbón activado, a la temperatura de 90° C. Toda la columna tendrá material aislante para evitar pérdidas de calor.

Para desorber 2000 Kg de carbón activado.

B.- CALCULO DE LA CAPACIDAD:

Sabemos que diariamente se muele 1000 TM de mineral de oro, con una ley de cabeza de 10g de Au/TM de mineral. El porcentaje de recuperación de oro en la etapa de adsorción es de 80% respecto del mineral de cabeza, es decir, que el carbón recupera 8g de Au de cada TM de mineral de cabeza. La capacidad de carga del carbón activado esta alrededor de 8kg de Au/TM de Carbón Activado.

Diariamente se cosecha 1 TM de carbón activado cargado con oro. La desorción se lleva a cabo cada 2 días, por lo tanto nuestro lecho de desorción debe tener una capacidad de 2 TM de carbón activado. Así tenemos:

Masa de carbón activado a desorber: $M = 2000 \text{ Kg}$.

Densidad de lecho: $\rho_{\text{lecho}} = 553 \text{ Kg/m}^3$ (obtenida en laboratorio)

Volumen teórico de lecho: $V_t = M / \rho_{\text{lecho}} = 2000 \text{ Kg} / 553 \text{ Kg/m}^3 = 3.62 \text{ m}^3$

Volumen real de lecho: $V_R = 1.2 V_t = 1.2 \times 3.62 \text{ m}^3 = 4.344 \text{ m}^3$ [12]

C.- DISEÑO DE DETALLES:

Forma de la columna. Cilíndrica con tapa cóncava y fondo cónico.

Densidad del carbón activado: $\rho_{\text{carbón}} = 1.104 \text{ Kg} / \text{lt}$

Densidad de la solución desorbedora: $\rho = 0.9686 \text{ Kg} / \text{lt}$

Malla del carbón: -6 a +12 mallas.

Relación H/D: 5/1 (Obtenida en laboratorio)

Hallando el diámetro (D) y la altura (H) tenemos:

$$V_R = 4.344 \text{ m}^3 = \pi/4 D^2 \times 4.5D + 1/3 \times (D/2)^3$$

$$D = 1.06 \text{ m}$$

$$H = 5D = 5.30 \text{ m}$$

1) Calculo del espesor de la plancha:

$$\text{Área lateral del cilindro} = \pi \times D \times h = \pi \times 1.06 \text{ m} \times 4.5 \text{ m} = 14.98 \text{ m}^2 = 23991.85 \text{ pulg}^2$$

$$\text{Peso solución desorbedora: } 4.344 \text{ m}^3 \times 0.9686 \text{ Kg/lt} \times 2.2 \text{ lb/Kg} = 9256.71 \text{ lb}$$

$$\text{Peso del carbón activado: } 2000 \text{ Kg} \times 2.2 \text{ lb/Kg} = 4400 \text{ lb}$$

$$\text{Peso total: } 13656.71 \text{ lb}$$

$$\text{Presión lateral} = \text{Peso total} / \text{área} = 13656.71 \text{ lb} / 23991.85 \text{ pulg}^2 = 0.57 \text{ lb/pulg}^2$$

$$\text{Presión total} = 14.7 \text{ lb/pulg}^2 + 0.57 \text{ lb/pulg}^2 = 15.27 \text{ lb/pulg}^2$$

Presión sobre el fondo tipo cónico, con una inclinación de 45°:

$$\text{Área} = \pi/2\sqrt{2} \times D^2 = \pi/2\sqrt{2} \times (1.06 \text{ m})^2 = 1.248 \text{ m}^2 = 1996.8 \text{ pulg}^2$$

$$\text{Presión sobre el fondo} = 13656.71 \text{ lb} / 1996.8 \text{ pulg}^2 = 6.84 \text{ lb/pulg}^2$$

$$\text{Presión total} = 14.7 \text{ lb/pulg}^2 + 6.84 \text{ lb/pulg}^2 = 21.54 \text{ lb/pulg}^2$$

2) Ecuación para hallar el espesor: (t)

Parte cilíndrica:

$$t = PD / (2SE - 1.2P) + C \quad [3]$$

P: presión total, lb/pulg².

D: diámetro, pulg.

E: factor de eficiencia de la junta, va de 0.6 a 1.0

S: esfuerzo permisible a la tensión, 13300 lb/pulg². Por condiciones de trabajo [3]

C: tolerancia a la corrosión, 1/8 pulg. [3]

Reemplazando valores:

$$t = 15.27 \times 41.73 / (2 \times 13300 \times 0.7 - 1.2 \times 15.27) + 0.125 = 3/16''$$

Cabezal y fondo:

$$t = PD / (4SE - 0.4P) + C \quad [3]$$

Reemplazando valores:

$$t = 21.54 \times 41.73 / (4 \times 13300 \times 0.7 - 0.4 \times 21.54) + 0.125 = 3/16''$$

D.- ESPECIFICACIONES:

- a) Debe tener una columna de acero inoxidable tipo ASTM 304L, resistente a ácidos.
- b) Fondo tipo cónico: 0.05m³
- c) Capacidad: 4.344m³
- d) Debe tener un pH metro digital instalado y una termocupla para control de la temperatura; así también una válvula de purga de gases.
- e) En la parte inferior contara con 03 entradas. La central es para retirar el carbón activado desorbido de 2" de diámetro; una de las entradas laterales es para el

ingreso de solución desorbedora y la otra es para la purga del agua de enjuague ambas de 1 1/2 “ de diámetro. Además ambas entradas tendrán una malla 20 Tyler, de protección para evitar que se pierda carbón activado.

f) Toda la columna estará revestida de material aislante para evitar pérdidas de calor, de espesor de 2”, revestido con tela aluminizada. Así también para la tubería de 1 1/2” que transporta la solución de desorción desde el calentador.

E.- DATOS DE CONSTRUCCIÓN:

- | | |
|----------------------------|---------|
| a) Diámetro de columna: | 1.06 m |
| b) Altura de la columna: | 5.30 m |
| c) Altura de fondo cónico: | 0.53 m |
| d) Altura de tapa cóncava: | 0.265 m |
| e) Espesor de la plancha: | 3/16” |

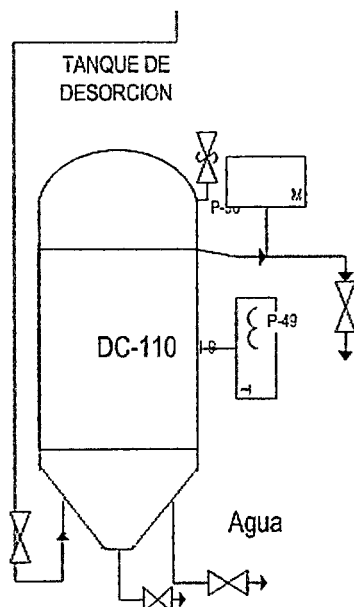


Figura N° 27: Diseño de la columna de desorción.

4.3.2.- DISEÑO DEL INTERCAMBIADOR DE CALOR:

A.- BASES DE DISEÑO:

Se desea enfriar 30 gpm de solución desorbedora con agua a 34 gpm a flujo en contracorriente a 20°C. Con un intercambiador de calor de tubos y carcaza, en flujo en contra-corriente.

B.- CALCULO DE CAPACIDAD:

Sup. Total = No de tubos x longitud x superficie por metro lineal [9]

Sup. Total = 40 tubos x 3m x 0.0837 m² / m

Sup. Total = 10.04 m²

C.- DIMENSIONES:

Ver Apéndice, diseño de detalles.

Longitud total = 3.6 m

Diámetro interno = 0.25 m

Espesor de la pared del intercambiador = 3/16 “

Presión interior de los tubos = 50 psi máx.

Temperatura máxima = 100 °C

Diámetro de entrada y salida de la solución desorbedora = 2” CD 40

Diámetro de entrada de agua = 4” CD 40

Tubos de 1” CD 40, longitud =3.0 m, n = 40 tubos, de un solo paso.

D.- ESPECIFICACIONES:

- La coraza del intercambiador debe ser construido en acero inoxidable ASTM 304.

- Debe tener controlador de presión en la entrada de la solución desorbedora, así como controlador de temperatura a la salida de la solución desorbedora.
- Los tubos deben de ser de acero inoxidable ASTM 304. Son 40 tubos de 1" de diámetro CD 40 de 3 m de longitud.

E.- DATOS DE CONSTRUCCIÓN:

- Las dimensiones del intercambiador son: Diámetro interno = 0.25 m; longitud total de 3.6 m.
- La presión interior de los tubos debe ser como máximo 50 psi.
- La temperatura máxima que debe soportar es 100 °C.
- El enfriamiento de la solución desorbedora debe ser en contracorriente con respecto al flujo del agua de enfriamiento.
- Los tubos de acero inoxidable ASTM 304, de diámetro 1" CD 40, de 3 m de longitud, de un solo paso.

4.3.3.- DISEÑO DE LA CELDA DE ELECTRO DEPOSICIÓN Y RECTIFICADOR DE CORRIENTE:

4.3.3.1.- DISEÑO DE LA CELDA DE ELECTRO DEPOSICIÓN:

A.- BASES DE DISEÑO:

Se desea electro depositar oro a partir de la solución desorbedora rica en este metal a razón de 30 gpm a una temperatura de 65 °C.

Condiciones de Trabajo:

Trabajara con alcohol Etílico 20% v/v,

Concentración de NaCN: 0.1% electrolito

Concentración de NaOH: 1% electrolito

Amperaje de Celda : 30 a 50 Amperios

Voltaje de Celda : 2 a 4 Voltios

B.- CALCULO DE CAPACIDAD:

Parámetro de diseño: 250 l/min-m², entonces, 30 gpm = 114 l/min

Necesitaremos 0.5 m² de área; Ancho x Altura = 0.5 m².

Altura = Ancho = 0.71 m

Longitud = 1.05 m

C.- DIMENSIONES:

Longitud = 1.05 m,

Ancho = 0.71 m

Altura = 0.71 m

Temperatura y Presión de trabajo = 65 °C y 1atm de presión

Diámetro de entrada y salida de solución desorbedora = 2" CD 40

D.- ESPECIFICACIONES:

- La celda electrolítica debe ser construida en acero inoxidable ASTM 304
- Debe tener un pH metro digital instalado y un controlador de temperatura.
- La celda debe estar revestida de jebe duro y el compartimiento del cátodo debe ser del mismo material con numerosos huecos de 1/8" espaciados 1/2".

E.- DATOS DE CONSTRUCCIÓN:

- Las dimensiones de la celda electrolítica son:

Longitud = 1.05 m,

Ancho = 0.71 m

Altura = 0.71 m

- Debe ser construida en acero inoxidable ASTM 304, revestida de jebe duro. Así también debe contar con una tapa.

- Los ánodos deben estar contruidos de malla 20 de acero inoxidable.

- Los cátodos están hechos de lana de acero inoxidable tipo 430. Dentro de un Compartimiento de jebe duro.

- Temperatura y Presión de trabajo = 65°C y 1atm de presión.

- Debido a la naturaleza extremadamente corrosiva de la solución caliente usada, Todas las partes fabricadas deben de ser de acero inoxidable. Toda soldadura debe ser efectuada con varillas de acero inoxidable.

4.3.3.2.- DISEÑO DEL RECTIFICADOR DE CORRIENTE:

A.- BASES DE DISEÑO:

Se desea diseñar un rectificador de corriente para el buen funcionamiento de la celda de electro deposición de oro, debido a que dicha celda trabaja con corriente continua. Deberá operar con un voltaje de 220 V y un amperaje de 0 a 50 amperios.

B.- ESPECIFICACIONES:

- Dicho rectificador trabajara con un voltaje de entrada de 220 voltios AC de corriente alterna monofásica, para entregar un voltaje DC de entre 2 a 10 voltios. Tendrá un regulador de voltaje. La corriente alterna la transformara en corriente continua trabajara en el rango de 2 a 50 amperios de DC.

4.3.4.- DISEÑO DEL TANQUE DE RECIRCULACIÓN:

A.- BASES DE DISEÑO:

Se desea recibir el electrolito agotado proveniente de la celda de electro deposición a razón de 30gpm. Dicho tanque contara con un agitador mecánico. Para homogenizar los insumos requeridos para el proceso de desorción.

B.- CALCULO DE CAPACIDAD:

El tanque de recirculación tendrá un volumen de capacidad del 80% del volumen de la celda de electro deposición, es decir, de 0.4 m^3 de capacidad.

Altura = Ancho = Longitud = 0.74 m

C.- DIMENSIONES:

Altura = 0.74 m

Ancho = 0.74 m

Longitud = 0.74 m

Temperatura y Presión de trabajo = $65 \text{ }^\circ\text{C}$ y 1atm de presión

Diámetro de entrada y salida de solución desorbedora = 2" CD 40

D.- ESPECIFICACIONES:

- El tanque de recirculación deberá contar con una tapa y un agitador mecánico debido a que se agregara los insumos requeridos cuando estén por debajo de la concentración requerida. Todo estará hecho en acero inoxidable ASTM 304.

E.- DATOS DE CONSTRUCCIÓN:

- Las dimensiones del tanque de recirculación son:

Longitud = 0.74 m,

Ancho = 0.74 m

Altura = 0.74 m

- Debe ser construida en acero inoxidable ASTM 304.

- Temperatura y Presión de trabajo = 65 °C y 1atm de presión.

4.3.4.1.- DISEÑO DEL AGITADOR MECÁNICO:

A.- BASES DE DISEÑO:

Se desea diseñar un agitador mecánico tipo turbina, para homogenizar la disolución de los insumos químicos empleados para la desorción del carbón activado. Dicho agitador estará instalado en el tanque de recirculación.

B.- CALCULO DE CAPACIDAD:

El tanque de recirculación tiene las siguientes dimensiones:

$H = 0.74\text{m}$, Ancho = 0.74m y $L = 0.74\text{m}$.

Además tenemos las siguientes relaciones:

$h_1/H = 1$; $h_1 = 0.74\text{m}$; h_1 = altura del agitador.

$h_2/\text{Ancho} = 0.025$; $h_2 = 1.85\text{ cm}$; h_2 = distancia entre el agitador y la base.

$d_1/\text{Ancho} = 0.2$; $d_1 = 14.8 \text{ cm}$; $d_1 = \text{diámetro del agitador}$. [12]

Potencia de funcionamiento = $\frac{1}{4}$ HP

Potencia de arranque = $2 \times \frac{1}{4} \text{ HP} = \frac{1}{2} \text{ HP}$

Potencia de instalación, $n = 0.90$

Pot. Inst. = Pot. Arranque $\times 1.2 / n = \frac{1}{2} \text{ HP} \times 1.2 / 0.90 = 0.67 \text{ HP}$

Numero de impulsores = $H_{\text{liq}} / \text{Ancho} = 0.7 \text{ m} / 0.74 \text{ m} = 0.94$; corresponde a 1 impulsor. [12]

Calculo del volumen equivalente:

$V_{\text{eq}} = \text{sp-g} \times V = 0.9686 \times 107.2 = 103.8 \text{ gl}$.

De tablas seleccionamos una escala de agitación 3 [12]

Por lo tanto:

Potencia del motor: 1HP

Velocidad del eje: 100rpm

Tipo de agitador: turbina radial

C.- ESPECIFICACIONES:

- El agitador debe ser tipo turbina radial de 20cm de diámetro. El material será acero inoxidable ASTM 304.
- Con motor eléctrico de 1HP de potencia.
- La tapa del tanque tendrá un soporte para el motor del agitador.

4.3.5.- DISEÑO DEL CALENTADOR DEL ELUENTE:

A.- BASES DE DISEÑO:

Se desea diseñar un calentador de la solución eluente que recircula a razón de 30gpm, a una temperatura de 90 °C y retornara a 65 °C. Tendrá una capacidad doble del lecho de desorción aprox., las medidas son de 2m x 2m x 2m. El tipo de calentamiento será con resistencia eléctrica. Todo el calentador estará revestido con aislante térmico para evitar pérdidas de calor.

B.- CALCULO DE CAPACIDAD:

$$\text{kg de eluente} = 2 \times 2 \times 1.8 \times 968.6 \text{ kg/m}^3 = 6973.92 \text{ kg}$$

$$Q'' = 6973.92 \text{ kg} \times 1.02 \text{ kcal/kg} \cdot ^\circ\text{C} \times (90-20)^\circ\text{C} = 497937.8 \text{ kcal}$$

$$Q = 497937.8 \text{ kcal} / 5 \text{ hr} = 99587.57 \text{ kcal/hr} = 115.82 \text{ kwhr}$$

Pérdida de calor:

Desde la superficie del tanque:

$$(2\text{m} \times 2\text{m} \times 6) \times 11.019 \text{ ft}^2/\text{m}^2 \times 8.75 \text{ w} - \text{hr} / \text{hr} - \text{ft}^2 = 2.314 \text{ kwhr}$$

$$\text{Requerimiento total} = 115.82 + 2.314 = 118.134 \text{ kwhr [9]}$$

Ahora para el flujo de 30gpm:

$$Q = 113.4 \times 0.9686 \times 1.02 \times (90-65) = 195.45 \text{ kwhr [9]}$$

$$\text{Pérdida de calor} = 2.314 \text{ kwhr}$$

$$\text{Requerimiento total} = 197.764 \text{ kwhr}$$

C.- ESPECIFICACIONES:

- Se requerirá un tanque de calentamiento de acero inoxidable ASTM 304 de 2m x 2m x 2m.

- Para satisfacer el requerimiento de energía se necesitara un juego de 20 resistencias eléctricas de acero inoxidable de 10 KW de 90 cm de longitud cada una. Haciendo un arreglo de 2 tableros de alimentación.
- El voltaje de alimentación será de 220V AC.
- Deberá contar con una termocupla y un controlador para no exceder la temperatura requerida.
- Tendrá una válvula de purga para los vapores formados durante el calentamiento.
- Todo el calentador contara con aislante térmico de 2" de espesor, revestido de tela aluminizada, para evitar pérdidas de calor. [9]

4.3.5.1.- DISEÑO DE LA BOMBA DE RECIRCULACIÓN

A.- BASES DE DISEÑO:

Para bombear la solución desorbedora a la columna de desorción a través de tuberías a razón de 30 gpm, sabiendo que la distancia del tanque de calentamiento a la bomba es de 80 pies y la altura a elevarse es de 40 pies.

B.- CALCULO DE CAPACIDAD:

Características de la solución:

Flujo: 30 gpm

Sp-Gr: 0.9686

Densidad: 60.32 lb / pies³

Viscosidad: 0.84 cp (aprox.)

Temperatura: 65°C

Tiempo: 7 horas

Calculo de NPSH:

$NPSH = P + LH - (P_v + \Delta P_{fs})$ [18], donde:

P = Presión atmosférica.

LH = Presión Hidrostática.

P_v = Presión de vapor.

ΔP_{fs} = Caída de presión por fricción.

Calculo del diámetro del tubo:

Asumiendo un diámetro de 2".

Chequeo de la velocidad:

$v = 0.408 \times Q/d^2$, donde:

Q = Flujo volumétrico en gpm.

d = diámetro en pulgadas.

Para un diámetro nominal de 2", $d_i = 2.067$ ", reemplazando valores en la ecuación se tiene:

$$v = 0.408 \times 30 / 2.067^2 = 2.86 \text{ ft/seg.}$$

Rango de velocidad en la succión [1 – 3 pies/seg] [12]

Como la velocidad calculada se encuentra dentro del rango, entonces el diámetro asumido es lo correcto, siendo este valor elegido para los cálculos correspondientes.

Calculo de la caída de presión por fricción en la succión:

$\Delta P_{fs} = \Delta P_{100} \times L_e \times S$ [12], donde:

ΔP_{100} = Caída de presión por cada 100 pies de línea.

L_e = Longitud equivalente, en pies.

S = Gravedad específica.

Con $Q = 30$ gpm y la relación de la viscosidad con la gravedad específica, $\mu/S = 0.84/0.9686 = 0.86$

De la grafica de los ábacos de 2" Tuberías estándar, $d_i = 2.067$ pulg. Se obtiene que: [12]

$$\Delta P_{100}/S = 1.04 \text{ lbf/pulg}^2/100 \text{ pies.}$$

Longitud equivalente:

Línea de 2": 2 pies

Conexión: 0.08 pies

Válvula de compuerta: 7.5 pies

$$L_e = 9.58 \text{ pies}$$

Entonces:

$$\Delta P_{fs} = 1.04 \text{ lbf/pulg}^2/100 \text{ pies} \times 9.58 \text{ pies} \times 0.9686 = 0.096 \text{ lb / pulg}^2$$

Calculo de la presión Hidrostática o carga estática:

$$LH = \gamma \times h = 3 \text{ pies} \times 0.9686/2.31 = 1.26 \text{ lb / pulg}^2$$

La presión de vapor a 65 °C es: 4.13 lb / pulg² (aprox.)

Finalmente:

$$NPSH = 14.7 + 1.26 - (4.13 + 0.096) \text{ lb / pulg}^2$$

$NPSH = 11.734 \text{ lb / pulg}^2$, $NPSH \times \gamma = 28 \text{ ft} > 26.7 \text{ ft}$, es decir que la bomba va a funcionar sin ningún problema porque no hay cavitación.

Presión de succión:

$$P_s = LH_s - \Delta P_{fs} \text{ [12]}$$

$$P_s = (1.26 - 0.096) \text{ lb / pulg}^2$$

$$P_s = 1.164 \text{ lb / pulg}^2$$

Calculo de la presión de descarga:

$$P_d = L H_d + \Delta P_{fd} \quad [18]$$

Calculo del diámetro de la línea:

Asumiendo un diámetro de 1 1/2".

Chequeo de la velocidad:

$$v = 0.408 \times Q/d^2, \text{ donde:}$$

Q = Flujo en gpm.

d = diámetro en pulgadas.

Para un diámetro nominal de 1 1/2", $d_i=1.61$ pulg, reemplazando valores en la ecuación se tiene:

$$v = 0.408 \times 30/1.61^2 = 4.72 \text{ pies / seg.}$$

Rango de velocidad en la descarga [3 - 10 pies/seg] [12]

Como la velocidad calculada se encuentra dentro del rango, entonces el diámetro asumido es lo correcto, siendo este valor elegido para los cálculos correspondientes.

Calculo de la caída de presión por fricción en la descarga:

$$\Delta P_{fs} = \Delta P_{100} \times L_e \times S \quad [12], \text{ donde:}$$

ΔP_{100} = Caída de presión por cada 100 pies de línea.

L_e = Longitud equivalente, en pies.

S = Gravedad específica.

Con Q = 30 gpm y la relación de la viscosidad con la gravedad específica, $\mu/S = 0.84/0.9686 = 0.86$

De la grafica de los ábacos de 1 1/2" Tuberías estándar, $d_i = 1.61$ pulg. Se obtiene que: [12]

$$\Delta P_{100/S} = 4.0 \text{ lbf / pulg}^2 / 100 \text{ pies.}$$

Longitud equivalente:

Línea de 1 1/2": 80 pies

Codo 1 1/2: 15 pies (02 codos)

Válvula de compuerta: 7.5 pies

Unión universal: 0.25 pies

$$L_e = 52.75 \text{ pies}$$

Entonces:

$$\Delta P_{fd} = 4.0 \text{ lbf/pulg}^2 / 100 \text{ pies} \times 102.75 \text{ pies} \times 0.9686 = 4 \text{ lb/pulg}^2$$

Calculo de la presión Hidrostática o carga estática:

$$LH = \gamma \times h = 40 \text{ pies} \times 0.9686 / 2.31 = 16.76 \text{ lb/pulg}^2$$

Calculo de la presión de descarga:

$$P_d = LH_d + \Delta P_{fd} \quad [12]$$

$$P_d = (16.76 + 4) \text{ lb/pulg}^2 = 20.76 \text{ lb/pulg}^2$$

Finalmente la carga total será:

$$\Delta T = P_d - P_s = 20.76 - 1.164 = 19.6 \text{ lb/pulg}^2$$

Calculo de la potencia hidráulica:

$$BHp = \Delta T \times Q / (1714 \times e_b) \quad [22]$$

$$\Delta T = \text{Carga total en lb/pulg}^2$$

Q = caudal en gpm

e_b = eficiencia de la bomba, 0.60 [22]

Reemplazando valores:

$$BHp = 19.6 \times 30 / (1714 \times 0.60) = 0.6 \text{ HP}$$

$$\text{Motor: } BHp / 0.90 = 1 \text{ HP}$$

C.- ESPECIFICACIONES:

- La bomba deberá ser de acero inoxidable ASTM 304.
- Tuberías de conexión y válvula de acero inoxidable ASTM 304. Tubería de succión 2" diámetro CD 40 y la descarga de 1 ½" de diámetro CD 40.

4.3.6.- DISEÑO DEL TANQUE DE ÁCIDO DILUIDO Y TANQUE DE LAVADO ÁCIDO:

4.3.6.1.- DISEÑO DEL TANQUE DE ACIDO DILUIDO

A.- BASES DE DISEÑO:

Se desea diseñar un tanque de almacenamiento de ácido diluido, 3% de HCl. Para el lavado carbón activado proveniente de planta. Se transportara la solución de ácido diluido al tanque de lavado ácido por medio de una bomba.

B.- CALCULO DE LA CAPACIDAD:

Tendrá un volumen de aproximadamente 50% más del volumen del lecho de desorción, es decir, tendrá un volumen = 6.5 m³

C.- DISEÑO DE DETALLES:

Densidad de la solución: $\rho = 1.0 \text{ Kg / lt}$

Relación H/D: 1/1

Hallando el diámetro (D) y la altura (H) tenemos:

$$V_R = 6.5 \text{ m}^3 = \pi/4 D^2 \times H$$

$$D = 2.02\text{m}$$

$$H = 2.02\text{m}$$

1) Cálculo del espesor de la plancha:

$$\text{Área lateral del cilindro} = \pi \times D \times h = \pi \times 2.02\text{m} \times 2.02\text{m} = 12.81\text{m}^2 = 19556.43\text{pulg}^2$$

$$\text{Peso de solución: } 6.5 \text{ m}^3 \times 1 \text{ Kg/lt} \times 2.2 \text{ lb/Kg} = 14300\text{lb}$$

$$\text{Peso total: } 14300 \text{ lb}$$

$$\text{Presión lateral} = \text{Peso total} / \text{área} = 14300 \text{ lb} / 19556.43\text{pulg}^2 = 0.73 \text{ lb/pulg}^2$$

$$\text{Presión total} = 14.7 \text{ lb/pulg}^2 + 0.73 \text{ lb/pulg}^2 = 15.43 \text{ lb/pulg}^2$$

Presión sobre el fondo plano:

$$\text{Área} = \pi/4 \times D^2 = \pi/4 \times (2.02\text{m})^2 = 3.2 \text{ m}^2 = 4960 \text{ pulg}^2$$

$$\text{Presión sobre el fondo} = 14300 \text{ lb} / 4960 \text{ pulg}^2 = 2.88 \text{ lb/pulg}^2$$

$$\text{Presión total} = 14.7 \text{ lb/pulg}^2 + 2.88 \text{ lb/pulg}^2 = 17.58 \text{ lb/pulg}^2$$

2) Ecuación para hallar el espesor:

Parte cilíndrica:

$$t = PD / (2SE - 1.2P) + C \quad [3]$$

P: presión total, lb/pulg².

D: diámetro, pulg.

E: factor de eficiencia de la junta, 0.70 [3]

S: esfuerzo permisible a la tensión, 15600 lb/pulg². [3]

C: tolerancia a la corrosión, 1/8 pulg. [3]

Reemplazando valores:

$$t = 15.43 \times 78.125 / (2 \times 15600 \times 0.7 - 1.2 \times 15.43) + 0.125 = 3/16''$$

Cabezal y fondo:

$$t = PD / (4SE - 0.4P) + C \quad [3]$$

Reemplazando valores:

$$t = 17.58 \times 78.125 / (4 \times 15600 \times 0.7 - 0.4 \times 17.58) + 0.125 = 3/16''$$

D.- ESPECIFICACIONES:

- Debe ser un tanque de acero inoxidable tipo ASTM 304L, resistente a ácidos.
- Fondo tipo plano
- Capacidad: 6.5 m^3
- Debe tener una bomba de recirculación y una válvula de purga de gases.

E.- DATOS DE CONSTRUCCIÓN:

- Diámetro del tanque: 2.02 m
- Altura del tanque : 2.02 m
- Espesor de la plancha: 3/16'' parte cilíndrica y 3/16'' cabezal y fondo.

4.3.6.2.- DISEÑO DEL TANQUE DE LAVADO ÁCIDO

A.- BASES DE DISEÑO:

Se desea diseñar un tanque de lavado ácido, 3% de HCl. Para el lavado carbón activado proveniente de planta. Se bombeará la solución de lavado ácido desde el tanque de ácido diluido.

B.- CALCULO DE LA CAPACIDAD:

Tendrá un volumen aproximadamente igual al volumen del lecho de desorción, es decir, tendrá un volumen = 4.34 m^3

C.- DISEÑO DE DETALLES:

Densidad de la solución: $\rho = 1 \text{ Kg / lt}$

Relación H/D: $2 / 1$

Hallando el diámetro (D) y la altura (H) tenemos:

$$V_R = 4.34 \text{ m}^3 = \pi/4 D^2 \times 1.5D + 1/3 \times (D/2)^3$$

$$D = 1.53\text{m}$$

$$H_t = 3.06\text{m}$$

1) Calculo del espesor de la plancha:

$$\text{Área lateral del cilindro} = \pi x D x h = \pi x 1.53\text{m} x 2.29\text{m} = 11 \text{ m}^2 = 16784.7 \text{ pulg}^2$$

$$\text{Peso de solución: } 4.34\text{m}^3 \times 1000 \text{ l/m}^3 \times 1 \text{ kg/l} \times 2.2\text{lb/Kg} = 9548 \text{ lb}$$

$$\text{Peso carbón activado: } 2000 \text{ kg} \times 2.2 \text{ lb/kg} = 4400\text{lb}$$

$$\text{Peso total} = 13948 \text{ lb}$$

$$\text{Presión lateral} = \text{Peso total} / \text{área} = 13948 \text{ lb} / 16784.7 \text{ pulg}^2 = 0.83 \text{ lb/pulg}^2$$

$$\text{Presión total} = 14.7 \text{ lb/pulg}^2 + 0.83 \text{ lb/pulg}^2 = 15.53 \text{ lb/pulg}^2$$

Presión sobre el fondo cónico con un ángulo de inclinación de 45°:

$$\text{Área} = \pi/2 \sqrt{2} \times D^2 = 2.6 \text{ m}^2 = 3967.3 \text{ pulg}^2$$

$$\text{Presión sobre el fondo} = 13948 \text{ lb} / 3967.3 \text{ pulg}^2 = 3.5 \text{ lb/pulg}^2$$

$$\text{Presión total} = 14.7\text{lb/pulg}^2 + 3.5 \text{ lb/pulg}^2 = 18.2 \text{ lb/pulg}^2$$

2) Ecuación para hallar el espesor:

Parte cilíndrica:

$$t = PD / (2SE - 1.2P) + C \text{ [3]}$$

P: presión total, lb/pulg².

D: diámetro, pulg.

E: factor de eficiencia de la junta, 0.70 [3]

S: esfuerzo permisible a la tensión, 15600 lb/pulg². [3]

C: tolerancia a la corrosión, 1/8 pulg. [3]

Reemplazando valores:

$$t = 15.53 \times 60.23 / (2 \times 15600 \times 0.7 - 1.2 \times 15.53) + 0.125 = 3/16''$$

Cabezal y fondo:

$$t = PD / (4SE - 0.4P) + C [3]$$

Reemplazando valores:

$$t = 18.2 \times 60.23 / (4 \times 15600 \times 0.7 - 0.4 \times 18.2) + 0.125 = 5/32''$$

D.- ESPECIFICACIONES:

- Debe ser un tanque de acero inoxidable tipo ASTM 304L, resistente a ácidos.
- Fondo tipo cónico
- Capacidad: 4.34m³
- Debe tener una válvula de purga de gases.

E.- DATOS DE CONSTRUCCIÓN:

- a) Diámetro del tanque: 1.53m
- b) Altura total del tanque: 3.06m
- c) Altura del fondo cónico: 0.765m
- c) Espesor de la plancha: 3/16'' parte cilíndrica y 5/32'' cabezal y fondo.

4.3.6.3.- DISEÑO DE LA BOMBA DE ÁCIDO DILUIDO

A.- BASES DE DISEÑO:

Para bombear la solución de ácido diluida para el lavado del carbón activado a razón de 20gpm, hacia el tanque de lavado ácido a una altura de 13 pies.

B.- CALCULO DE LA CAPACIDAD:

Características de la solución:

Flujo: 20 gpm

Sp-Gr: 0.995

Densidad: 60.59 lb/pies³

Viscosidad: 0.43 cp (aprox.)

Temperatura: 25°C

Tiempo: 1 hora

Calculo de NPSH:

$NPSH = P + LH - (P_v + \Delta P_{fs})$ [18], donde:

P = Presión atmosférica.

LH = Presión Hidrostática.

P_v = Presión de vapor.

ΔP_{fs} = Caída de presión por fricción.

Calculo del diámetro del tubo:

Asumiendo un diámetro de 2". Chequeo de la velocidad:

$v = 0.408 \times Q/d^2$, donde:

Q = Flujo volumétrico en gpm.

d = diámetro en pulgadas.

Para un diámetro nominal de 2", $d_i=2.067$ ", reemplazando valores en la ecuación se tiene:

$$v = 0.408 \times 20 / 2.067^2 = 1.91 \text{ pies/seg.}$$

Rango de velocidad en la succión [1 – 3 pies/seg] [18]

Como la velocidad calculada se encuentra dentro del rango, entonces el diámetro asumido es lo correcto, siendo este valor elegido para los cálculos correspondientes.

Calculo de la caída de presión por fricción en la succión:

$$\Delta P_{fs} = \Delta P_{100} \times L_e \times S \text{ [12], donde:}$$

$$\Delta P_{100} = \text{Caída de presión por cada 100 pies de línea.}$$

L_e = Longitud equivalente, en pies.

S = Gravedad específica.

$$\text{Con } Q = 20 \text{ gpm y la relación de la viscosidad con la gravedad específica, } \mu/S = 0.43 / 0.995 = 0.43$$

De la grafica de los ábacos de 2" Tuberías estándar, $d_i = 2.067$ pulg. Se obtiene que: [12]

$$\Delta P_{100}/S = 0.45 \text{ lbf/pulg}^2/100 \text{ pies.}$$

Longitud equivalente:

Línea de 2": 2 pies

Conexión: 0.08 pies

Válvula de compuerta: 7.5 pies

$$L_e = 9.58 \text{ pies}$$

Entonces:

$$\Delta P_{fs} = 0.45 \text{ lbf/pulg}^2/100 \text{ pies} \times 9.58 \text{ pies} \times 0.995 = 0.043 \text{ lb/pulg}^2$$

Calculo de la presión Hidrostática o carga estática:

$$LH = \gamma \times h = 7 \text{ pies} \times 0.995 / 2.31 = 3.0 \text{ lb/pulg}^2$$

Presión de vapor a 25 °C: 0.46 lb/pulg²

Finalmente:

$$NPSH = [14.7 + 3 - (0.46 + 0.043)] \text{ lb/pulg}^2$$

$NPSH = 17.197 \text{ lb/pulg}^2$, $NPSH \times \gamma = 40 \text{ ft} > 16.7 \text{ ft}$, es decir que la bomba va a funcionar sin ningún problema porque no hay cavitación.

Presión de succión:

$$P_s = LH_s - \Delta P_{fs} \text{ [12]}$$

$$P_s = (3 - 0.043) \text{ lb/pulg}^2$$

$$P_s = 2.957 \text{ lb/pulg}^2$$

Calculo de la presión de descarga:

$$P_d = LH_d + \Delta P_{fd} \text{ [12]}$$

Calculo del diámetro de la línea:

Asumiendo un diámetro de 1 1/2".

Chequeo de la velocidad:

$$v = 0.408 \times Q/d^2, \text{ donde:}$$

Q = Flujo volumétrico en gpm.

d = diámetro en pulgadas.

Para un diámetro nominal de 1 1/2", $d_i = 1.61 \text{ pulg}$, reemplazando valores en la ecuación se tiene:

$$v = 0.408 \times 20 / 1.61^2 = 3.15 \text{ pies/seg.}$$

Rango de velocidad en la descarga [3 - 10 pies/seg] [12]

Como la velocidad calculada se encuentra dentro del rango, entonces el diámetro asumido es lo correcto, siendo este valor elegido para los cálculos correspondientes.

Calculo de la caída de presión por fricción en la descarga:

$\Delta P_{fs} = \Delta P_{100} \times L_e \times S$ [12], donde:

ΔP_{100} = Caída de presión por cada 100 pies de línea.

L_e = Longitud equivalente, en pies.

S = Gravedad específica.

Con $Q = 20$ gpm y la relación de la viscosidad con la gravedad específica, $\mu/S = 0.43/0.995 = 0.43$

De la grafica de los ábacos de 1 1/2" Estándar Pipe, $d_i = 1.61$ pulg. Se obtiene que: [12]

$\Delta P_{100}/S = 1.6$ lbf/pulg²/100 pies.

Longitud equivalente:

Línea de 1 1/2": 12 pies

Codo 1 1/2": 15 pies (02 codos)

Válvula de compuerta: 15 pies (02 válvulas)

Union universal: 0.25 pies

$L_e = 42.25$ pies

Entonces:

$\Delta P_{fd} = 1.6$ lbf/pulg²/100 pies $\times 42.25$ pies $\times 0.995 = 0.67$ lb/pies²

Calculo de la presión Hidrostática o carga estática:

$LH = \gamma \times h = 12$ pies $\times 0.995/2.31 = 5.17$ lb/pulg²

Calculo de la presión de descarga:

$$P_d = L H_d + \Delta P_{fd} \quad [12]$$

$$P_d = (5.17 + 0.67) \text{ lb/pulg}^2 = 5.84 \text{ lb/pulg}^2$$

Finalmente la carga total será:

$$\Delta T = P_d - P_s = 2.883 \text{ lb/pulg}^2$$

Calculo de la potencia hidráulica:

$$BHP = \Delta T \times Q / (1714 \times e_b) \quad [22]$$

$$\Delta T = \text{Carga total en lb/pulg}^2$$

Q = Flujo volumétrico en gpm.

e_b = eficiencia de la bomba, 0.60 [22]

Reemplazando valores:

$$BHP = 2.883 \times 20 / (1714 \times 0.60) = 0.06 \text{ HP}$$

$$\text{Motor: } BHP/0.90 = 1/4 \text{ HP}$$

C.- ESPECIFICACIONES:

- La bomba deberá ser de acero inoxidable ASTM 304.
- Tuberías de conexión y válvula de acero inoxidable ASTM 304.

4.3.6.4.- DISEÑO DEL DOSIFICADOR DE ÁCIDO CONCENTRADO

A.- BASES DE DISEÑO:

Se desea diseñar un tanque dosificador de ácido clorhídrico concentrado, el cual alimentara al tanque de ácido diluido.

B.- CALCULO DE CAPACIDAD:

Tendrá un volumen de 0.44 m^3 para una capacidad de 440 l de ácido concentrado.

Así tenemos: Relación $H/D = 4/3$

$$V = 0.44 \text{ m}^3 = \pi/4 D^2 \times 4/3 D$$

$$D = 0.75 \text{ m}$$

$$H = 1.0 \text{ m}$$

C.- ESPECIFICACIONES:

- Debe ser un tanque de acero inoxidable tipo ASTM 304L, resistente a ácidos.
- Fondo tipo plano
- Capacidad: 0.44 m^3
- En la parte inferior tendrá una salida de 1" de diámetro. La tubería, la válvula de compuerta y las uniones deben de ser de acero inoxidable ASTM 316.

4.3.7.- DISEÑO DEL EXTRACTOR DE GASES

A.- BASES DE DISEÑO:

Se desea diseñar un extractor de gases para coleccionar los vapores formados durante el calentamiento del eluente, así también para coleccionar los vapores de la celda de electro deposición.

B.- CALCULO DE CAPACIDAD:

Calculamos la densidad del aire: $d = p_{\text{amb}} / 298 \times T_{\text{amb}}$ [18]

Donde $p_{\text{amb}} = 0.760 \times 13600 \times 9.81 = 101396.16 \text{ N/m}^2$

$$T_{\text{amb}} = 20 + 273.15 = 293.15 \text{ }^\circ\text{K}$$

Entonces; $d = 1.205 \text{ kg/m}^3$

La presión estática será:

$$\Delta p_e = p_s - p_E = P_s - 0 = 4 \text{ mm Hg} \times 101300 \text{ N/m}^2 / 760 \text{ mm Hg} = 533 \text{ N/m}^2 \text{ [18]}$$

La presión dinámica será:

$$\Delta p_d = d/2 \times (v_s^2 - v_E^2) / 2 = d/2 \times v_s^2 ; \text{ donde } v_s = 5 \text{ m/s [18]}$$

$$\Delta p_d = 15 \text{ N/m}^2$$

La presión total será:

$$\Delta p_{tot} = \Delta p_e + \Delta p_d = 548 \text{ N/m}^2$$

$$\text{Caudal de aire extraído} = A_s \times v_s = 2 \text{ m}^2 \times 5 \text{ m/s} = 10 \text{ m}^3/\text{s}$$

La potencia del ventilador será:

$$P = Q \times \Delta p_{tot} = 10 \text{ m}^3/\text{s} \times 548 \text{ N/m}^2 = 5.48 \text{ kW} = 7.4 \text{ HP [18]}$$

El rendimiento mecánico, $n = 90\%$

$$\text{Entonces la potencia en el eje} = P_a = Q \times \Delta p_{tot} / n = 8.2 \text{ HP [18]}$$

C.- ESPECIFICACIONES:

- Se requiere un extractor de gases de 2 m^2 de área de succión del aire.
- El extractor contara con un ventilador centrífugo de baja presión. Con rodete tipo tambor de 60cm de diámetro.
- Dicho ventilador será accionado por un motor de 8.5 HP.
- El material de construcción del extractor debe ser de acero inoxidable ASTM 304.

V.- RESULTADOS Y DISCUSIÓN.

5.1- RESULTADOS.

- De las tecnologías existentes se realizó la evaluación por puntaje y costo, luego de esta evaluación se seleccionó el proceso Zadra con alcohol para llevar a cabo nuestras pruebas de laboratorio.
- Realizando los cálculos para el diseño de la unidad de desorción, se trabajó con una relación $H/D = 5/1$, para el diseño del lecho de desorción obteniéndose una altura (H) de 5.30 m y un diámetro de 1.06 m.
- Se tomaron alícuotas en diferentes tiempos de cada prueba de desorción para ver la concentración de oro en la solución desorbadora, a continuación se presentan los resultados en la tabla 11:

TABLA N° 11: RESULTADOS EXPERIMENTALES DE LAS PRUEBAS DE DESORCIÓN

# de prueba	1ra prueba	2da prueba	3ra prueba	4ta prueba
BV ELUENT	PPM Au	PPM Au	PPM Au	PPM Au
0	0	0	0	0
5	41.49	75.87	39.49	32.82
10	58.26	76	79.85	49.92
20	60.27	71.92	119.82	61.19
30	62.56	66.27	100.76	58.56
40	63.12	58.13	95.45	58.05
% extracción de oro	57.07%	52.55%	86.29%	52.48%

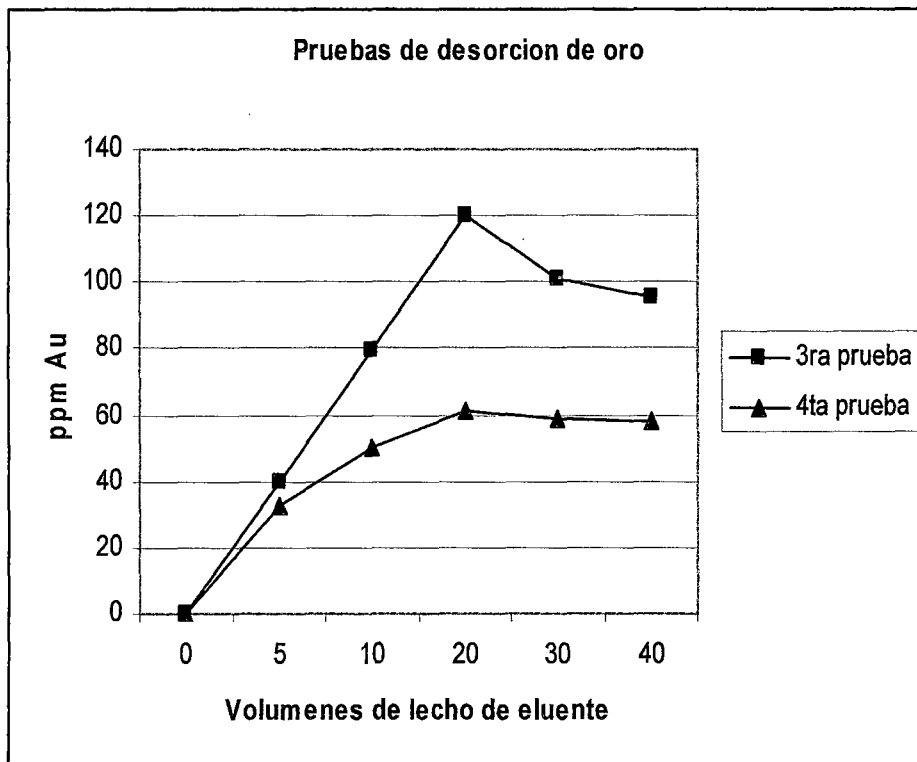
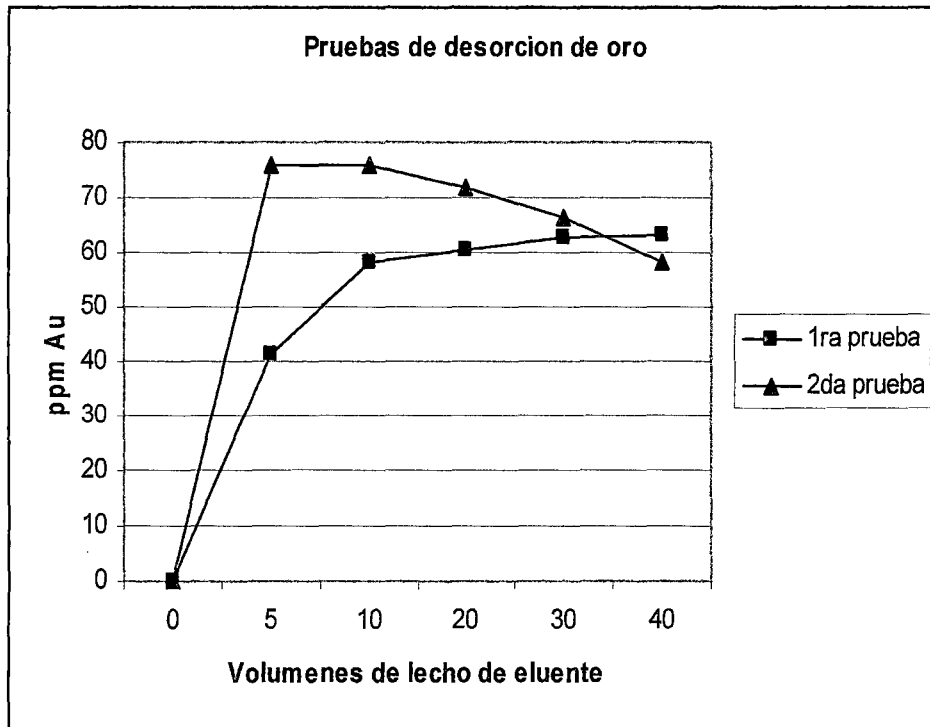
ley de oro en carbón 156.8 mg Au/ 19.6 gr de CA

**TABLA N° 12: % DE EXTRACCION DE ORO EN CADA PRUEBA DE
DESORCION**

CORRIDA	VARIABLE	% DE EXTRACCION DE ORO	pH	OBSERVACION
1	4bv/h, 5/1	57.07%	12.78	Temp. Entre 87 a 90°C
2	4bv/h, 3/1	52.55%	12.80	Temp. Entre 87 a 90°C
3	8bv/h, 5/1	86.29%	12.85	Temp. Entre 87 a 90°C
4	8bv/h, 3/1	52.84%	12.71	Temp. Entre 87 a 90°C

Fuente: Elaboración propia

A continuación los resultados experimentales de la tabla Nro. 8 se grafican
obteniéndose las siguientes curvas:



5.2.- DISCUSIÓN

De los datos obtenidos observamos que los resultados de la prueba 3 reflejan un mayor porcentaje de extracción de oro. Esto se debe a que en dicha prueba se realizó con una relación altura / diámetro (H/D) igual a 5 y el flujo de la solución es de 8 bv/h. Esto origina que la velocidad lineal de la solución desorbedora que atraviesa el lecho de desorción sea un poco mayor que al trabajar con una relación H/D = 3, de esta forma la solución desorbedora penetra con más fuerza a través del poro de difusión del carbón activado, desorbiendo el anión aurocianuro y arrastrándolo hacia el seno de la solución desorbedora. Así también lo demuestra la prueba 1 que se realizó con una relación de H/D = 5 y el porcentaje de extracción es mayor comparado con las pruebas 2 y 4. Las pruebas 2 y 4 se realizaron con una relación H/D = 3 y los % de extracción son bajos y similares.

También durante las pruebas experimentales observamos que es muy importante el control de la temperatura para llevar a cabo la desorción del oro, el rango de temperatura a la cual se trabajó es de 87 a 90° C, siendo éste el rango óptimo de trabajo.

VI.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

6.1.- CONCLUSIONES

- Se evaluó en forma experimental las variables y condiciones de operación del desorbedor y se concluye que la unidad de desorción opera a las condiciones establecidas.
- Se llega a diseñar con las condiciones de operación y las variables de diseño en forma detallada los equipos que componen la unidad de desorción.
- Se ha elaborado de acuerdo al proceso de desorción el diagrama de flujo codificado y el plano unitario para la disposición y localización de los equipos.
- Es muy importante la eliminación del contenido de calcio y carbonatos en el carbón activado antes de llevar a cabo el proceso de desorción.
- Se llega a diseñar la columna de desorción empleando una relación $H/D=5/1$, obtenida de las pruebas de laboratorio.
- Es importante el control de la temperatura de la solución desorbedora que debe llegar a 90°C en la columna de desorción. Ya que a temperaturas menores el porcentaje de recuperación de oro baja.
- El proceso de desorción se lleva a cabo a $\text{pH} = 12.8$, el cual garantiza una buena actividad iónica en la celda electrolítica y evita la pasivación de los ánodos.
- En la etapa de electro deposición, la solución desorbedora debe llegar a la celda a una temperatura de 65°C . Esto garantizará reducir pérdidas por

evaporación.

6.2.- RECOMENDACIONES

- Se debe tener el cuidado debido al comenzar a trabajar con los insumos químicos, tener todos los implementos de seguridad, para evitar accidentes durante el trabajo y cumplir con la normas de seguridad.
- Verificar el buen funcionamiento de todos los equipos antes de iniciar el trabajo en la unidad de desorción. Así también, ver la facilidad de reemplazo de los equipos de uso genérico, ya sea por disponer uno en línea, es decir, en stand by o tener uno de reemplazo.
- Cuidar siempre en la celda electrolítica que no ocurran cortos circuitos porque dañaría el rectificador de corriente.
- Antes de iniciar las operaciones lijar las uniones por donde circulara la corriente, lijar la platina donde irán empernados las planchas de ánodos y cátodos, ajustarlos bien para evitar calentamiento por falso contacto.
- Mantener el área de trabajo limpia y con buena ventilación en la celda electrolítica, los vapores producido por el calentamiento de la solución deberán ser retirados por medio de extractores hacia el exterior.
- Es favorable trabajar con la mínima cantidad de solución desorbedora requerida, para ahorrar en consumo de energía para el calentamiento de la solución.
- Luego de la desorción es necesario reactivar el carbón con un reactivador térmico.

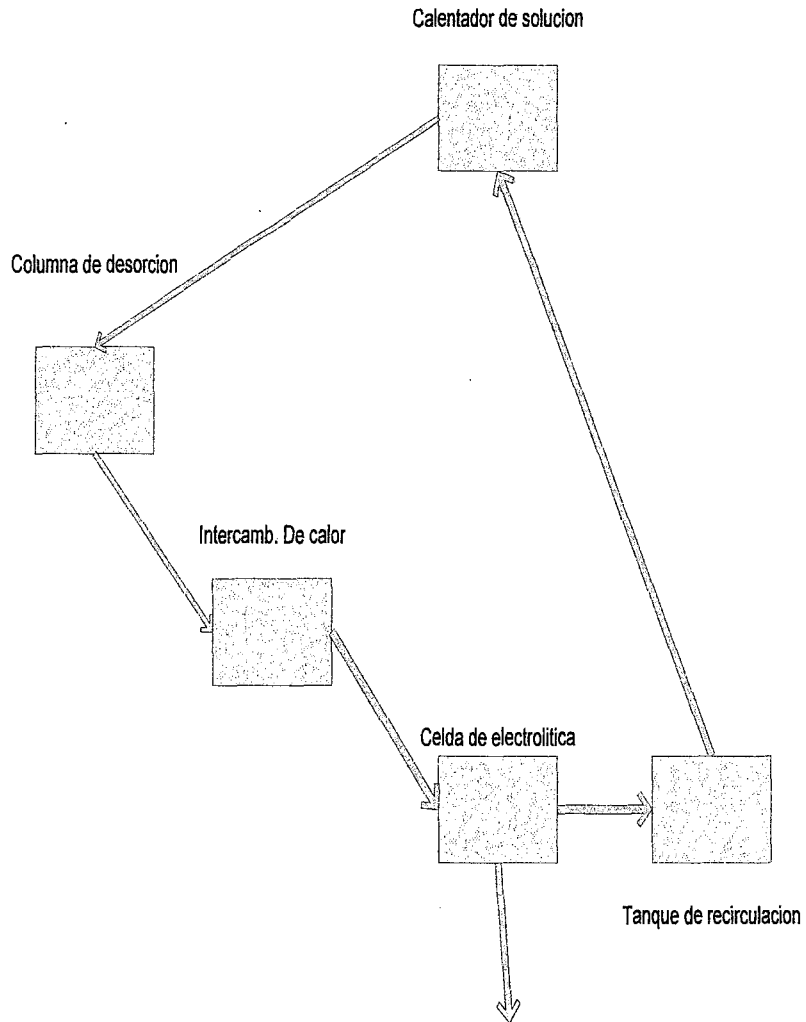
VII.- REFERENCIAS.

- [1].- Begoña Mayo, G., Villar-Rodil, S., Boufou, J., Martínez Alonso, A. y M. D. Tascon J. “Modificación de carbones activados para la adsorción de oro”. Oviedo España. 2002.
- [2].- Curso: Hidrometalurgia del Oro. Tepsup 2000.
- [3].- Código ASME VIII. División 1.
- [4].- Davidson, R. The Mechanism of gold adsorption on activated charcoal. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. Nov. 1974, p. 67 – 75.
- [5].- Davidson, R., Duncanson, D. The Elution of gold from activated carbon using deionized water . Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. July 1977, p. 254 – 261.
- [6].-Davidson R., Veronese V. Further studies on the elution of gold from activated carbon using water as the eluant. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. Oct. 1979, p. 437 – 445.
- [7].- Guías de Planta para la Desorción del oro del carbón activado con soluciones alcalinas y alcohol. Minas Ocoña S.A. Julio 2000.
- [8].- Ha Cho, E., Dixon, S., Pitt, C. “The kinetics of gold cyanide adsorption on activated charcoal” . American Society for Metals and The Metallurgical Society of AIME. Volume 10b, p. 185 – 189. June 1979.
- [9].- Kern, D. “Process Heat Transfer”. Ediciones Mc Graw Hill Book Company .1950.
- [10].- Kovach, L., McDougall, G., Menne, D., Montagnon, J., Van, J. “Elution”. 1981, p. 917 – 931.
- [11].- López Roque, S. Resumen de tesis: “Estudio de Parámetros en la Desorción de oro de carbón activado cargado”. Universidad de Oruro, Bolivia 2002.
- [12].-Machaca G., Leonardo. Apuntes del curso: “Diseño de Plantas”. Universidad Nacional del Callao. 2002.
- [13].- Marsden, J., House I. “The Chemical of Gold Extraction”, Sociedad de Minería, Metalurgia y exploración Inc, 2da edición, 2006.

- [14].- McDougall, G. J., Hancock, R.D., Nicol M.J., Wellington, O. L., Copperthwaite, R.G., The Mechanism of the Adsorption of Gold Cyanide on Activated Carbon. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 1980, p. 293 – 305.
- [15].- Mc Ketta, J., Cunningham, W. (Eds.), “Encyclopedia of Chemical Processing and Design” , Marcel Dekker, Inc., vol.2, New York 1976.
- [16].- Merello, R., Zarate, G. Aplicación del Carbón Activado en la Metalurgia del Oro. Revista Minerales, 1993, Vol. 42, Nro. 179, p. 25-39.
- [17].- Misari Chia, F. “Metalurgia del Oro”; Cepec 1ra edición vol. I y II, Perú 1992.
- [18].- Mataix, Claudio. “Mecánica de fluidos y maquinas Hidráulicas”. 2 da edición. Ediciones Oxford University Press 1999.
- [19].- Perry, Robert E., Don, G., Maloney, J. “Manual del Ingeniero Químico”. México: Editorial Mc Graw Hill, séptima edición. 2001.
- [20].- Smith, J., Van Ness, H., Abbott M. “Introducción a la Termodinámica en Ingeniería Química.”. México: Editorial Mc Graw Hill, sexta edición 2003.
- [21].- Treyball, Robert. “Operaciones de Transferencia de Masa”. 2da edición. Mc Graw Hill 1997.
- [22].- Ullmen’s Encyclopedia of Industrial Chemistry. 7ma edición. Ed. Wiley – VCH. Verlag Gmbh & KGzA 2004.
- [23].-Vargas, C., Navarro, P., Simpson, J. “Aplicación de Modelos Cinéticos Empíricos en la Adsorción de $\text{Au}(\text{CN})_2$ en Carbón Activado”. Universidad de Santiago de Chile.1999.
- [24].- Vargas Gallegos, J. “Metalurgia del Oro y la Plata”; 2da edición. Bolivia 1990.

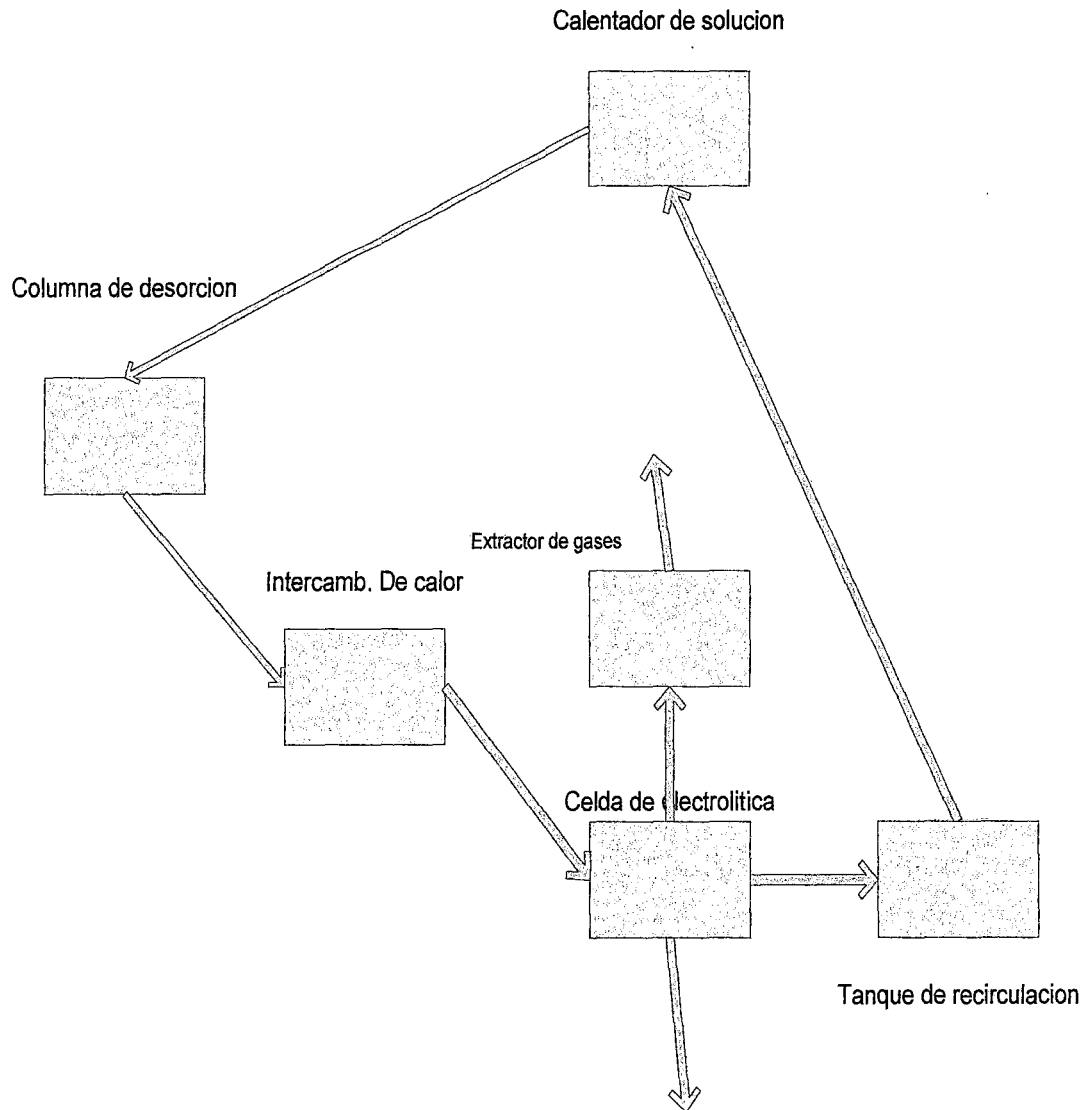
VIII.- APÉNDICE.

8.1.- DIAGRAMA DE PROCESO DE LA DESORCIÓN ZADRA



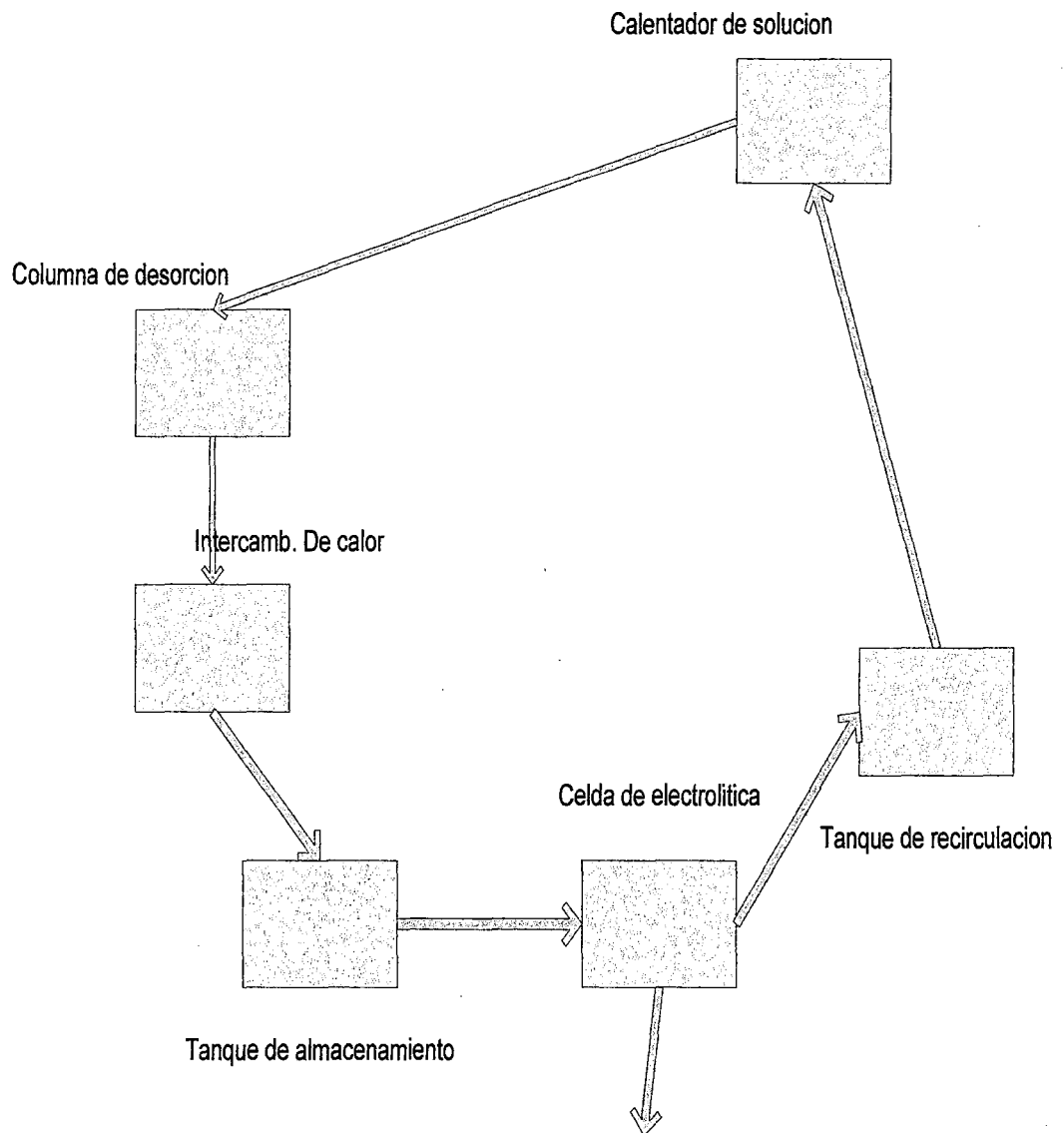
Fuente: Elaboración propia.

8.2.- DIAGRAMA DE PROCESO DE LA DESORCION ZADRA CON ALCOHOL.



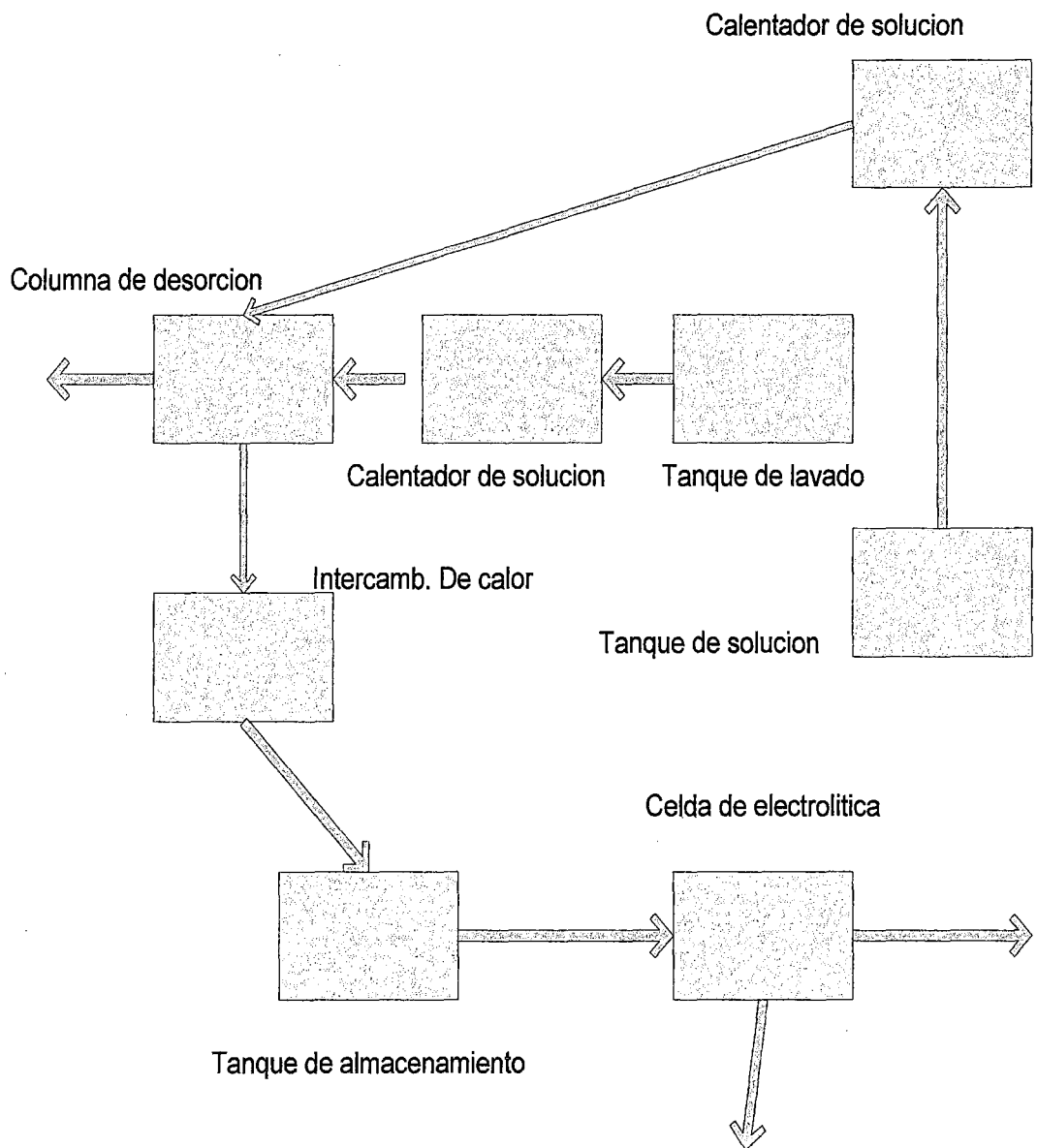
Fuente: Elaboración propia.

8.3.- DIAGRAMA DE PROCESO DE LA DESORCION A ALTA PRESION



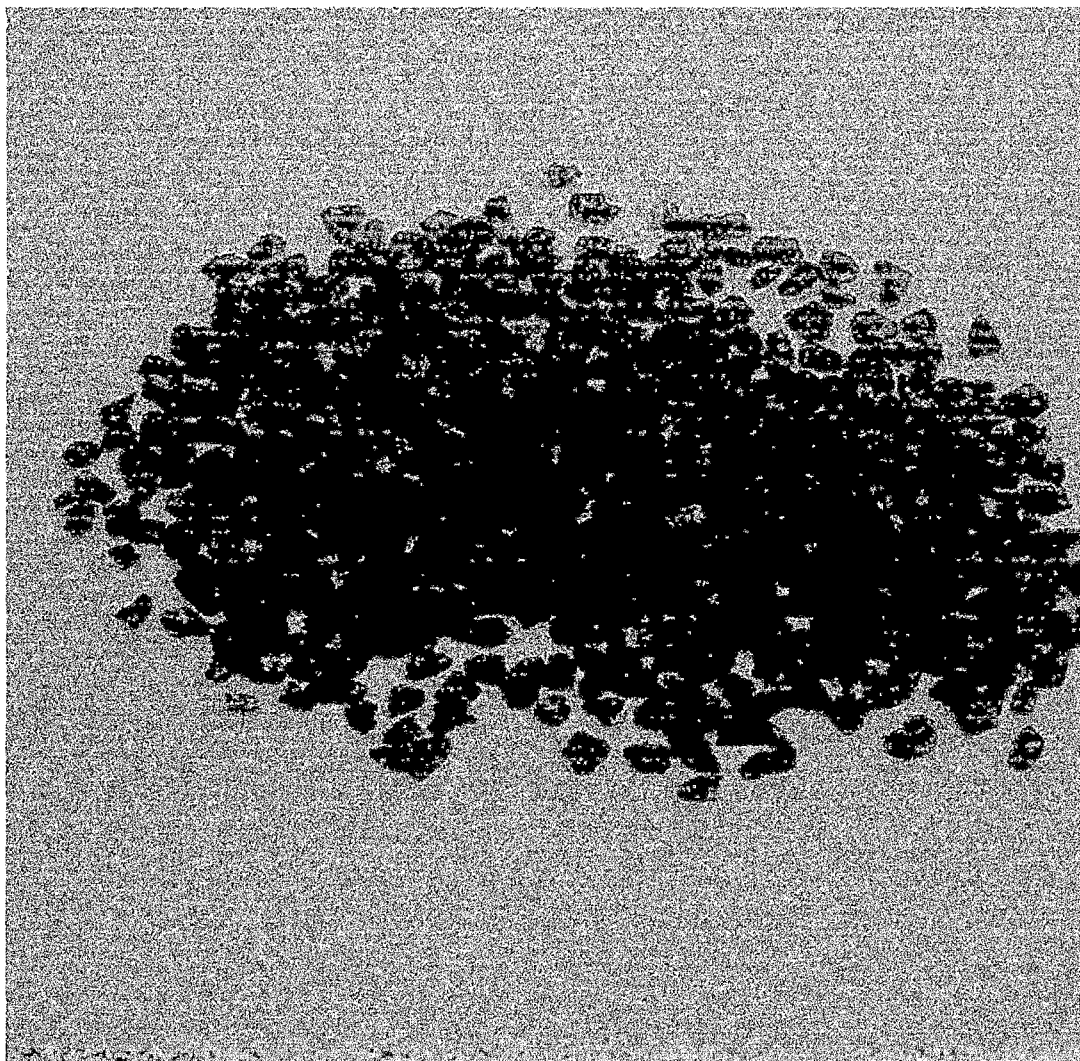
Fuente: Elaboración propia.

8.4.- DIAGRAMA DE PROCESO DE LA DESORCION ANGLO AMERICANA.

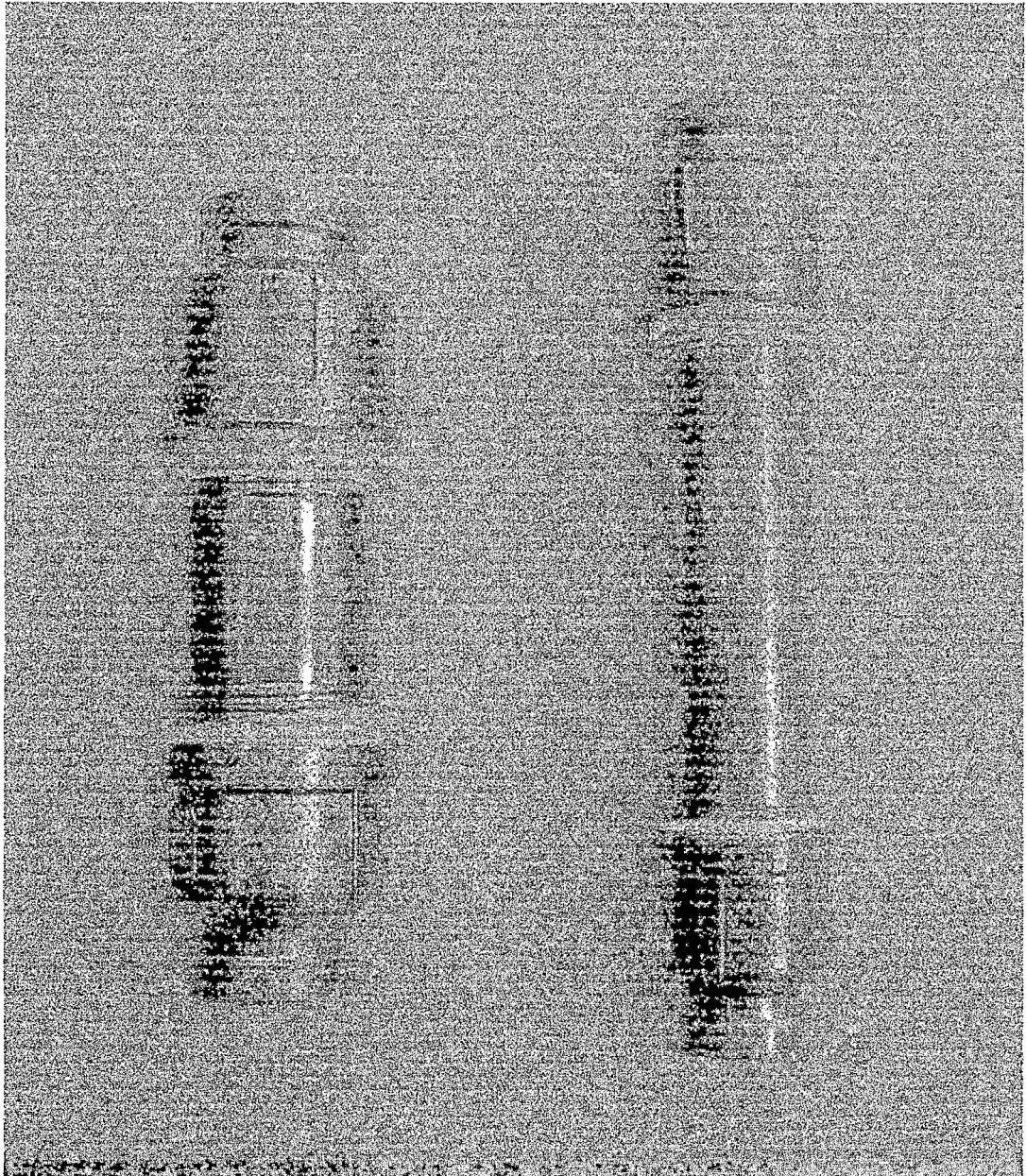


Fuente: Elaboración propia.

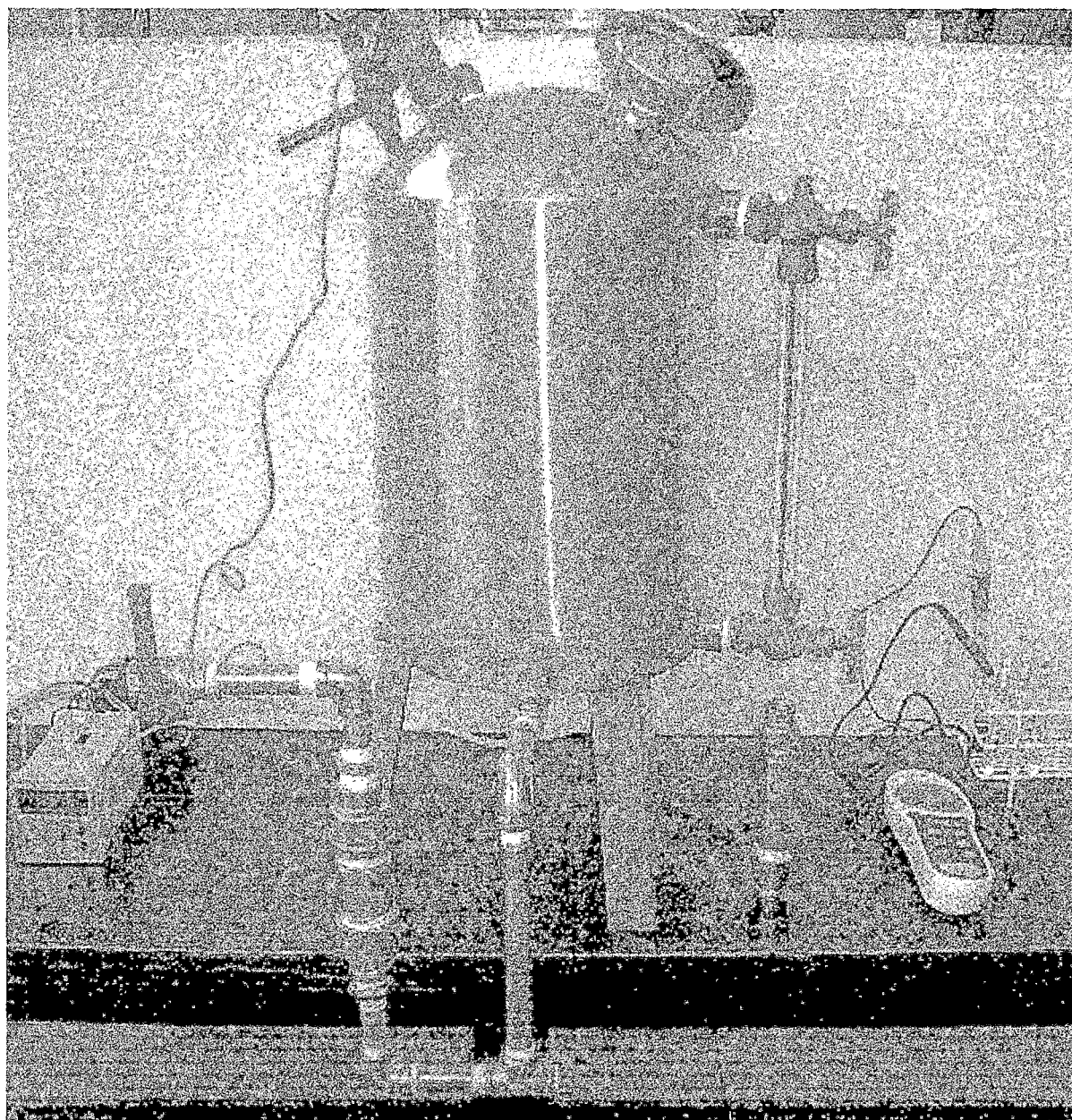
**8.5.- CARBÓN ACTIVADO USADO EN PRUEBAS DE
LABORATORIO.**



**8.6.- LECHOS DE DESORCIÓN USADOS EN PRUEBAS DE
LABORATORIO.**

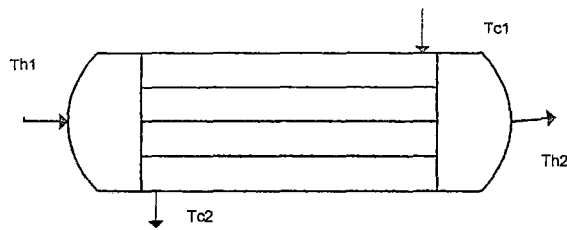


**8.7.- EQUIPO DESORCIÓN EMPLEADO EN PRUEBAS DE
LABORATORIO.**



IX.- ANEXOS.

9.1.- CALCULO DEL COEFICIENTE DE TRANSFERENCIA DE CALOR DEL INTERCAMBIADOR DE CALOR:



Ce de solución desorbedora = 1.026 cal/g-°C

Ce de agua = 1.0 cal/g-°C

Diámetro de los tubos = 1" CD 40

Longitud de los tubos = 3.0 m

No de tubos = 40, de un solo paso

Diámetro interno de la carcaza = 0.25m

Calculo del área = No de tubos x longitud x superficie por metro lineal

$$\text{Area} = 40 \text{ tubos} \times 3 \text{ m} \times 0.0837 \text{ m}^2 / \text{m} = 10.04 \text{ m}^2$$

Calculo de ΔT_m contracorriente:

$$\Delta T_m = ((T_{h1} - T_{h2}) - (T_{c2} - T_{c1})) / \ln((T_{h1} - T_{h2}) / (T_{c2} - T_{c1}))$$

$$T_{h1} = 87^\circ\text{C}; T_{h2} = 65^\circ\text{C}; T_{c2} = 39^\circ\text{C}; T_{c1} = 20^\circ\text{C}$$

$$\Delta T_m = 20.46^\circ\text{C}$$

Calculo del coeficiente de transferencia de calor:

$$Q = m \times C_e \times \Delta T$$

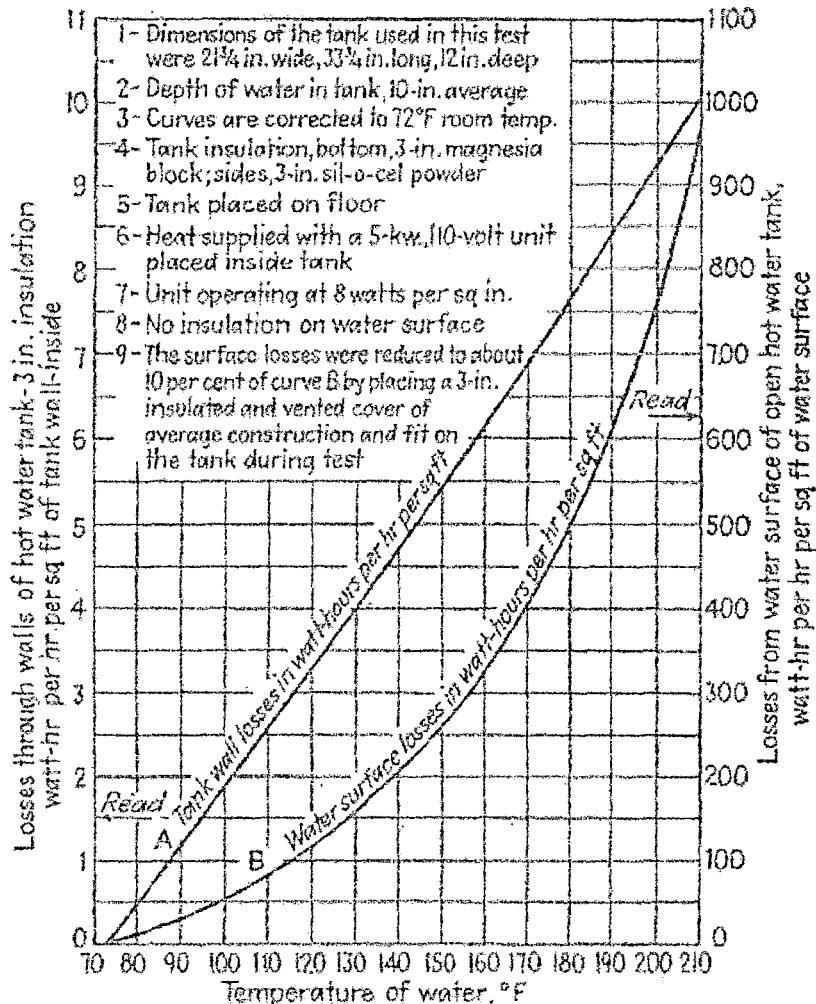
$$U = Q / (A \times \Delta T_m)$$

$$Q = 113.41/\text{min} \times 1.026\text{cal}/\text{g}^\circ\text{C} \times (87 - 65)^\circ\text{C} \times 968.6\text{g}/\text{l} \times 4.18 \text{ J}/\text{cal}$$

$$Q = 172.72 \text{ kW}$$

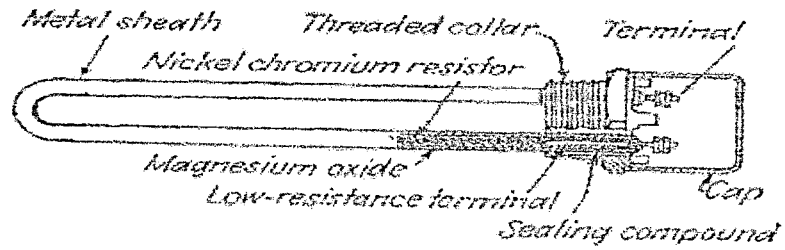
$$U = (172720 \text{ W}) / (10.04 \text{ m}^2 \times 20.46 \text{ }^\circ\text{C}) = 840.82 \text{ W}/\text{m}^2 \cdot \text{ }^\circ\text{C}$$

9.2.- TABLA PARA CÁLCULO DE PÉRDIDA DE CALOR DESDE TANQUE DE CALENTAMIENTO:



Fuente: Kern, D. "Process Heat Transfer". Ediciones Mc Graw Hill Book Company .1950.

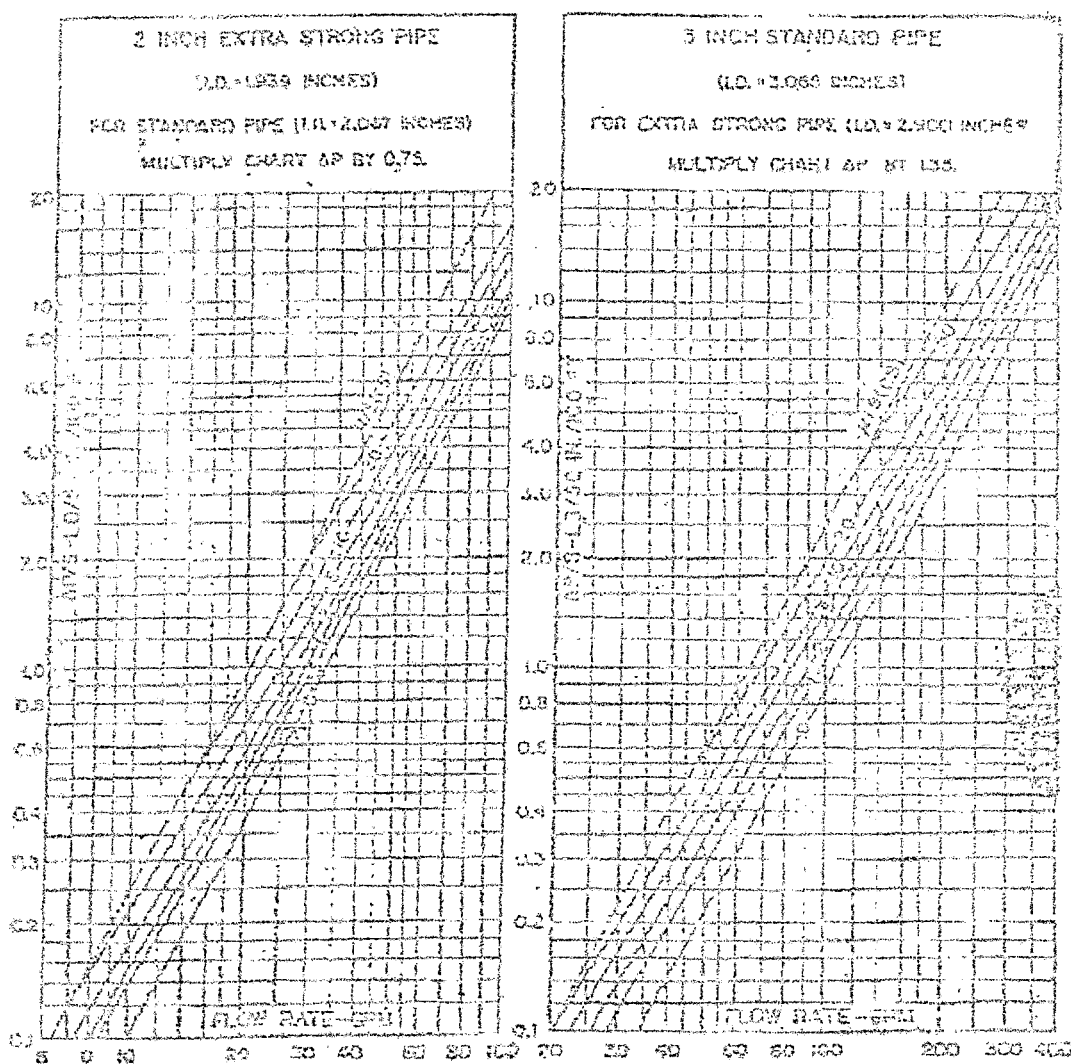
**9.3.- MODELO DE RESISTENCIA EMPLEADA PARA
CALENTAMIENTO DE SOLUCIÓN ELUENTE:**



Fuente: Kern, D. "Process Heat Transfer". Ediciones Mc Graw Hill Book Company .1950.

9.4.- GRÁFICAS PARA EL CÁLCULO DE LA CAÍDA DE PRESIÓN DE TUBERÍAS ESTÁNDAR.

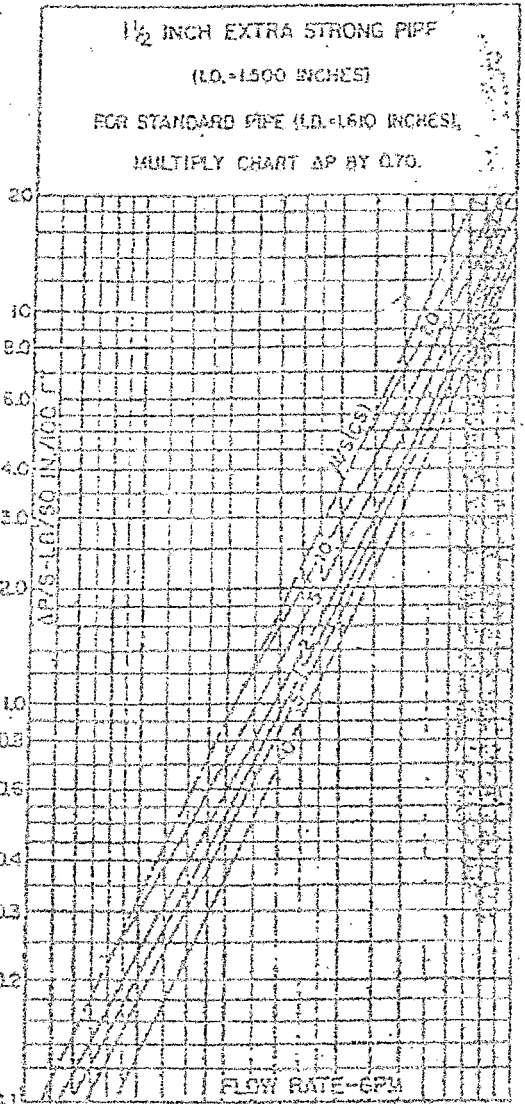
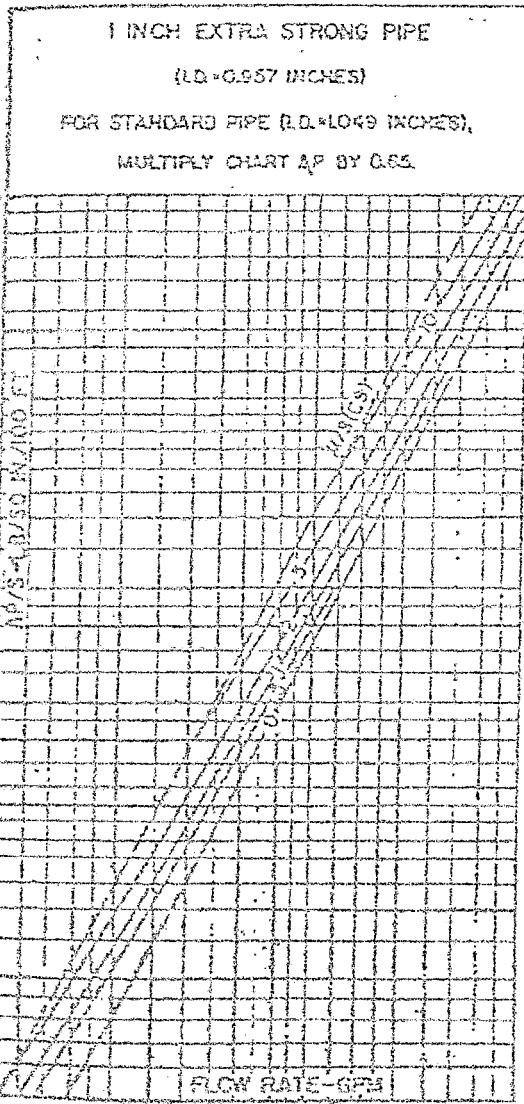
LIQUID PRESSURE DROP IN COMMERCIAL STEEL PIPE
(Turbulent Flow)



Fuente: Machaca G., Leonardo. Apuntes del curso: "Diseño de Plantas". Universidad Nacional del Callao. 2002.

LIQUID PRESSURE DROP IN COMMERCIAL STEEL PIPE
(Turbulent Flow)

LEONARDO FELIX MACHACA GONZALES
INGENIERO QUIMICO
Seg. del Colegio de Ingenieros N.º 10728



Fuente: Machaca G., Leonardo. Apuntes del curso: "Diseño de Plantas". Universidad Nacional del Callao. 2002.

9.5.- TABLA DE VALORES DE ESFUERZOS MAXIMOS PERMISIBLES, EN TENSION, PARA ACEROS DE ALTA ALEACION.

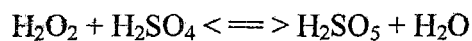
Especificación A.S.M.E. No.	Grado	Composición nominal	Resistencia especificada a la tensión	Para temperaturas que no sobrepasen (°F)										
				-20 a 100	200	400	700	900	1000	1100	1200	1300	1400	1500
<i>Aceros en placas</i>														
SA-240	304	18 Cr-8 Ni	75 000	18 700	15 600	12 900	11 000	10 100	9 700	8 800	6 800	3 700	2 300	1 400
SA-240	304L	18 Cr-8 Ni	70 000	15 600	13 300	10 000	9 300	10 100	9 700	8 800	6 800	3 700	2 300	1 400
SA-240	310S	25 Cr-20 Ni	75 000	18 700	16 900	14 900	12 700	11 600	9 800	5 000	2 500	700	300	200
SA-240	316	16 Cr-12 Ni-2 Mo	75 000	18 700	16 100	13 300	11 300	10 800	10 600	10 300	7 400	4 100	2 200	1 700
SA-240	410	13 Cr	65 000	16 200	15 400	14 400	13 100	10 400	6 400	2 900	1 000			
<i>Tubos y tuberías--soldados</i>														
SA-249	TP304	18 Cr-8 Ni	75 000	15 900	13 300	11 000	12 000	11 500	10 600	7 400	4 600	2 900	1 700	1 000
SA-268	TP410	13 Cr	60 000	12 700	12 100	11 300	10 200							
<i>Pernos</i>														
SA-193	B8	18 Cr-8 Ni	75 000	15 000	13 300	10 900	8 600	7 500	7 000	6 300	4 500	2 400	1 400	750
SA-193	B6(410)	13 Cr	110 000	20 000	19 000	17 700	16 100	11 000						

* El Código da varios conjuntos de valores de esfuerzos, dependiendo de condiciones específicas (véase el Código, Tabla UHA-23).
+ 9 000 lb/pulg² a 300 °F

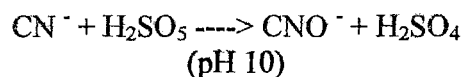
Fuente: Código ASME VIII, División 1.

9.6.- CONTROL AMBIENTAL DEL DESCARTE PERIODICO DE SOLUCIÓN DESORBEDORA CONTENIENDO 0.1% DE NaCN.

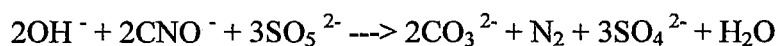
- **Dstrucción del cianuro:** Para neutralizar el cianuro en la solución desorbedora (alrededor de 0.1% de NaCN) que se descartará periódicamente, se aplicará el método de destrucción de cianuro, Caro's Acid. La reacción se llevaría a cabo en la tubería que transporta la solución desorbedora de descarte a la poza de relaves. Mediante la reacción de ácido sulfúrico concentrado con peróxido de hidrógeno al 50%. La reacción se lleva a cabo en un mezclador en línea sumergido en un baño de agua para la remoción del calor generado por la reacción. Los consumos de ácido y peróxido están en el orden de 1.34 y 0.4 kg/m³ de solución desorbedora, respectivamente. Se da la siguiente reacción:



Con el método Caro's Acid, la conversión de cianuro a cianato es completa en algunos minutos, de acuerdo a la siguiente ecuación:



La adición de exceso de Caro's Acid hidroliza el cianato a carbonato y nitrógeno:

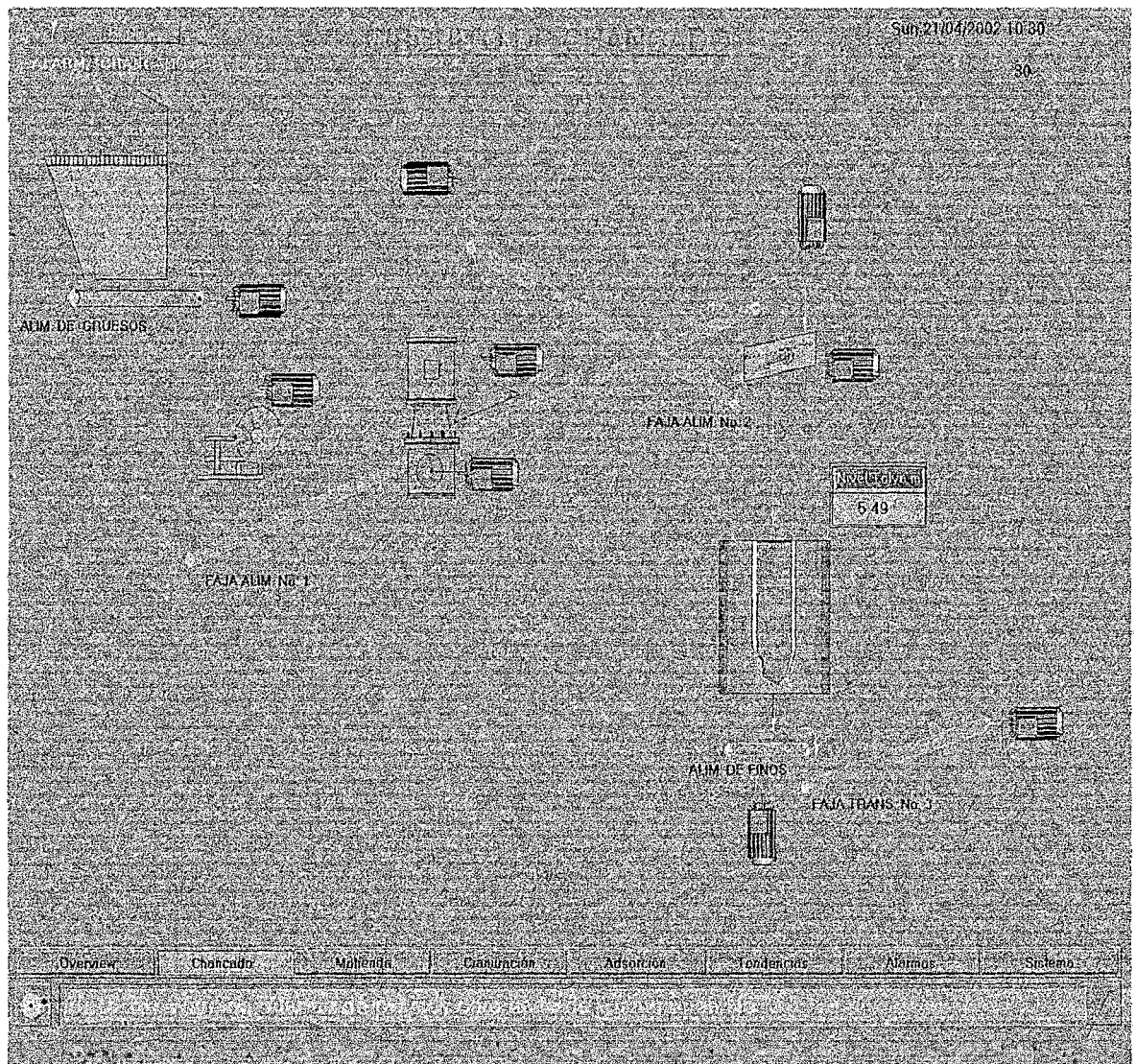


Fuente:

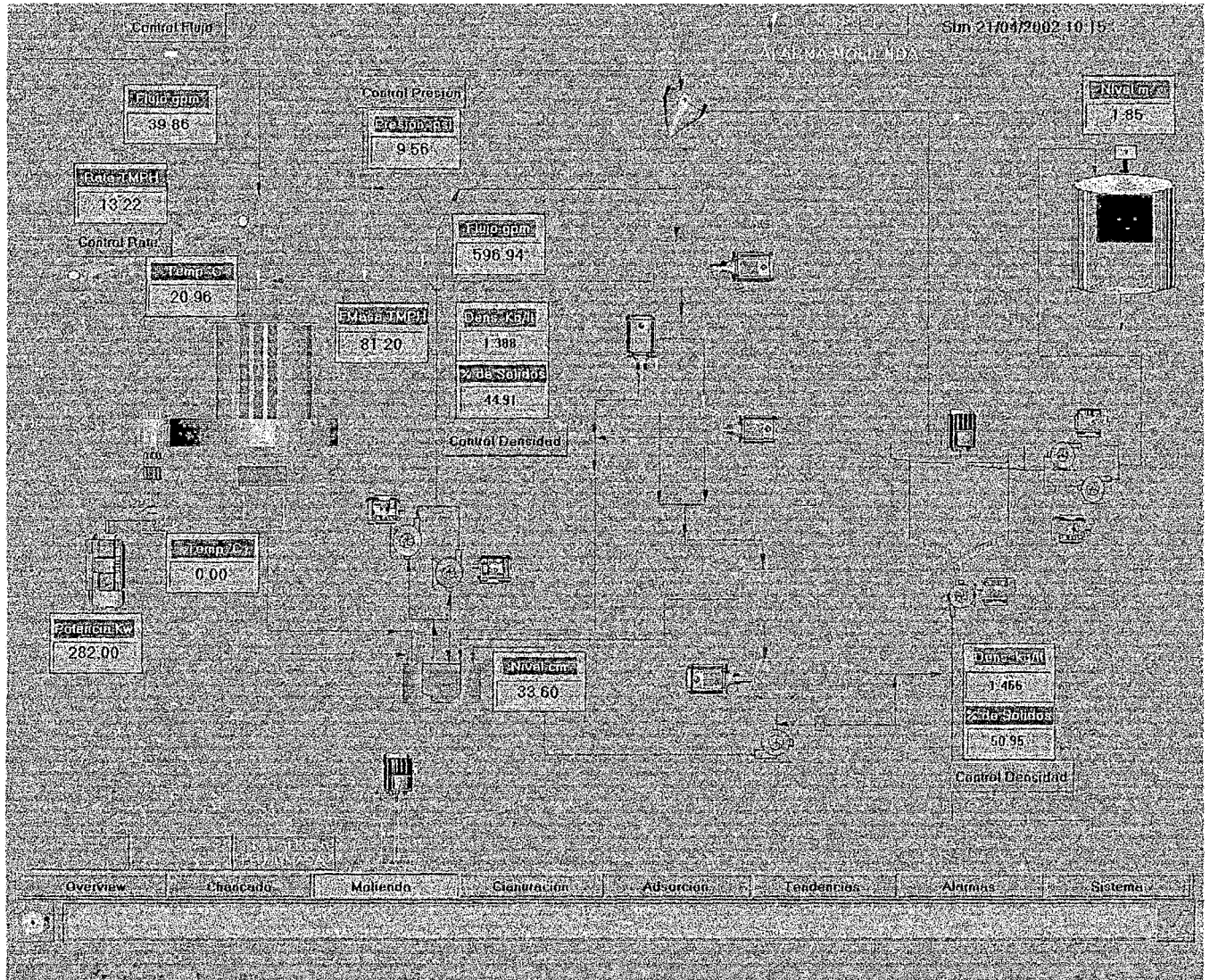
1. U.S. Patent No. 3,510,424.
2. U.S. Patent No. 3,617,567.
3. Bureau of Mines, U.S. Dept. of the Interior, RI 8836. Schiller J.E., "Removal of Cyanide and Metals from Mineral Processing Wastewater"

4. Details of these preparations can be found in FMC Technical Bulletin No. 082-1, "The Preparation and Analysis of Caro's Acid."
5. U.S. Patent No. 4,049,786.

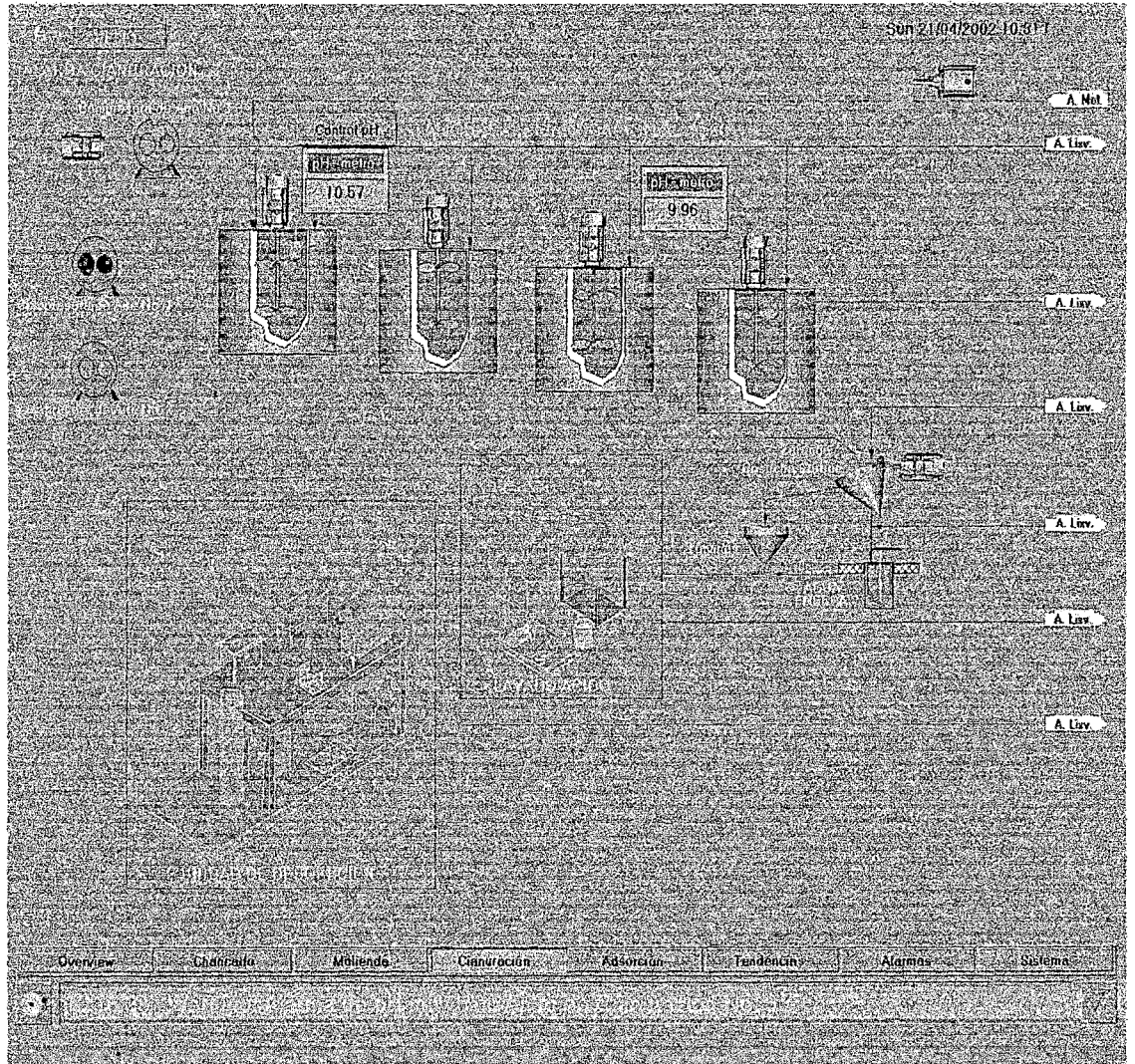
9.7.- CIRCUITO DE CHANCADO:



9.8.- CIRCUITO DE MOLIENDA:



9.9.- CIRCUITO DE CIANURACIÓN:



9.10.- CIRCUITO DE ADSORCION:

