



**UNIVERSIDAD TÉCNICA DE MACHALA
UNIDAD ACADÉMICA DE CIENCIAS QUÍMICAS Y DE LA SALUD
CARRERA DE INGENIERÍA QUÍMICA**

**TRABAJO DE TITULACIÓN PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL
TÍTULO DE INGENIERA QUÍMICA**

TEMA

**DISEÑO DE UNA PLANTA PARA DESORCIÓN DE CARBÓN
ACTIVADO POR EL MÉTODO ZADRA, EN SOMINUR Cía.
Ltda. UBICADA EN EL DISTRITO MINERO BELLA RICA**

AUTORA

Maryuri Adela Pineda Tinoco

TUTOR

Ing. Byron Lapo Calderón Mg.Sc.

MACHALA – EL ORO – ECUADOR

2015

CERTIFICACIÓN

Certifico que el presente trabajo de investigación titulado “**DISEÑO DE UNA PLANTA PARA DESORCIÓN DE CARBÓN ACTIVADO POR EL MÉTODO ZADRA, EN SOMINUR Cía. Ltda. UBICADA EN EL DISTRITO MINERO BELLA RICA**” ha sido realizado por la **Egda. Maryuri Adela Pineda Tinoco** en forma sistemática y con sujeción a las normas establecidas para proyectos de investigación y que se ha revisado su contenido en forma, por lo que autorizo su presentación.

Atentamente;

Ing. Byron Lapo Calderón Mg.Sc.
DIRECTOR

CESIÓN DE DERECHOS DE AUTOR

Yo **Maryuri Adela Pineda Tinoco**, con cédula de identidad 0704831569, egresada de la Escuela de Ingeniería Química de la Unidad Académica de Ciencias Químicas y de la Salud, de la Universidad Técnica de Machala, responsable de la Presente Memoria Técnica Científica titulada “**DISEÑO DE UNA PLANTA PARA DESORCIÓN DE CARBÓN ACTIVADO POR EL MÉTODO ZADRA, EN SOMINUR Cía. Ltda. UBICADA EN EL DISTRITO MINERO BELLA RICA**”, certifico que la responsabilidad de la investigación, resultados y conclusiones del presente trabajo pertenecen exclusivamente a mi autoría; una vez que ha sido aprobada por mi Tribunal de Sustentación autorizando su presentación. Deslindo a la Universidad Técnica de Machala de cualquier delito de plagio y cedo mis derechos de Autora a la Universidad Técnica de Machala para que proceda a darle el uso que crea conveniente.

Maryuri Adela Pineda Tinoco

RESPONSABILIDAD

El presente Trabajo de Titulación **DISEÑO DE UNA PLANTA PARA DESORCIÓN DE CARBÓN ACTIVADO POR EL MÉTODO ZADRA, EN SOMINUR Cía. Ltda. UBICADA EN EL DISTRITO MINERO BELLA RICA** cuyos resultados, conclusiones y recomendaciones son de responsabilidad única y exclusiva del autor.

Maryuri Adela Pineda Tinoco

AGRADECIMIENTO

Agradezco a nuestro señor Jesucristo por darme la oportunidad de vivir y por estar conmigo en cada paso que doy, y haber puesto en mi camino a aquellas personas que han sido mi soporte y compañía durante todo el periodo de estudio y permitiéndome llegar hasta este punto dándome salud para lograr mis objetivos.

Mi madre Carmen Tinoco, por darme la vida, creer en mí y porque siempre me apoyaste. Mamá gracias por darme una carrera para mi futuro, todo esto te lo debo a ti.

Le agradezco la confianza, apoyo y dedicación de tiempo a mi Tutor de tesis Ing. Byron Lapo, por haber compartido conmigo sus conocimientos y sobre todo su amistad.

Agradecimiento a mis amigas Roció Peña, María José Farías que gracias a su apoyo, y conocimientos hicieron de esta experiencia una de las más especiales.

DEDICATORIA

La presente tesis se la dedico a mi querida y recordada Madre Abuelita y Amiga Adelita Ramírez que siempre fue el motor de mi desarrollo inculcándome consejos para hacer de mí una mejor persona , a mi familia que gracias a su apoyo pude concluir mi carrera.

A mi esposo Dr. Segundo Aguilar Loayza, por su amor y confianza brindándome el tiempo necesario para realizarme profesionalmente a mis hijas Leyri Paulina, Keyla Paulette porque han contribuido siendo el pilar fundamental para culminar este proyecto.

ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	2
JUSTIFICACION	3
OBJETIVOS	4
Objetivo General.....	4
Objetivos Específicos	4
HIPOTESIS	4
CAPÍTULO I	5
MARCO TEÓRICO	5
1.1 GENERALIDADES	5
1.2 CARBÓN ACTIVADO.	6
1.2.1 Propiedades del carbón activado.....	6
1.2.2 Manufactura y activación.....	8
1.2.3 Mecanismos de la adsorción de oro.....	10
1.2.4 Factores que afectan la adsorción	10
1.3 METODOS DE ADSORCIÓN.....	12
1.3.1 Técnica de carbón en pulpa (CIP).....	12
1.3.2 Carbón en columnas (CIC)	13
1.3.3 Carbón en lixiviación (CIL).....	13
1.4 ETAPA DE DESORCIÓN.....	14
1.4.1 Proceso atmosférico de Zadra.....	15
1.4.2 Regeneración del carbón.....	16
1.4.3 Caldero Piro tubular.....	16
1.5 ELECTRODEPOSICIÓN DE ORO	22
1.5.1 Reacciones químicas.....	23
1.5.2 Leyes electroquímicas.....	24
1.5.3 Electrodeposición (Electrowinning)	25
1.5.4 Electrolisis	28
1.5.5 Procesos industriales de electrólisis.....	28
CAPITULO II.....	32
2MATERIALES Y METODOS.....	32
2.1 AREA DE ESTUDIO	32

2.2	MATERIALES	33
2.2.1	EQUIPOS.....	33
2.2.2	REACTIVOS	33
2.2.3	VARIOS.....	34
2.3	METODOLOGÍA DE DISEÑO	34
2.3.1	TORRE DE ELUSIÓN.....	35
2.3.2	CELDA ELECTROLÍTICAS.....	39
CAPITULO III.....		43
3 RESULTADOS		43
3.1	CONSUMO DE ÁCIDO A UTILIZAR PARA LAVADO ÁCIDO DEL CARBÓN	43
3.2	TORRE DE ELUSIÓN	44
3.3	CALDERO PIROTUBULAR.....	48
3.4	SISTEMA DE ELECTRÓLISIS	49
3.5	EFICIENCIA DEL PROCESO	55
CAPITULO IV		58
4 CONCLUSIONES.....		58
5 RECOMENDACIONES		59
6 BIBLIOGRAFIA.....		60
ANEXOS		61

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Datos Iniciales	36
Tabla 2. Consideraciones de diseño de celda	40
Tabla 3. Componentes, dimensiones y materiales de la celda electrolítica	52
Tabla 4. Reporte de valores obtenidos en el área de elusión, periodo 2013	55
Tabla 5. Reporte de valores obtenidos en el área de elusión nueva - periodo 2014.	56

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Adsorción de ácidos y bases en carbón activado, influencia en el pH y potencial Z.	7
Figura 2. Estructura interna del carbón activado. Distribución de poros	9
Figura 3. Esquema del proceso de elusión.....	16
Figura 4. Tipos de calderas pirotubular con cámara seca y con cámara húmeda	17
Figura 5. Placa de información de una caldera	18
Figura 6. Válvula de seguridad	19
Figura 7. Válvula de interrupción	19
Figura 8. Válvula de retención.....	20
Figura 9. Válvula de purga de fondo	21
Figura 10. Manómetro con sifón tipo R.....	21
Figura 11. Indicador de nivel (ubicación).....	22
Figura 12. Esquema de una celda electrolítica (vista lateral)	26
Figura 14. Esquema de celda electrolítica (vista superior).....	27
Figura 13. Ubicación geográfica de la planta Sominur Cía. Ltda.....	33
Figura 15. Experimentos de Elusión.....	44
Figura 16. Dimensiones de la columna de carbón para el área de elución.	48
Figura 17. Dimensiones de la celda electrolítica para la recuperación de oro en solución.....	52
Figura 18. Diagrama de recuperación de oro en la planta de elución de la compañía minera “Sominur S.A.”	54
Figura 19. Recuperación Lograda.....	57

INDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1.....	35
Ecuación 2.....	35
Ecuación 3.....	37
Ecuación 4.....	37
Ecuación 5.....	38
Ecuación 6.....	38
Ecuación 7.....	38
Ecuación 8.....	38
Ecuación 9.....	39
Ecuación 10.....	40
Ecuación 11.....	40
Ecuación 12.....	40
Ecuación 13.....	41
Ecuación 14.....	41
Ecuación 15.....	41
Ecuación 16.....	41
Ecuación 17.....	42

RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo principal diseñar el área de desorción de la empresa SOMINUR S.A., empresa dedicada a la extracción aurífera de minerales, en la mencionada planta se emplean procesos hidrometalúrgicos, de los cuales una parte constituye la desorción de oro del carbón activo y consiguiente concentración electrolítica. Así se empleó modelación matemática existente en la bibliografía como guía, así como criterios de diseño recomendados para estos sistemas; en el mismo sentido fueron ejecutadas pruebas de elución y electrodeposición para determinar tiempos de residencia óptimos, tanto para la torre de elusión como para la celda de electrodeposición. Fue posible la construcción y puesta en marcha de los mismos en planta, por lo que se pudo obtener datos de eficiencia a full escala. Los resultados obtenidos muestran altas recuperaciones sobre el 99%. Así, el tiempo de desorción fue de 15 horas, al probar relaciones de concentración 1% de NaCN, 0.1% NaOH y 20% v/v Etanol. Las dimensiones de la torre de desorción, fueron 0,9 m de diámetro y 2,55 m de altura, además esta torre presenta fondo cónico, y material de aislamiento para mantener de mejor manera la temperatura. Por otra parte las celda de electrodeposición fue rectangular de volumen 250 L y relación largo:ancho:altura de 2.5:1:1 y electrodos de área 0,28 m², de relación ancho:largo 1:1 con un número total de 6 celdas conectadas en paralelo. La celda trabajo con tiempo de retención hidráulica de 10 horas, 3.5V y 500,0 A/m² como densidad de corriente.

SUMMARY

The current work has as a main target the design of the desorption area in the gold mining company SOMINUR S.A., which is dedicated to the gold extraction. In this plant is used hydrometallurgical process, one of them is about desorption of gold from pregnant activated carbon came from the adsorption process. The desorption is the elution of gold in an elution tower to 80-90 Celsius degrees, to then it be concentrated in an electro winning cells. To design was employed mathematic modeling and design criteria from other authors, also were determinate by experimentation residence times to carry out the elution and electro winning. After the design, it was possible the construction and operation of the two main equipment, where was achieved efficiencies of up to 99%. The desorption time found was 15 hours to test 1% NaCN, 0.1% NaOH y 20% v/v Ethanol. The dimensions of the tower were 0,9 m of diameter and 2.55 m of height, with a conical bottom. On the other hand, regarding with the electro winning cell, the volume calculated was 250 L, with a ratio long:heigh:width of 2.5:1:1 and electrodes of 0,28 m² with heigh:width ratio of 1:1. Besides was calculated to the whole system a total of 6 cells working in parallel. The retention time of the cell was 10 hours; the voltage tested was 3.5V and current density of 500 A/m².

INTRODUCCIÓN

La Sociedad Minera Nueva Rojas, Sominur Cía. Ltda., desde hace 30 años aproximadamente se dedica a la exploración, explotación, fundición, refinación, beneficio y comercialización de metales preciosos tales como oro y plata.

El área de desorción de carbón ha venido trabajando a lo largo de varios años, por lo que es fácil apreciar dentro de sus instalaciones maquinaria ya obsoleta, así como también aspectos poco técnicos e improvisados.

La tendencia actual es adoptar la tecnología del carbón activado para la recuperación de oro desde soluciones alcalinas diluidas que contengan cantidades significativas de oro en solución, lo que ha permitido explotar yacimientos auríferos de baja y alta ley; el carbón cargado se somete luego a un proceso de elusión o desorción en donde se liberará el oro contenido por medio de una solución de cianuro y sosa caustica que después pasará por celdas electrolíticas para concentrar el mineral aurífero, el cual estará listo para su posterior fundición y refinamiento.

Frente a esta situación se decidió emprender acciones de mejora en el área de desorción, identificando los problemas existentes en dicho sector para determinar e implementar mejoras que ayuden al dimensionamiento de equipos.

En tal virtud, el presente trabajo permitirá entender la situación actual del área de desorción de carbón activado y definirá los cambios a seguir para obtener los resultados esperados en los procesos a mejorar, lo que inclusive ayudará a reducir el impacto ambiental que los equipos puedan producir, encaminando al manejo racional de energía, reactivos y equipos.

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La planta de beneficio de la compañía minera Sominur Cía. Ltda., cuenta con el área de desorción de carbón activado, donde se utiliza en la actualidad un método para la liberación del oro del carbón que no presenta buenos resultados.

En los últimos años se han presentado bajo niveles de rendimiento en cuanto a recuperación de valores auríferos; se realizó un análisis previo al área de desorción la cual presenta inconvenientes en los procesos debido a maquinaria obsoleta en cuanto a diseño y vida útil, con condiciones no adecuadas para el desenvolvimiento del trabajador, así como paros constantes de maquinarias que interrumpen la producción de la empresa y la contaminación ambiental producida que afecta al entorno de dicha área.

La presente investigación se basa en el diseño de equipos en el área desorción de carbón activado, partiendo desde el diseño de nuevos componentes del área, logrando así renovar el área.

Así, el área diseñar comprende los equipos correspondientes a la torre de desorción y celdas de electrodeposición, elementos base para la operación del área de desorción.

JUSTIFICACION

El siguiente proyecto de investigación busca mejorar el proceso de precipitación de oro, disminuyendo la contaminación ambiental producida por la vieja maquinaria empleada en el proceso y utilizando eficientemente los recursos de la empresa.

En Sominur Cía. Ltda., es imprescindible esta área por lo que es necesario realizar cambios importantes dentro de ella en vista del desgaste de los equipos que se vienen presentando por el transcurso de los años.

En la búsqueda de alternativas viables para la realización de este proyecto se plantea un diseño del área de desorción de carbón activado para poder optimizar el proceso de recuperación y obtención de oro. Con el siguiente proyecto de investigación se busca identificar, analizar y mejorar los inconvenientes que se dan durante el proceso de elusión del carbón; para lo cual se utilizaran herramientas de Ingeniería de métodos, tales como formulaciones matemáticas, diagramas de proceso, estudio de tiempos, esperando que los resultados obtenidos sean las respuestas a los requerimientos funcionales, ambientales y estéticos del área.

OBJETIVOS

Objetivo General

Diseñar el área de desorción de carbón activado por el método Zadra, en Sominur Cía. Ltda.

Objetivos Específicos

1. Determinar el tiempo de retención óptimo en la unidad de elución.
2. Determinar las dimensiones adecuadas de la torre de desorción.
3. Determinación del tamaño adecuado de ánodos y cátodos en base a celdas de electrodeposición
4. Determinar las condiciones de operación de las celdas de electrodeposición.
5. Determinar la eficiencia de recuperación de oro al final del sistema de elusión.

HIPOTESIS

Al diseñar equipos nuevos para el área de desorción basado en modelos matemáticos y pruebas de laboratorio, es posible lograr alta eficiencia de recuperación de oro en esta área.

CAPÍTULO I

MARCO TEÓRICO

1.1 GENERALIDADES

El uso del carbón activado en la metalurgia extractiva se ha intensificado en las últimas dos décadas, empleándose en los procesos de flotación de minerales, tratamiento de aguas industriales, purificación de electrolitos, recuperación de metales disueltos en soluciones acuosas, como modificador del potencial REDOX, como catalizador, etc. El carbón activado se emplea además para recuperar el oro contenido en soluciones originadas en diversos procesos de cianuración, entre los que figura actualmente el de lixiviación en pilas, carbón en pulpa (CIP) y carbón en lixiviación (CIL). (Díaz & Guevara, 2002)

Por lo señalado anteriormente, la tendencia actual es adoptar la tecnología del carbón activado para la recuperación de oro desde soluciones alcalinas diluidas que contengan cantidades muy pequeñas de oro en solución, es decir, su aplicación ha permitido explotar yacimientos de baja ley, con el concurso de métodos de bajo costo de lixiviación, como es la lixiviación en pilas o para tratar pulpas provenientes de agitación sin utilizar lavado en contracorriente, como en el proceso de Carbón en Pulpa, rebajando los costos de capital para la planta. (De la Torre & Guevara, Tratamiento de minerales refractarios de oro, 2006)

En la industria metalúrgica ecuatoriana existen varias plantas que emplean el sistema de carbón en pulpa para la recuperación del oro cianurable vía lixiviación, seguido de un proceso de elución, el cual se realiza según el sistema Zadra atmosférico con o sin etanol y en ciertos casos presurizado. (Díaz & Guevara, 2002)

En términos generales, el proceso de elución empleado en dichas plantas industriales, trabaja con columnas empacadas de carbón activado, donde la solución acuosa eluante (CNNa, NaOH) ingresa por la parte inferior de las mismas. Las columnas utilizadas emplean alrededor de 500 kg de carbón cargado y operan en serie, tienen de 1.9-3 m de longitud y de 0.8 a 1 m de diámetro, siendo el tipo más común la de 2.5 por 0.8 m. (Marsden & House, 1992)

La elución se llevan a cabo hasta lograr una recuperación superior al 90 % del oro adsorbido en el carbón, sin embargo en algunas plantas no se hace un control de la cantidad de oro residual en el carbón, debido a que éste es reutilizado en la cianuración. Ninguna planta tiene un sistema que asegure una concentración constante de etanol durante el proceso. (Marsden & House, 1992)

Para el proceso de electrólisis se emplea celdas de forma rectangular con cátodos que pueden ser mallas de acero o acero inoxidable y en algunos casos lana de acero; operadas con un voltaje que varía entre 3 y 5 V y una densidad de corriente de 150 a 280 A/m². (De la Torre & Guevara, Tratamiento de minerales refractarios de oro, 2006)

1.2 CARBÓN ACTIVADO.

El carbón activado es un carbón poroso que se produce artificialmente de manera que exhiba un elevado grado de porosidad y una alta superficie interna. Estas características, junto con la naturaleza química de los átomos de carbono que lo conforman, le dan la propiedad de atraer y atrapar de manera preferencial ciertas moléculas del fluido que rodea al carbón. (Pazmiño, 2007)

La adsorción de oro y plata con carbón activado a partir de disoluciones cianuradas ha sido la técnica más aceptada en las últimas décadas que el sistema convencional de precipitación con cinc (proceso Merrill-Crowe), debido principalmente a la mayor eficacia de recuperación de los metales preciosos, a partir de disoluciones de lixiviación de minerales de baja ley, con menor capital y costos de operación. (De la Torre & Guevara, Tratamiento de minerales refractarios de oro, 2006)

Las diversas técnicas de adsorción en carbón están en uso en la industria de los metales preciosos en la mayoría de las nuevas plantas de Australia, Sudáfrica y Estados Unidos.

1.2.1 Propiedades del carbón activado

Las propiedades de adsorción que posee el carbón activado se deben a su gran superficie específica, alto grado de reactividad de su superficie, al tamaño de los poros que permiten el acceso de moléculas al interior de las partículas y a diversos grupos funcionales de superficie, que dependen de las materias primas y de los

procesos de activación. La elevada reactividad de superficie está relacionada con valencias desapareadas, de tipo covalente, que constituyen “sitios activos” en el carbón activado, además de atracciones por fuerzas tipo Van der Waals. (De Voys, 1983)

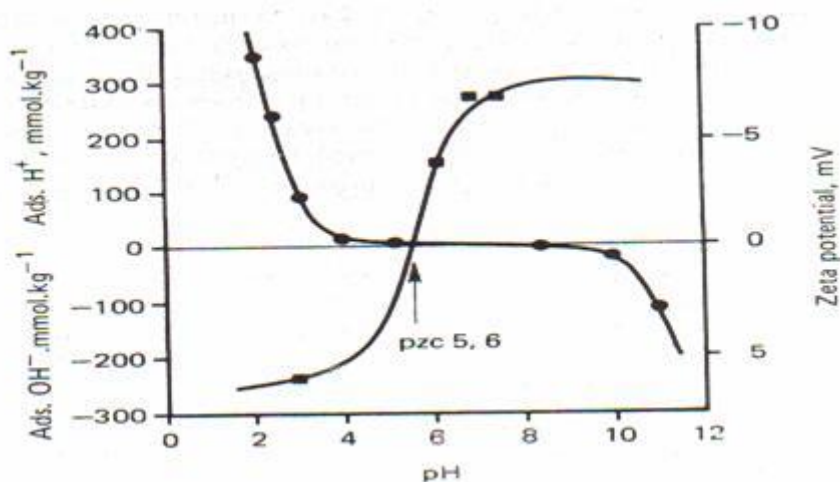
Las propiedades más importantes a considerar al seleccionar un carbón son el diámetro de los poros y las características de los mismos. Los poros de un carbón activado se clasifican en tres, de acuerdo a su tamaño:

- Micro poros
- Poros medios
- Macro poros

En general, los microporos le confieren la elevada superficie y capacidad de retención al carbón, mientras que los mesoporos y macroporos son necesarios para retener moléculas de gran tamaño, como pueden ser colorantes o coloides, y favorecer el acceso y la rápida difusión de las moléculas a la superficie interna del sólido. (Pazmiño, 2007)

Las propiedades químicas de superficie del carbón activado, están íntimamente relacionadas con los grupos funcionales. Carbones tipo H, producidos a temperaturas altas (1000°C) y activación con vapor de agua, adsorben iones hidronio al ser sumergibles en agua, incrementando el pH de la solución bulk; son los más usados en el tratamiento de minerales auríferos. Los carbones tipo L, producidos a temperaturas inferiores que 700°C adsorben iones hidroxilo. En la figura siguiente, se presenta el efecto de la adsorción de estos iones y su influencia en las carga de superficie y potencial Z. (De Voys, 1983)

Figura 1. Adsorción de ácidos y bases en carbón activado, influencia en el pH y potencial Z.



1.2.2 Manufactura y activación

Se puede fabricar carbón activado de cualquier compuesto que contenga carbono, sin embargo, es usual utilizar madera, cuercos de coco, carbón bituminoso, antracita, semillas de frutas, cáscaras de nueces. El tipo de materia prima y el proceso de activación, le conferirá ciertas características físicas al producto, tales como dureza, resistencia a la abrasión, tamaño de poro, grupos funcionales de superficie, pH, etc. (Díaz & Guevara, 2002)

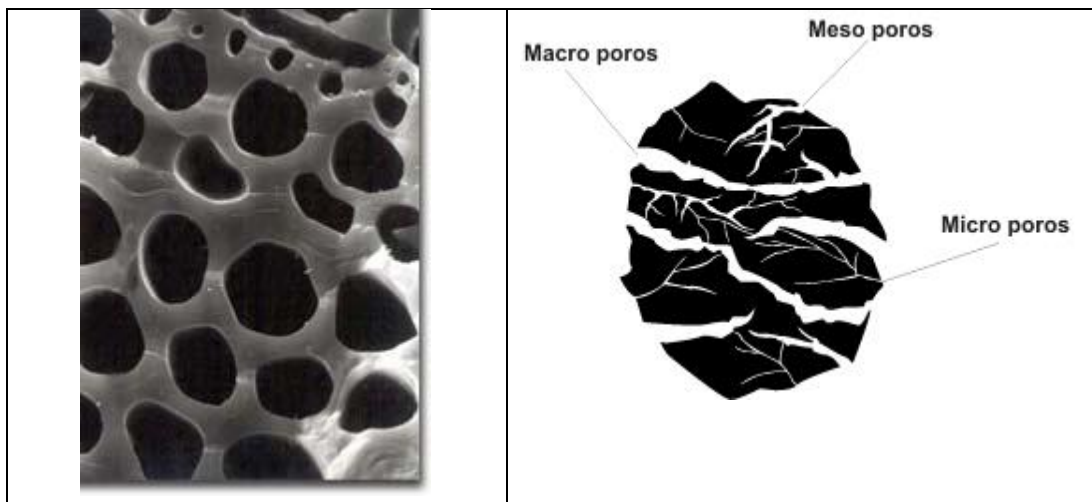
El material inicial es el que dicta la distribución del tamaño de los poros del producto final de carbón activado. Típicamente, el coco es el precursor para las aplicaciones de recuperación de oro, porque tiene una estructura de poros muy estrechos, con alta actividad y dureza. (Pazmiño, 2007)

La obtención del carbón se efectúa en dos etapas; la primera denominada carbonización, consiste en el calentamiento del mineral hasta aproximadamente 500°C en una atmósfera pobre en oxígeno, en este proceso se volatilizan las sustancias celulósicas produciendo la liberación de átomos de carbono y la reagrupación en secciones cristalinas, dando lugar a la formación de la estructura porosa interna y el consecuente incremento de la superficie específica que varía entre 10 y 500 m²/g. (Díaz & Guevara, 2002)

La segunda fase del proceso es la etapa de activación, la cual consiste en tratar el material carbonizado con agentes oxidantes como; vapor de agua, aire o dióxido de

carbón, a temperaturas entre 700 y 1100°C. En esta etapa se desarrolla aún más la porosidad interna y reactividad, debido a la oxidación de los átomos de carbono más expuestos, lo cual provoca dislocaciones en la estructura cristalina y la existencia de valencias insaturadas, los cuales constituyen los sitios activos del carbón activado. (De la Torre & Guevara, Tratamiento de minerales refractarios de oro, 2006)

Figura 2. Estructura interna del carbón activado. Distribución de poros



Las principales características del carbón activado que deben considerarse para la recuperación de oro de soluciones cianuradas en orden de importancia son:

- Dureza = de 95 a 99,5%
- Resistencia a la abrasión en pulpa > 99%
- Alta capacidad de adsorción: “K value”= 20 a 24 Kg Au/ton C.A.
- Alta velocidad de adsorción $R = 0,06 - 0,08 \text{ mgAu/g CA / min}$
- Alta superficie específica: 700 - 1200 $\text{m}^2/\text{g CA}$.
- Posibilidad de reactivación térmica.
- Tamaño de partícula (uniforme y grueso)

Vale recalcar un poco sobre el tamaño de partícula del carbón activado. De manera normalizada se acepta que el lote tenga un tamaño entre 1.2x2.4 mm a 1.7x3.4 mm (mallas 8x16 y 6x12). El trabajar con tamaños más pequeños de carbón activado, no es conveniente, pues éste es más susceptible a una mayor rotura y por tanto las pérdidas de oro en el carbón fino, producto de la rotura, pueden ser muy altas.

Adicionalmente a estas características, se tiene que tomar en cuenta el costo del carbón activado y su disponibilidad en el mercado local. (Marsden & House, 1992)

1.2.3 Mecanismos de la adsorción de oro

La adsorción es un proceso por el cual los átomos en la superficie de un sólido, atraen y retienen moléculas de otros compuestos.

Estas fuerzas de atracción son conocidas como " fuerzas de Van Der Waals". Por lo tanto al ser un fenómeno que ocurre en la superficie mientras mayor área superficial disponible tenga un sólido, mejor adsorbente podrá ser. (Marsden & House, 1992)

El carbón activado es un producto que posee una estructura cristalina reticular similar a la del grafito; es extremadamente poroso y puede llegar a desarrollar áreas superficiales del orden de 1,500 metros cuadrados o más, por gramo de carbón. (Díaz & Guevara, 2002)

Todos los átomos de carbón en la superficie de un cristal son capaces de atraer moléculas de compuestos que causan color, olor o sabor indeseables; la diferencia con un carbón activado consiste en la cantidad de átomos en la superficie disponibles para realizar la adsorción. En otras palabras, la activación de cualquier carbón consiste en " multiplicar" el área superficial creando una estructura porosa. Es importante mencionar que el área superficial del carbón activado es interna. (De la Torre & Guevara, Tratamiento de minerales refractarios de oro, 2006)

Para darnos una idea más clara de la magnitud de la misma, imaginemos un gramo de carbón en trozo el cual moleremos muy fino para incrementar su superficie, como resultado obtendremos un área aproximada de 3 a 4 metros cuadrados, en cambio, al activar el carbón logramos multiplicar de 200 a 300 veces este valor. (Espín, 2001)

1.2.4 Factores que afectan la adsorción

Temperatura: La adsorción es proceso exotérmico (desprende calor), por tanto, a mayor temperatura, menor capacidad de adsorción.

Oro en solución: A mayor concentración de oro en solución, se tiene una mayor velocidad de adsorción de oro y mayor capacidad de carga del carbón. Valores

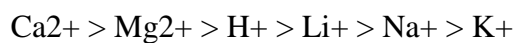
típicos que se presentan en la adsorción de oro por carbón activado en procesos industriales, son:

- Velocidad de adsorción: 10 - 100 g. Au / h / ton CA
- Carga: 5 - 10 Kg Au/ton CA

Concentración de cianuro libre: A mayor concentración de cianuro de sodio (NaCN), menor es la velocidad de carga de oro en el carbón activado y también menor capacidad de carga (existe competencia de adsorción de otros complejos cianurados). Las condiciones de operación usuales están en el orden de 0.1 - 2 g/l NaCN. (Espín, 2001)

pH : Se favorece la adsorción de oro al pH más bajo posible. No se recomiendan valores inferiores a pH 10 para evitar problemas de hidrólisis del cianuro y generar ácido cianhídrico altamente tóxico.

Presencia de otros iones: Se ha comprobado que la capacidad de carga se incrementa con una mayor concentración de ion complementario en solución, teniéndose preferencia en el siguiente orden:



Por el contrario, la capacidad de carga de oro en el carbón decrecerá con una mayor concentración del anión complementario, en el siguiente orden:



Oxígeno disuelto: La presencia de oxígeno en solución, provocará la oxidación del cianuro y el decremento de su concentración, favorecerá la adsorción de oro en el carbón activado. (De Voys, 1983)

Envenenamiento del carbón: Sustancias orgánicas e inorgánicas pueden ser atrapadas o precipitar en el carbón, taponando los poros y provocando una baja en la eficiencia de adsorción de oro en el carbón activado. Las principales especies inorgánicas que causan este problema son: las sales de calcio y magnesio y/o presencia de carbonatos; compuestos de sílice y aluminio (silicatos y aluminatos); partículas finas de hierro, precipitados de metales base (Cu, Fe, Pb, Zn). Entre las especies orgánicas que causan el envenenamiento del carbón activado están: diésel,

aceites lubricantes y anticongelantes, ácido húmico otros productos procedente de suelos / vegetación en descomposición, reactivos de flotación, floculantes y otros agentes activadores de superficie. (De la Torre & Guevara, Tratamiento de minerales refractarios de oro, 2006)

Adsorción de otras especies cianuradas: La adsorción de oro en carbón activado, es bastante selectiva, sin embargo habrá algunas especies cianuradas que pueden adsorberse, lo cual dependerá principalmente de su concentración en solución y del pH. (Espín, 2001)

El orden de preferencia en el proceso de adsorción es como se indicó antes:



Mientras es favorable que la plata se adsorba, la adsorción del mercurio es perjudicial y presenta problemas en etapas posteriores, en especial en la refinación. A concentraciones bajas de cianuro y bajo pH, la especie Cu(CN)^{-2} puede adsorberse fácilmente en el carbón, lo cual reduce la capacidad de carga del oro. A mayor concentración de cianuro y un pH más alto, se favorece la presencia de las especies $\text{Cu(CN)}_3^{-2} > \text{Cu(CN)}_4^{-3}$ que se adsorben en mínima proporción en el carbón. (Espín, 2001)

1.3 METODOS DE ADSORCIÓN

1.3.1 Técnica de carbón en pulpa (CIP)

Se usa generalmente para tratar menas de baja ley, alimentadas con carbón granular (6-28 mallas) en contracorriente con la pulpa cianurada. El carbón cargado se eluye, y el oro y la plata en el eluido se recuperan por precipitación con cinc o por electrólisis, con cátodos de acero, utilizando 2,5 - 3,5 voltios por celda y una eficacia de corriente de 30 - 40 Amperios. (VALENCIA, 1999)

Davy Mckee Corporation ha desarrollado una nueva técnica del proceso de carbón en pulpa, basado en un nuevo diseño de los aparatos para poner en contacto la pulpa y el carbón. Consiste en un nuevo intercambiador, que permite manejar concentraciones altas de carbón activo. El aumento en la concentración de carbón, desde un 5% para el método convencional hasta un 25% para el método Davy Mckee, reduce el

volumen de etapa en un 80%, Este nuevo diseño ha reducido el costo de capital de la planta de adsorción en un 20 - 45% del costo total de la planta. (Espín, 2001)

1.3.2 Carbón en columnas (CIC)

En esta operación, se trabaja con soluciones clarificadas o semi clarificadas provenientes de operaciones de lixiviación en pilas, de piscinas, de efluentes de espesadores o en soluciones de reciclo para eliminación de impurezas. La solución se hace pasar por una serie de columnas empaquetadas con carbón, ya sea de manera ascendente o descendente, en un lecho fluido. (VALENCIA, 1999)

La desorción del oro del carbón activado, se ha realizado generalmente utilizando los procesos de elución "ZADRA" o "AARL". Ambas técnicas utilizan un eluyente acuoso de baja fuerza iónica, que produce eluidos pobres que requieren técnicas de electrodeposición para recuperar al oro. (De la Torre & Guevara, Tratamiento de minerales refractarios de oro, 2006)

La principal ventaja de este método, es el hecho de que se disminuyen las posibilidades de rotura del carbón, al no estar en movimiento el carbón, ni tener contacto con la pulpa. (Espín, 2001)

1.3.3 Carbón en lixiviación (CIL)

Es una modificación del proceso CIP. En este caso, el carbón se agrega conjuntamente con el cianuro a los tanques agitados donde se realiza la cianuración, de esta forma a medida que el oro se disuelve y pasa a la solución, es capturado por el carbón. Este método es altamente ventajoso y aconsejable, para los casos en que existe la presencia de minerales carbonáceos o arcillosos, que compiten con el carbón activo por el oro disuelto. (Espín, 2001)

Las fases típicas involucradas en un proceso CIL se pueden definir de la siguiente manera:

1. Adición de carbón activado juntamente con la pulpa de lixiviación. Cianuración y adsorción de oro por 24 horas
2. Separación de carbón cargado por tamizado
3. Carbón cargado para a proceso de elusión.

Este método permite tener costos de inversión inferiores al usar un solo sistema de lixiviación – adsorción en carbón y no dos sistemas como en el CIP. La principal desventaja es el alto inventario de carbón en el sistema y el tiempo que pasa en agitación, que aumenta las pérdidas de carbón fino, por atrición del carbón activado. (VALENCIA, 1999)

1.4 ETAPA DE DESORCIÓN

La desorción de oro como un complejo cianurado dentro de la matriz de carbón activado se produce por el contacto del carbón activado cargado con una solución de cianuro e hidróxido de sodio en caliente. La desorción es el proceso contrario a la adsorción en donde su velocidad se incrementa por la temperatura y la adición de solventes orgánicos como el etanol, que modifican la actividad de los iones CN^- y $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ logrando la adsorción preferencial del solvente sobre la superficie del carbón. (De Voys, 1983)

En términos generales, el proceso de elución empleado en plantas industriales trabaja con columnas empacadas de carbón activado, donde la solución acuosa eluante (CNNa , NaOH) ingresa por la parte inferior de las mismas. Las columnas utilizadas emplean alrededor de 500 kg de carbón cargado y operan en serie, tienen de 1.9-3 m de longitud y de 0.8 a 1 m de diámetro, siendo el tipo más común la de 2.5 por 0.8 m. (Díaz & Guevara, 2002)

La elución se lleva a cabo hasta lograr una recuperación superior al 90 % del oro adsorbido en el carbón, sin embargo en algunas plantas no se hace un control de la cantidad de oro residual en el carbón, debido a que éste es reutilizado en la cianuración. Ninguna planta tiene un sistema que asegure una concentración constante de etanol durante el proceso. (Espín, 2001)

Para el proceso de electrólisis se emplea celdas de forma rectangular con cátodos que pueden ser mallas de acero o acero inoxidable y en algunos casos lana de acero; operadas con un voltaje que varía entre 3 y 5 V y una densidad de corriente de 150 a 280 A/m^2 . (Díaz & Guevara, 2002)

La etapa de elusión permite:

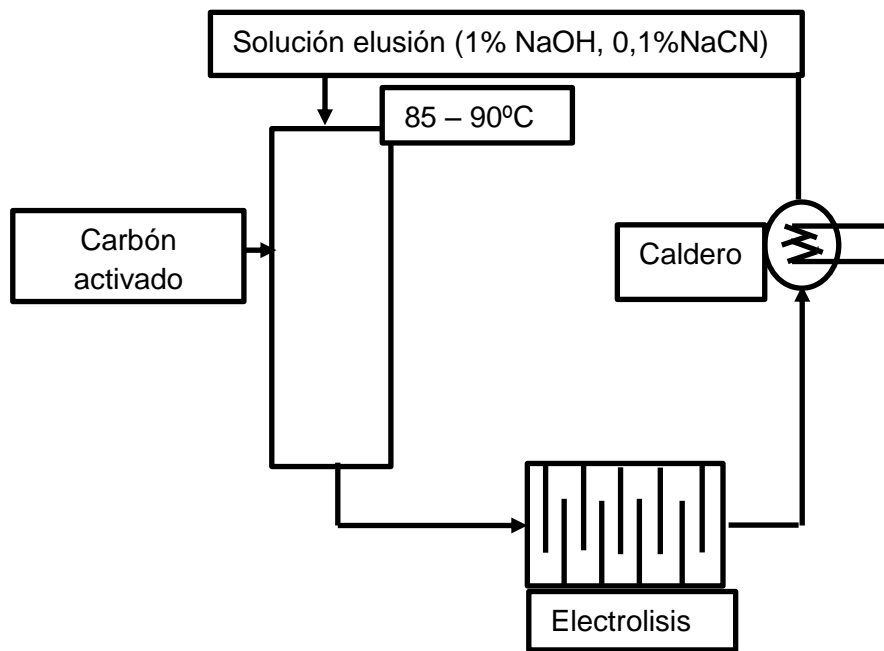
- Recuperar la mayor cantidad de valores metálicos cargados a partir de la solución impregnada de oro en un volumen tan pequeño que sea posible.
- Producir una solución impregnada con el tenor más alto posible de metales preciosos.
- Dejar la menor cantidad de oro y plata posible en el carbón después de la desorción.
- Dejar el carbón listo para retornar al sistema de adsorción.

1.4.1 Proceso atmosférico de Zadra

La desorción de oro cargado en el carbón activado se puede llevar adelante por medio de varios procesos. El primero de ellos fue introducido por Zadra en 1950 y utiliza una solución de 0,1 a 0,2 % de NaCN y 1% de NaOH, calentada a 85 – 95 °C. Esta solución se hace pasar a través de columnas de carbón para luego ser conducida, en circuito cerrado, a una celda de electrodeposición. El proceso se realiza a presión atmosférica y requiere de entre 24 a 60 horas. (Díaz & Guevara, 2002)

Algunas modificaciones se han introducido a este proceso, como es el caso de la desorción con alcohol, en cual se agrega un 20% de alcohol a la solución de elución, con lo que se logra reducir el tiempo de desorción, a menos de 6 horas. Otros procesos han utilizado sistemas a presión en la desorción, para eludir el peligro de incendio por el uso del alcohol, siendo, en general, procesos más eficientes pero costosos. (Marsden & House, 1992)

Figura 3. Esquema del proceso de elusión



1.4.2 Regeneración del carbón

La reactivación del carbón, se realiza después del proceso de elusión., calentando el carbón en hornos, a temperaturas entre 650 y 750°C, en ausencia de aire durante unos treinta minutos. Se puede inyectar vapor de agua durante el proceso, para producir una reactivación más intensiva. Es práctica común el realizar un lavado ácido del carbón, antes o después de la elución, para limpiar las superficies de impurezas inorgánicas tales como precipitados de carbonato de calcio. Se utiliza una solución al 3% de HCl, en caliente. Para evitar que ciertos compuestos de calcio y magnesio, usuales en el agua, puedan precipitar en la superficie del carbón al trabajar a temperaturas más altas, se utiliza agua blanda (con bajo contenido en calcio y magnesio) (De la Torre & Guevara, Tratamiento de minerales refractarios de oro, 2006).

1.4.3 Caldero Piro tubular

La caldera piro tubular hace pasar el calor a través de tubos en la caldera que a su vez transfieren calor al agua de la caldera que les rodea.

El diseño de una caldera piro tubular a emplearse en el área de elusión se da con el objetivo de tener una fuente de calor (vapor) para el calentamiento de la solución de

cianuro e hidróxido de sodio que será utilizada en la torre de carbón para liberar el oro.

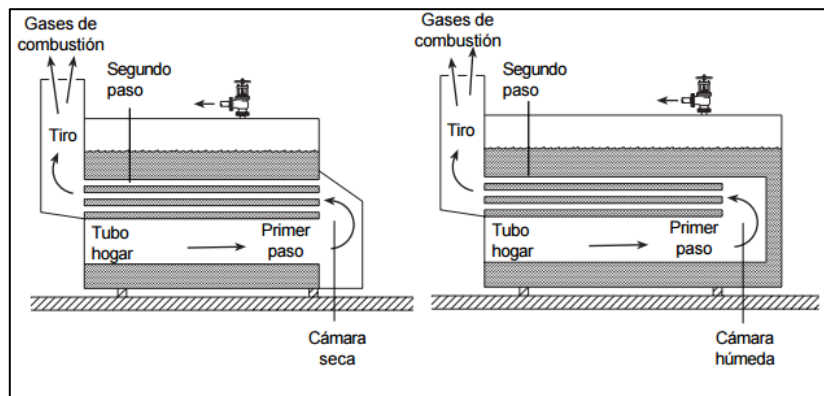
La solución recirculante estará conformada por 1.0% de NaOH, de 0.1 a 1.0% de NaCN y 20% de alcohol. La solución será calentada y pasará sobre el carbón en un reflujo continuo, conservando la solución siempre en caliente durante la desorción. La velocidad del flujo de la solución es variable, dependiendo del bombeo que se ejerza en el circuito.

Es importante que se alcance y se mantenga la suficiente alcalinidad con el hidróxido de sodio para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis, y consecuente formación de ácido cianhídrico, esto se lleva a cabo manteniendo el pH entre 10,5 y 12.0 generalmente.

Entre las ventajas que estas calderas pueden ofrecer están su menor costo inicial debido a la simplicidad de su diseño, mayor flexibilidad de operación, menores exigencias de pureza en el agua de alimentación, son pequeñas y eficientes.

Y entre los inconvenientes que pueden presentar están su mayor tiempo para subir presión y entrar en funcionamiento y que no se útiles para altas presiones.

Figura 4. Tipos de calderas piro tubular con cámara seca y con cámara húmeda



El caldero debe ser un modelo que cumpla con especificaciones que tienen que ver a distribución de temperatura de los gases de combustión, capacidad, eficiencia de operación de la caldera, temperatura de salida de los gases de combustión y presión de operación de la caldera.

Con el objetivo de mejorar el funcionamiento, la eficacia y la seguridad se deben tener en cuenta los siguientes accesorios dentro de una caldera:

Placa de instalación.- El número de serie y modelo identifican a la caldera y sirve para pedir recambios al fabricante y para el registro de la caldera.

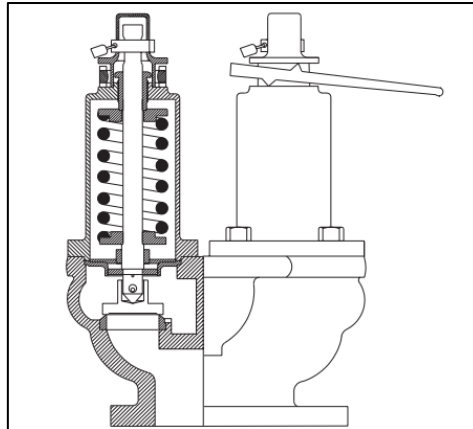
Figura 5. Placa de información de una caldera



Válvulas de seguridad.- Hay muchos tipos diferentes de válvulas de seguridad instaladas en la planta de la caldera, todas deben cumplir ciertos criterios:

- La(s) válvula(s) de seguridad deberá(n) dar salida a un caudal de vapor equivalente a la potencia térmica de la caldera.
- El rango de capacidad de descarga total de la(s) válvula(s) de seguridad debe estar dentro del 110% de la presión de diseño de la caldera
- El orificio que conecta una válvula de seguridad a una caldera debe ser mínimo de 20mm.
- La tara máxima de la válvula de seguridad será la presión máxima permisible de trabajo de la caldera.
- Debe haber un margen adecuado entre la presión normal de trabajo de la caldera y la tara de la válvula de seguridad.

Figura 6. Válvula de seguridad

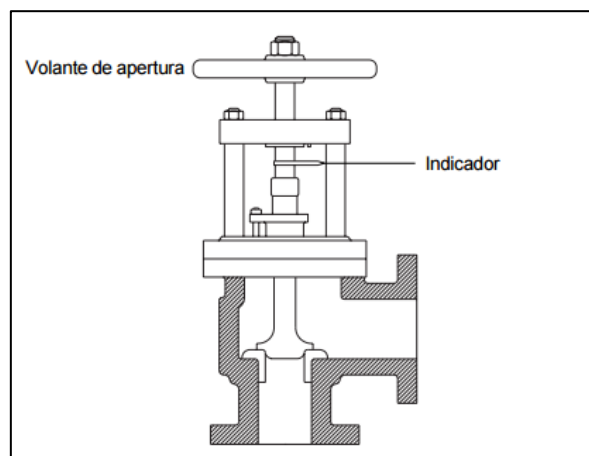


Fuente:

Trampas de vapor

Una caldera debe tener instalada una válvula de interrupción (también conocida como válvula de salida de vapor). Esta aísla la caldera y su presión del proceso a la planta. Generalmente es una válvula de globo en ángulo del modelo de husillo.

Figura 7. Válvula de interrupción



Fuente:

Bomba de alimentación.- El caudal o la cantidad de agua que se requiere bombear a la caldera dependerá de la tasa de evaporación de la misma. Como regla práctica en una aplicación on-off, el caudal sería dos veces la tasa de evaporación. En una

aplicación a control modulante se puede considerar el caudal 1.3 veces la tasa de evaporación y un flujo adicional de recirculación necesario para garantizar que la bomba entregue un flujo mínimo (en total 1.5 veces la tasa de evaporación).

Características de la bomba: Electrobomba centrifuga horizontal monobloc en acero inoxidable, Según normas din-24255, para fluidos ácidos o alcalinos, con motor de 7.5 Cv. Trifásico.

La propuesta además es de 2 bombas con carcasa de acero inoxidable, adecuadas para bombeo de solución barrens a una temperatura de 60 a 80 grados centígrados, el caudal de bombeo 10 m³/hora, y que trabajen de forma alternada una hora cada una.

Motor: eléctrico ip-54, 50 hz.,

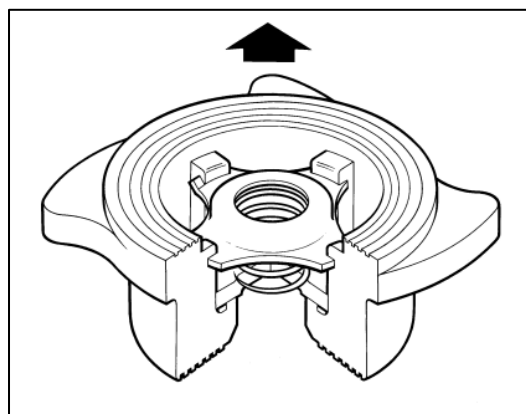
Revoluciones: 2900 r.p.m. De 7.5 Cv., Trifásico 230/400 v.

Caudal: desde 3.0 m³ / hora,)

Tanque de condensados

Válvulas reguladoras de flujo. Se instalan en la tubería de agua de alimentación de la caldera entre la bomba de alimentación y la caldera. Una válvula de aislamiento para la alimentación a la caldera se instala en el cuerpo de la caldera.

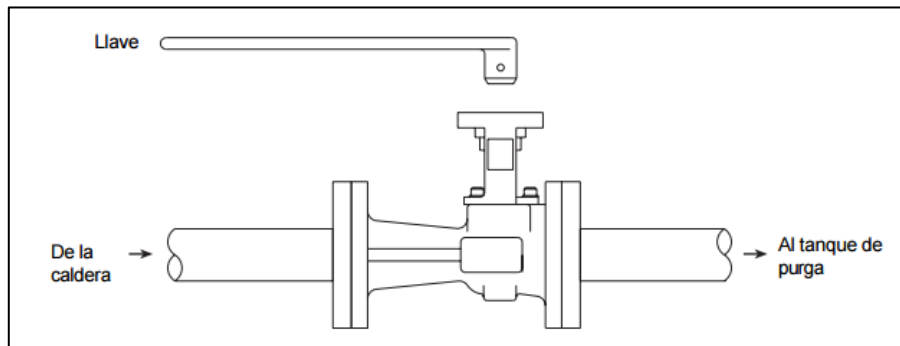
Figura 8. Válvula de retención



Válvulas de purga de fondo: Las calderas deben tener como mínimo una válvula de purga de fondo, en un lugar cercano al que pueda que se acumule el sedimento o

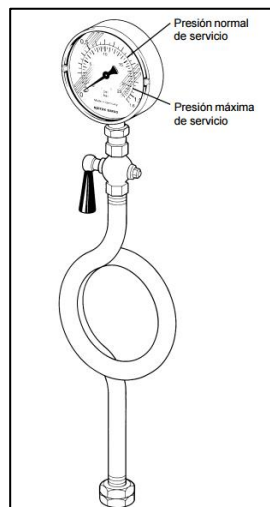
lodo. Estas válvulas deben accionarse con una llave y están diseñadas de tal manera que es imposible sacar la llave con la válvula abierta.

Figura 9. Válvula de purga de fondo



Manómetros.- Todas las calderas deben tener como mínimo un indicador de presión. El tipo usual es un manómetro sencillo según la normativa BS1780.

Figura 10. Manómetro con sifón tipo R

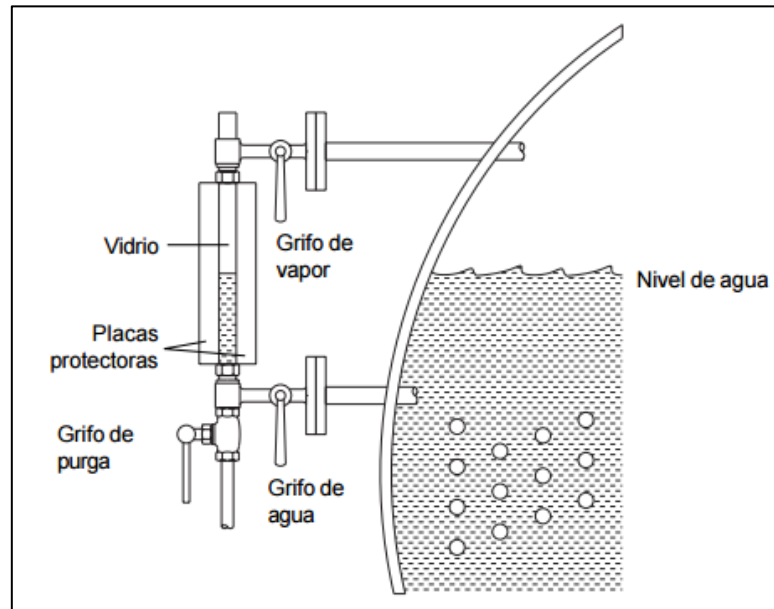


Indicadores de nivel: Todas las calderas tiene como mínimo un indicador de nivel de agua, pero las demás de 145 kg/h deben tener dos indicadores.

Un tubo de cristal muestra el nivel real del agua en la caldera sean cuales sean las condiciones de trabajo en la caldera. Deben instalarse indicadores de nivel para que nos muestren su lectura más baja del nivel de agua a 50 mm del punto sobre donde

ocurrirá el sobrecalentamiento. Alrededor de ellos deben instalarse protectores que no deben impedir visibilidad del nivel del agua.

Figura 11. Indicador de nivel (ubicación)



Fuente:

Combustible a utilizar: Gas (bombonas); para aumentar el poder de combustión se implementará un flower a la entrada de la cámara de combustión.

1.5 ELECTRODEPOSICIÓN DE ORO

La precipitación por reducción electrolítica (conocida como electroobtención o electrodeposición) es uno de los procedimientos actuales más sencillos para recuperar, en forma pura y selectiva, metales que se encuentren en solución. (Díaz & Guevara, 2002)

Básicamente este proceso consiste en recuperar el metal desde una solución de lixiviación debidamente acondicionada (solución electrolito) y depositarlo en un cátodo, utilizando un proceso de electrólisis. (Domic Mihovilovic, 2001)

Para ello se hace circular a través de la solución electrolito una corriente eléctrica continua de baja intensidad entre un ánodo (la solución misma) y un cátodo. De esta

manera los iones del metal de interés (cationes) son atraídos por el cátodo (polo de carga negativa) depositándose en él, y las impurezas quedan disueltas en el electrolito y también precipitan en residuos anódicos. (De Voys, 1983)

La electrodeposición es un proceso de una gran importancia económica, ya que permita recuperar metales (como oro, plata y cobre) a partir de recursos lixiviables que de otra forma serían inviables. (Díaz & Guevara, 2002)

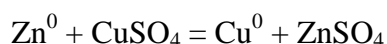
1.5.1 Reacciones químicas

Una reacción de oxidación—reducción o redox es aquella en la que se transfieren electrones de un reactivo a otro. Como su nombre lo indica, estas reacciones involucran dos procesos: oxidación y reducción. Este tipo de reacciones constituyen una importante fuente de energía en el planeta. Por ejemplo, la combustión de la gasolina en el interior del motor de un automóvil o la digestión y la asimilación de los alimentos en nuestro organismo son procesos en los que ocurre transferencia de electrones, como resultado del cual se produce o se almacena energía. (Domic Mihovilovic, 2001)

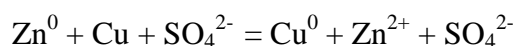
Para comprender el significado de estos conceptos, analicemos el siguiente ejemplo:

Cuando se introduce una placa de zinc metálico en una solución concentrada de sulfato cúprico (CuSO_4), se observa que, al cabo de algún tiempo, la placa de zinc queda recubierta de una capa de cobre metálico. (Domic Mihovilovic, 2001)

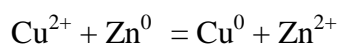
La ecuación química que describe el proceso es:



Tanto el sulfato cúprico como el sulfato de zinc son compuestos iónicos que, ya sea fundidos o en solución acuosa, se disocian en los iones correspondientes:



Como el ion sulfato SO_4^{2-} aparece en ambos lados de la ecuación, esta se puede escribir de manera más sencilla:



Esta ecuación iónica nos indica que durante la reacción, el átomo de zinc, eléctricamente neutro al principio, se ha transformado en el ion Zn^{2+} para lo cual ha tenido que ceder 2 electrones. Por el contrario el ion Cu^{2+} se ha convertido en un átomo de cobre sin carga eléctrica, Cu^0 , para lo cual tuvo que aceptar 2 electrones. (Domic Mihovilovic, 2001)

1.5.2 Leyes electroquímicas

Tras efectuar múltiples determinaciones, Faraday enunció las 2 leyes que rigen la electrólisis y que son las siguientes:

a) Primera Ley de Faraday: La cantidad de sustancias que se depositan (o altera su número de oxidación) en un electrodo, es proporcional a la cantidad de electricidad que pasa por el sistema.

Lo anterior significa que a mayor Faraday mayor cantidad de sustancia depositada. Así, por ejemplo, para liberar 96 gramos de oxígeno se necesitan 12 Faraday de electricidad.

Se denomina equivalente electroquímico de una sustancia a la masa en gramos de dicha sustancia depositada por el paso de un culombio. (DeGamo, Black, & Kohser, 1994)

De acuerdo con esta definición podemos escribir la expresión:

$$m = \frac{P \cdot I \cdot t}{n \cdot 96500}$$

Dónde:

m = masa en gramos que se ha depositado

P = peso atómico del elemento

n = número de electrones intercambiados

I = intensidad de la corriente expresada en amperios

t = tiempo en segundos

96500 = factor de equivalencia entre el Faraday y el culombio, ya que $1F = 96500C$.

b) Segunda Ley de Faraday: La cantidad de diferentes sustancias depositadas o disueltas por una misma cantidad de electricidad, son directamente proporcionales a sus respectivos pesos equivalentes.

Por ejemplo, si la corriente eléctrica se hace pasar por una serie de celdas electrolíticas que contienen distintas sustancias, la cantidad de electricidad que circula a través de cada electrodo es la misma y las cantidades de elementos liberados son proporcionales a sus respectivos pesos equivalentes. (DeGamo, Black, & Kohser, 1994)

Como la cantidad de electricidad en Coulomb es igual al producto de la intensidad de la corriente I en ampere por el tiempo t en segundos que ha pasado la corriente, combinando las dos leyes resulta que la masa m de material depositado o disuelto en cada electrodo será igual a lo siguiente:

$$m = \frac{I \cdot t \cdot A}{F \cdot n}$$

Dónde:

I = ampere.

t = tiempo en segundos.

A = peso atómico.

F = Faraday.

n = valencia.

1.5.3 Electrodeposición (Electrowinning)

Para poder realizar el proceso de electrodeposición se requiere de instalaciones especializadas llamadas celdas electrolíticas equipadas con sistema de circuitos eléctricos para hacer circular una corriente eléctrica continua de baja intensidad. (Marsden & House, 1992)

Para que el proceso se realice eficientemente se requiere considerar los siguientes aspectos:

Configuración de circuitos

Para proveer de la corriente continua que requiere el proceso de electrólisis, se utilizan equipos rectificadores de corriente que mantienen constantes las características del flujo eléctrico. La tecnología de los rectificadores ha evolucionado siendo actualmente la norma el uso de transfo-rectificadores tristorizados, lo que ha hecho a estos equipos más accesibles y económicos. Los requerimientos de filtros para el control de corriente armónicas constituyen en la actualidad los mayores factores del aumento de costos de estos rectificadores. Los filtros se utilizan para lograr un mejor efecto con dos unidades (celdas de electro obtención), en vez de una sola. (Codelco, 2015)

Figura 12. Esquema de una celda electrolítica (vista lateral)

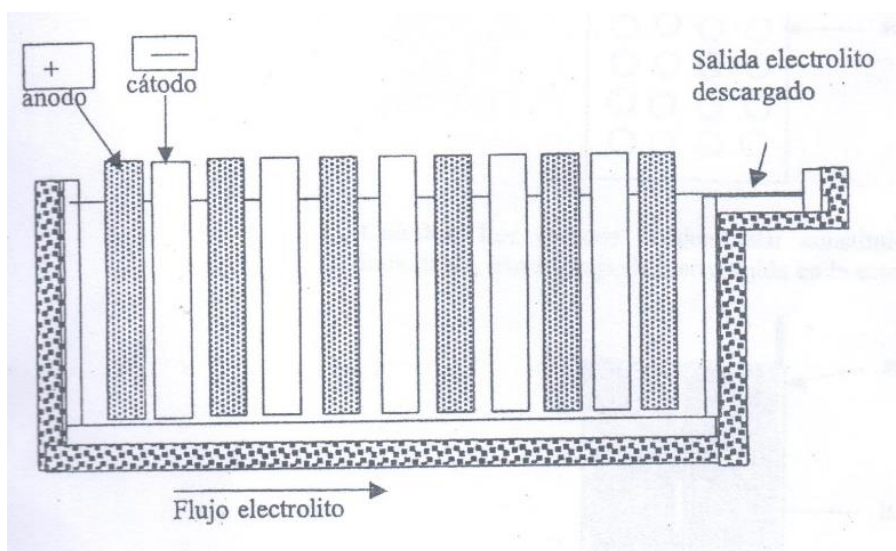
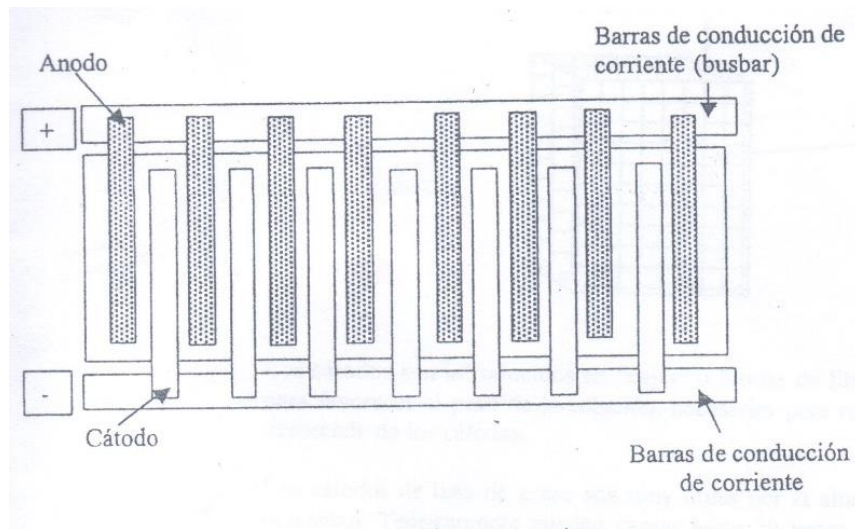


Figura 13. Esquema de celda electrolítica (vista superior)



Características de las conexiones eléctricas

Normalmente las conexiones eléctricas de las celdas de electro obtención son muy sencillas, ya que se intenta disminuir los trayectos en corriente continua y alta tensión, desde los rectificadores de corriente hasta los bancos de celdas electrolíticas. (DeGamo, Black, & Kohser, 1994)

Barras conductoras de cobre de sección rectangular: En general, la conexión se hace con paquetes de estas barras, apernadas y con distanciadores que permitan la circulación interna de aire para la mejor refrigeración. Estas son conocidas con su nombre en inglés: bus-bars. (Codelco, 2015)

Al poner las celdas en serie, se requiere solo una conexión en los extremos del banco de celdas. Si al término del primer banco, éstas se conectan con un solo conductor a otro banco paralelo a su lado, el recorrido desde el rectificador disminuye aún más. (Espín, 2001)

Este tipo de conexiones es la más usada en la mayoría de las instalaciones recientes para la electro obtención del metal.

Barra triangular: En este caso la conexión eléctrica es en serie, con una barra triangular (de 2 a 2,5cm de arista) que sirve de apoyo y contacto en su eje afilado, para los ánodos de una celda y los cátodos de la celda contigua. Este es el sistema más utilizado. (Codelco, 2015)

Otros perfiles: Recientemente se han incorporado otros perfiles para la barra triangular. Los aisladores interceldas, que separan y apoyan los ánodos y cátodos, se conocen como camping- boards. (Codelco, 2015)

1.5.4 Electrolisis

La electrólisis es uno de los procesos electroquímicos más importantes, en el cual el flujo de una corriente eléctrica a través de una porción de materia, genera cambios químicos es ésta. Dichos cambios o reacciones químicas no se producen en ausencia de una fuente de energía eléctrica y todo el proceso sucede en un dispositivo denominado celda electrolítica. (DeGamo, Black, & Kohser, 1994)

Una celda electrolítica es un dispositivo similar al empleado para determinar si una solución es o no electrolítica. Consta de un recipiente que contiene una solución de algún electrolítico y dos electrodos que se sumergen en dicha sustancia, a través de los cuales fluye una corriente eléctrica, proveniente de una fuente de energía. El electrodo desde el cual salen electrones hacia la solución está cargado negativamente (cátodo), por lo que los iones cargados positivamente (cationes) migrarán hacia éste. De la misma forma, los iones negativos (aniones) se verán atraídos por el electrodo positivo o ánodo. (De Voys, 1983)

Dado que el electrodo negativo presenta un exceso de electrones, se comporta como un agente reductor, pues puede ceder dichos electrones a un ion positivo que carezca de ellos. Igualmente, el polo positivo de una celda electrolítica actúa como agente oxidante, capturando los electrones de exceso que posean los iones negativos. (Codelco, 2015)

Así, podemos afirmar que en una celda electroquímica, el electrodo donde ocurre la reducción es el cátodo y aquel en donde ocurre la oxidación corresponde al ánodo.

1.5.5 Procesos industriales de electrólisis

La industria moderna no podría funcionar como lo hace hoy en día sin las reacciones de electrólisis. Muchos elementos se producen casi exclusivamente por electrólisis, por ejemplo, el aluminio, el magnesio, el cloro y el flúor. Entre los compuestos químicos producidos por electrólisis están el NaOH, $K_2Cr_2O_7$, $KMnO_4$, $Na_2S_2O_8$ y gran número de compuestos orgánicos. (Marsden & House, 1992)

Afino electrolítico

El afino electrolítico de metales, implica el depósito de metal puro en un cátodo, a partir de una disolución conteniendo el ión metálico. El cobre que se obtiene por tostación de sus minerales tiene bastante pureza para algunas aplicaciones como tuberías, pero no las suficientes para aplicaciones que requieren una gran conductividad eléctrica. Para estas últimas hace falta cobre con una pureza superior al 99,5%. (Codelco, 2015)

Se toma como ánodo un trozo de cobre impuro y como cátodo una lámina delgada de cobre metálico puro. Durante la electrólisis el Cu^{2+} producido en el ánodo se desplaza a través de una disolución de ácido sulfúrico y sulfato de cobre hasta el cátodo, donde se reduce a Cu(s) . el cátodo de cobre puro aumenta su tamaño, mientras que el trozo de cobre impuro se consume. (DeGamo, Black, & Kohser, 1994)

Depósito electrolítico

En el depósito o baño electrolítico se deposita un baño de un metal sobre otro metal por electrólisis. Este procedimiento se lleva a cabo por motivos decorativos o para proteger de la corrosión al segundo metal. Los cubiertos de baño de plata por ejemplo, consisten en una base de hierro con un recubrimiento fino de plata metálica. En un proceso de depósito electrolítico el objeto a bañar constituye el cátodo de la célula electroquímica. El electrólito contiene iones del metal que constituyen el baño. Estos iones son atraídos hacia el cátodo, donde se reducen a átomos metálicos. (Codelco, 2015)

El electrólito suele ser sulfato de cobre en el caso de un baño de cobre y $\text{K(Ag(CN)}_2\text{)(aq)}$ en el caso de un baño de plata. La concentración de ión plata libre en una disolución del ión complejo $[\text{Ag(CN)}_2]$ (aq) es muy pequeña y el baño electrolítico en estas condiciones proporciona un depósito del metal microcristalino y muy adherente. El cromado o baño de cromo es muy útil por su resistencia a la corrosión, así como por su belleza con fines decorativos. (Domic Mihovilovic, 2001)

El acero puede cromarse mediante una disolución acuosa de CrO_3 y H_2SO_4 . Sin embargo, el baño obtenido es fino, poroso y tiende a resquebrajarse. En la práctica primero se baña el hacer con una capa fina de cobre o níquel y después se aplica el

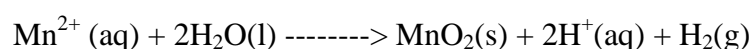
baño de cromo. Las piezas de maquinarias pueden hacerse resistentes al agua mediante un baño de cromo o cadmio. Algunos plásticos también pueden bañarse, primero debe hacerse conductor al plástico recubriéndolo con polvo de grafito. (Codelco, 2015)

El proceso de reposo electrolíticos de cobre sobre plásticos ha sido importante para mejorar la calidad de algunos circuitos microelectrónicas. Los baños electrolíticos se utilizan, en el sentido literal del término, para hacer dinero. La moneda americana de un centavo actual se hace bañando con cobre un núcleo central de zinc y a continuación se graba esta pieza con baño de cobre. (Espín, 2001)

Electrosíntesis

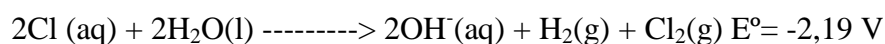
La electrosíntesis es un procedimiento para producir sustancias por medio de reacciones de electrólisis. Resulta útil para algunas síntesis que requieren un control cuidadoso de las condiciones de reacción. El dióxido de manganeso se presenta en la naturaleza en forma pirolusita, pero el pequeño tamaño de los cristales y las imperfecciones de la red hacen que este material no sea adecuado para algunas aplicaciones modernas, como las baterías alcalinas. (Domic Mihovilovic, 2001)

La electrosíntesis de MnO_2 se lleva a cabo en una disolución de $MnSO_4$ en H_2SO_4 (aq). El $MnO_2(s)$ puro se forma por oxidación del Mn^{2+} sobre un electrodo inerte (como el grafito). La reacción catódica es la reducción de H^+ a $H_2(g)$ y la reacción global es:



Electrólisis de una disolución acuosa de cloruro de sodio: proceso cloro-sosa

Reacción global:



Cuando esta electrólisis se lleva a cabo a escala industrial se la denomina proceso cloro-sosa atendiendo a los nombre de los productos principales cloro y la sosa $NaOH$ (aq). El proceso cloro-sosa es uno de los procesos electrolíticos más importantes. (Domic Mihovilovic, 2001)

Galvanotecnia

Proceso electroquímico por el cual se deposita una capa fina de metal sobre una base generalmente metálica. Los objetos se galvanizan para evitar la corrosión, para obtener una superficie dura o un acabado atractivo, para purificar metales (como en la refinación electrolítica del cobre), para separar metales para el análisis cuantitativo o como es el caso de la electrotipia, para reproducir un molde. Los metales que se utilizan normalmente en galvanotecnia son: cadmio, cromo, cobre, oro, níquel, plata y estaño. Las cuberterías plateadas, los accesorios cromados de automóvil y los recipientes de comida estañados son productos típicos de galvanotecnia. (DeGamo, Black, & Kohser, 1994)

En este proceso, el objeto que va a ser cubierto se coloca en una disolución (baño) de una sal del metal recubridor, y se conecta a un terminal negativo de una fuente de electricidad externa. Otro conductor, compuesto a menudo por el metal recubridor, se conecta al terminal positivo de la fuente de electricidad. Para el proceso es necesaria una corriente continua de bajo voltaje, normalmente de 1 a 6 V. Cuando se pasa la corriente a través de la disolución, los átomos del metal recubridor se depositan en el cátodo o electrodo negativo.

Esos átomos son sustituidos en el baño por los del ánodo (electrodo positivo), si está compuesto por el mismo metal, como es el caso del cobre y la plata. Si no es así, se sustituyen añadiendo al baño periódicamente la sal correspondiente, como ocurre con el oro y el cromo. En cualquier caso, se mantiene un equilibrio entre el metal que sale y el metal que entra en la disolución hasta que el objeto está galvanizado. Los materiales no conductores pueden ser galvanizados si se cubren antes con un material conductor como el grafito. La cera o los diseños de plástico para la electrotipia, y las matrices de los discos fonográficos se recubren de esta manera. (Codelco, 2015)

CAPITULO II

2 MATERIALES Y METODOS

2.1 AREA DE ESTUDIO

Sominur Cía. Ltda., está ubicada en las estribaciones sub andina de la Cordillera Occidental en el km 48 de la vía Panamericana Machala a Guayaquil, jurisdicción de la Provincia del Azuay, hacia el este del cantón Camilo Ponce Enríquez, del Distrito Minero Bella Rica.

La Compañía, está ubicada dentro del Distrito Minero de Bella Rica, en las siguientes coordenadas:

Longitud 644083.1 m. UTM

Latitud 9659612.6 m. UTM

Cota 875 m.s.n.m.

Y se encuentra delimitando en el Distrito Minero de Bella Rica de la siguiente manera:

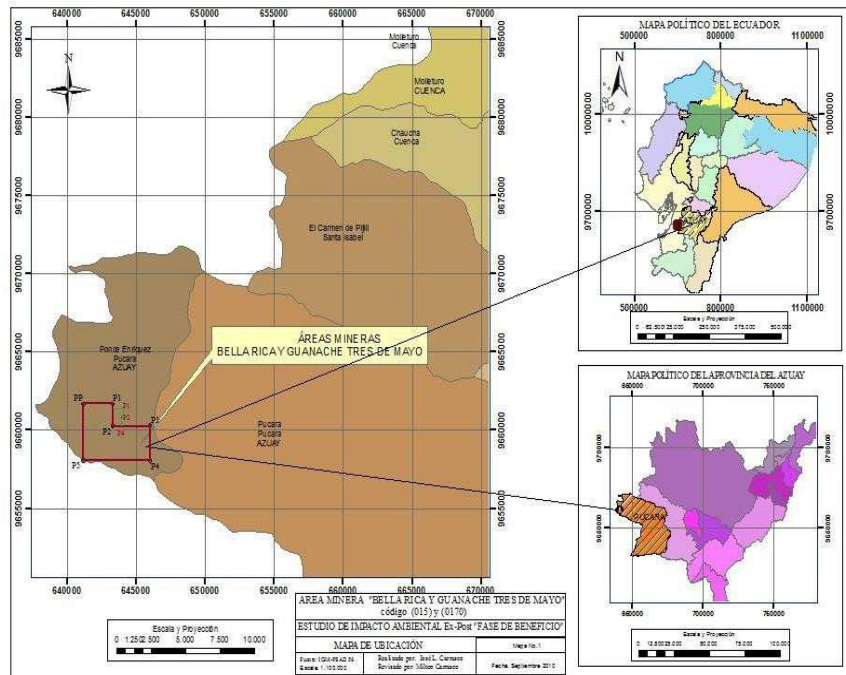
Noreste: Con la Sociedad Minera “El Bosque”

Sur: Con la Sociedad Minera El Porvenir

Norte: Con los Molinos de la Compañía Orenas

Oeste: Con la vía de acceso a Sominur Cía. Ltda.

Figura 14. Ubicación geográfica de la planta Sominur Cía. Ltda.



Fuente: Sominur, 2000.

2.2 MATERIALES

2.2.1 EQUIPOS

- Equipo Espectrofotómetro de absorción atómica Perkin Elmer equipado con Lámpara de Oro.
- Balanzas Analítica y gramera
- pH metro
- Transformador de corriente alterna a corriente continua

2.2.2 REACTIVOS

- ✓ Cianuro de sodio(NaCN)
- ✓ Ácido clorhídrico concentrado (HCl)
- ✓ Alcohol industrial anhidro al 99 %
- ✓ Ácido nítrico concentrado (HNO₃)
- ✓ Agua destilada

2.2.3 VARIOS.

- ✓ Hojas de papel bond
- ✓ Computador Portátil
- ✓ Impresora LX – 300
- ✓ Hojas de papel bond
- ✓ Bolígrafos

2.3 METODOLOGÍA DE DISEÑO

El diseño de equipos a emplearse en el área de elución se diseñó con base a la información y/o modelos matemáticos obtenidos de la bibliografía de este documento y ajustados a los elementos disponibles en el mercado nacional.

El proceso atmosférico ZADRA comprende la re extracción de oro a partir del carbón cargado usando una solución de 0,1% de NaCN y 1% de NaOH a temperaturas entre 85 y 95°C.

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

La desventaja de este proceso incluye el alto riesgo de incendio asociado con el alcohol y mayores costos de operación debido a las pérdidas de alcohol por volatilización. Por otra parte, el carbón no requiere regeneración tan frecuente con esta técnica.

El área de elución está conformada por:

- Un caldero que proporciona calor y temperatura a la solución cianurada recirculante
- La torre de elución, en donde estará el carbón para ser lavado con la solución recirculante y de esta manera liberar el oro.
- Celdas electrolíticas para precipitar el oro líquido en los cátodos utilizando corriente eléctrica.

2.3.1 TORRE DE ELUSIÓN.

2.3.1.1 Lavado

El carbón húmedo debe ser zarandeado y lavado para remover materiales extraños (arena, madera, etc.). El carbón zarandeado luego será colocado en la columna de carbón y llenado hasta un indicador de altura interno (una señal, una malla, etc.). El carbón ideal para la desorción es un carbón húmedo conteniendo de 20 a 30% de humedad, típico de un carbón que ha sido zarandeado para remover los elementos extraños.

El carbonato y/o sulfato de calcio a menudo precipita en los poros del carbón. Por su parte el ácido clorhídrico ha sido aplicado a elevadas temperaturas de aproximadamente 85°C en concentraciones de 1 a 5%, dependiendo del cargado de constituyentes inorgánicos sobre el carbón y las condiciones de lavado ácido aplicadas.

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



Ecuación 1

Así la ecuación estequiométrica es:



Ecuación 2

2.3.1.2 Torre de Elusión

Para el dimensionamiento de los equipos se tomó en cuenta los siguientes datos iniciales:

Tabla 1. Datos Iniciales

Base de cálculo: 1.0 TM/Día de carbón procesado	
Tiempo de retención adecuado para lograr la elución	15 horas
Velocidad lineal de flujo	0,5 cm/s
Densidad aparente del carbón	0,48 g/cm ³
Densidad real del carbón	1,4 g/cm ³
Capacidad másica de la columna	1 TM

Elaborado por: Pineda M., (2015)

Además se tomó en cuenta consideraciones como:

- Material de los equipos
- Capacidad de los equipos
- Forma de operación
- Materiales y equipos existentes en el mercado local.

Determinación del tamaño de la torre de elusión

Después de pruebas en reactores a escala piloto, donde se optimiza las concentraciones iniciales de NaCN, NaOH y alcohol, se determina el tiempo de retención óptimo para la desorción, el mismo que será el tiempo de residencia, o el tiempo de contacto entre el carbón y las soluciones para realizar el stripping.

Tiempo de residencia

El tiempo de residencia es el tiempo en que una sustancia entra en contacto con otra para producir una reacción determinada.

En nuestro caso el tiempo de residencia es el tiempo en que la solución recirculante permanece en contacto con el carbón activado dentro del tanque, para efectuar la desorción de metales.

Para encontrar el tiempo de residencia se realizaron pruebas de laboratorio a fin de encontrar el tiempo óptimo de contacto para liberar el oro del carbón activo.

Aplicando la siguiente ecuación:

$$t_r = \frac{V}{Q}$$

Ecuación 3

Dónde:

t_r = Tiempo de residencia (h)

V = Volumen del tanque en m³ (volumen de contacto con el carbón)

Q = Caudal de tratamiento (m³/h)

Volumen de contacto:

$$V_{\text{contacto}} = V_{\text{aparente}} + V_{\text{fluidización}} - V_{\text{real}}$$

Ecuación 4

Cálculo del volumen aparente:

$$V_{\text{aparente}} = \frac{m}{\rho_{\text{aparente}}}$$

$$V_{\text{real}} = \frac{m}{\rho_{\text{real}}}$$

Ecuación 4

Así, con estos dos parámetros, tanto Volumen a ocupar por el carbón, así como el tiempo de residencia, se puede calcular de la Ecuación 3 el caudal.

Cálculo de la altura

Para este cálculo debemos tener en cuenta la altura mínima que el tanque debe tener, relacionado con el volumen del carbón, fluidización y factores de seguridad en caso de incremento de carbón y/o del flujo.

Para ello se emplea la ecuación de densidad, a fin de encontrar el volumen ocupado por el carbón.

$$\rho = \frac{m}{v}$$

Ecuación 5

Empleando además la ecuación para el cálculo del volumen de un cilindro, Ecuación 6 siguiente:

$$V = \frac{\pi \times D^2 \times h}{4}$$

Ecuación 6

Es necesario considerar como criterio de diseño, acorde a (Milligan, 1999), que se debe guardar una relación altura/diámetro de 3 a 4.

Es decir:

$$\frac{h}{D} = 4$$

Ecuación 7

Así:

Combinando la Ecuación 6 y 7 y despejando Diámetro:

$$V = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot 4D}{4} = \pi \cdot D^3$$

$$D = \sqrt[3]{\frac{V}{\pi}}$$

Ecuación 8

Además se debe tener en cuenta el efecto de la Fluidización, la que generalmente es del 50%, de donde:

$$h_t = h_c \times 0,5 \times fs$$

Ecuación 9

Dónde:

h_t = altura de la torre (m)

h_c = altura calculada (m)

0,5 = fracción de fluidización

fs = factor de seguridad (m)

Diseño del reservorio de almacenamiento de solución barrens (recirculante)

Para el dimensionamiento del reservorio para la solución barrens (solución estéril) tomaremos en cuenta el volumen aparente de solución a utilizar

El proceso requiere una recirculación de la solución caliente fluyendo a través de la columna que contiene el carbón; así se logrará recuperar en la solución el oro que recuperó el carbón durante la adsorción. De esta manera habrá un momento en que la solución llegará al estado estacionario.

Material a utilizar.

Acero templado para la construcción de la torre, fibra de vidrio para forros internos, polipropileno, polietileno, PVC para los accesorios y tuberías

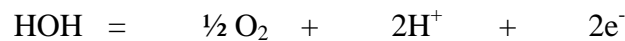
2.3.2 CELDAS ELECTROLÍTICAS.

La electrodeposición es el proceso por el cual se aprovecha el paso de la corriente eléctrica a través de una solución conductora para provocar la migración de las especies metálicas presentes (cationes) hacia el polo negativo (cátodo) de una celda

electroquímica. Los cationes aceptan electrones y se depositan en forma metálica sobre el electrodo negativo o cátodo.

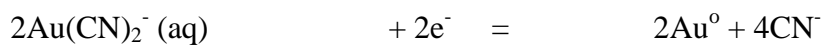
Los componentes de una celda electrolítica son la solución acuosa conductora y los electrodos. Al circular corriente por el sistema, ocurren las siguientes reacciones en los electrodos:

Reacción anódica (ánodo):



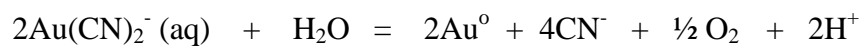
Ecuación 10

Reacción catódica (cátodo):



Ecuación 11

Reacción global:



Ecuación 12

Propuesta de celdas de electrodeposición:

Tabla 2. Consideraciones de diseño de celda

Espacio entre ánodo y cátodo	5 cm
Voltaje de celda	3 – 5 V.
Densidad de corriente	350 – 500 Amp/m ²
Temperatura de solución	80°C.
Relación largo:ancho:altura	2.5:1:1
Velocidad de flujo	4.08E-3 cm/s
Caudal recomendado	20 – 40 L/s
Tiempo de retención del electrolito	10 h

Se considera para el cálculo expresiones matemáticas como:

Tiempo de retención o tiempo de residencia del electrolito:

$$t_r = \frac{V}{Q}$$

Ecuación 13

Volumen total:

$$V = l. a. h$$

Ecuación 14

Caudal total:

En vista de que generalmente se necesita trabajar con flujos altos provenientes de la torre de desorción es conveniente trabajar con celdas en paralelo, el número de celdas a utilizar se calcula en base a la siguiente expresión.

$$n_{celdas} = \frac{Q_T}{Q_i}$$

Ecuación 15

Dónde:

n_{celdas} = numero de celdas

Q_i = caudales individuales

Q_T = Caudal total

Densidad de corriente:

$$J = \frac{I}{A}$$

Ecuación 16

Dónde:

J = densidad de corriente

I = intensidad en amperios

A = área total del material anódico

Área de material de electrodo:

$$A = 8l^2 \cdot a^2 \cdot e$$

Ecuación 17

Dónde:

l = largo del electrodo

a = ancho del electrodo

e = espesor del electrodo

Se recomienda un revestimiento de la celda con fibra o material plástico resistente a la temperatura. Las tuberías de entrada y salida serán de acero negro. A lo largo de la celda están ubicadas las barras conductoras de corriente (busbars).

CAPITULO III

3 RESULTADOS

Fue utilizada una solución de NaOH al 1% y NaCN al 0,1% con una temperatura de 90°C a presión atmosférica. La experiencia en sí, consistió en hacer pasar la solución caliente a través de la columna donde se aloja el carbón cargado para obtener la elución del oro del carbón, posteriormente el licor enriquecido fue llevado a la celda electrolítica para la deposición del metal, mediante las unidades dispuestas para tal fin.

3.1 CONSUMO DE ÁCIDO A UTILIZAR PARA LAVADO ÁCIDO DEL CARBÓN

Utilizando la Ecuación 2:



Los pesos moleculares son los siguientes:

$$\text{CaCO}_3 (\text{S}) = 100,1 \text{ g.}$$

$$2\text{HCl} (\text{L}) = 2 \times 36,45 = 72,9 \text{ g.}$$

Entonces 72,9 gramos de HCl neutralizarán o disolverán 100,1 gramos de carbonato de calcio:

$$\frac{72,9 \text{ gr. HCl}}{100,1 \text{ gr. CaCO}_3} = 0,73 \frac{\text{gr. HCl}}{\text{gr. CaCO}_3}$$

Por lo que se entiende que por cada gramo de carbonato de calcio presente en el carbón se utilizará 0,73 gramos de ácido clorhídrico, luego, con la densidad y la pureza del ácido se obtiene el volumen necesario.

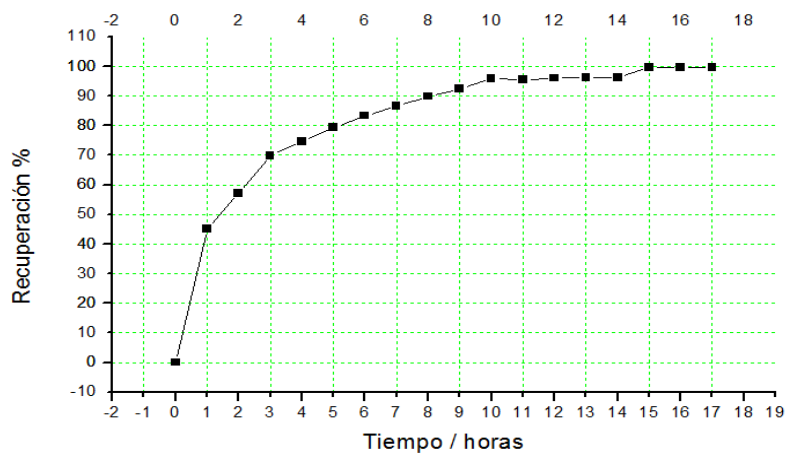
3.2 TORRE DE ELUSIÓN

Determinación del tamaño de la torre de elusión

Tiempo de residencia

Luego de las pruebas de laboratorio realizadas, se determinó en tiempo óptimo de elusión. La combinación óptima de reactivos fue: 1.0% NaCN, 0,1% NaOH y 20% v/v Alcohol. La Figura siguiente muestra el desempeño del experimento realizado.

Figura 15. Experimentos de Elusión



Aplicando la ecuación 3:

$$t_r = \frac{V}{Q}$$

Dónde:

V = Volumen del tanque en m³ (volumen de contacto con el carbón)

Q = Caudal de tratamiento:

t_r = 15 horas, (basado en ensayos pilotos)

Calculando el volumen de contacto:

Densidad aparente = 0,48 gr/cm³

Densidad real = 1,4 gr/cm³

$$V_{\text{contacto}} = V_{\text{aparente}} + V_{\text{fluidización}} - V_{\text{real}}$$

Cálculo del volumen aparente:

$$V_{\text{aparente}} = \frac{m}{\rho_{\text{aparente}}}$$

$$V_{\text{aparente}} = \frac{1}{0,48}$$

$$V_{\text{aparente}} = 2,08 \text{ m}^3$$

Cálculo del volumen de fluidización: tomando el 50% del volumen aparente, por la fluidización.

$$V_{\text{fluidización}} = 2,08 \times 0,5 = 1,04 \text{ m}^3$$

Cálculo del volumen real:

$$V_{\text{real}} = \frac{m}{\rho_{\text{real}}}$$

$$V_{\text{real}} = \frac{1}{1,4}$$

$$V_{\text{real}} = 0,71 \text{ m}^3$$

Reemplazando:

$$V_{\text{contacto}} = 2,08 + 1,04 - 0,71 = 2,41 \text{ m}^3$$

Calculando el caudal de Ecuación 3:

$$Q = \frac{2,41 \text{ m}^3}{15 \text{ h}}$$

$$Q = 0,16 \text{ m}^3/\text{h}$$

Cálculo del diámetro

Utilizando la ecuación 8:

$$D = \sqrt[3]{\frac{V}{\pi}}$$

$$D = \sqrt[3]{\frac{2,41 \text{ m}^3}{3,1416}}$$

$$D = 0,91 \text{ m}$$

Cálculo de la altura

Para este cálculo debemos tener en cuenta la altura mínima que el tanque debe tener, relacionado con el volumen del carbón, fluidización y factores de seguridad en caso de incremento de carbón y/o del flujo.

Consideremos un aumento de 50% de carbón más un 50% del volumen total

Densidad aparente = 0,48 gr/cm³

Densidad real = 1,4 gr/cm³

Primero se calcula la altura del carbón en la columna:

Peso del carbón = 1,0 + 50% = 1,5 tn.

$$\rho = \frac{m}{v}$$

$$v = \frac{m}{\rho}$$

Otra ecuación para encontrar el volumen es:

$$V = \frac{3,1416 \times D^2 \times h}{4}$$

Despejando de esta ecuación la altura:

$$h = \frac{4 \times V}{3,1416 \times D^2}$$

Reemplazando volumen en ecuación de altura:

$$h = \frac{4 \times m}{3,1416 \times D^2 \times \rho}$$

$$h = \frac{(4) \times (1,5)}{3,1416 \times (0,9)^2 \times (1,4)}$$

$$h = 1,7 \text{ m}$$

Fluidización = 50%

$$1,7 \times 0,5 = 0,85 \text{ m}$$

Altura de torre:

$$1,7 \text{ m} + 0,85 \text{ m} = 2,55 \text{ metros}$$

Diseño del reservorio de almacenamiento de solución barrens (recirculante)

Para el dimensionamiento del reservorio para la solución barrens (solución estéril) tomaremos en cuenta el volumen aparente de solución que vamos a utilizar $2,08 \text{ m}^3$.

Se propuso la construcción de un tanque rectangular con capacidad de 2 m^3 .

Dimensiones:

H: 1 m

L: 2 m

A: 1 m

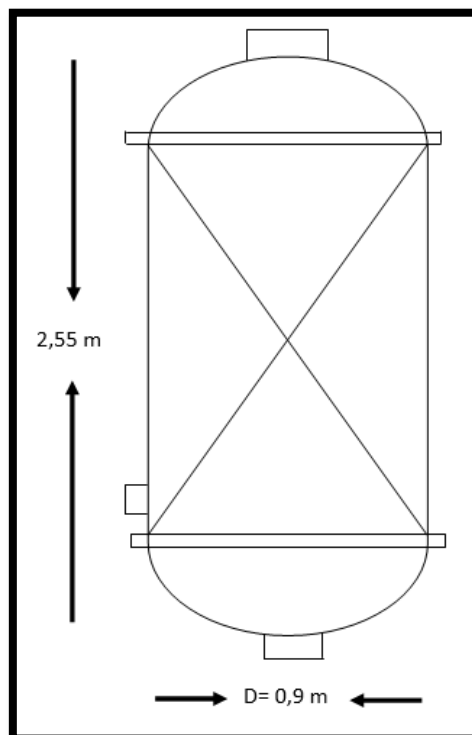
El proceso requiere una recirculación de la solución caliente fluyendo a través de la columna que contiene el carbón; así se logrará recuperar en la solución el oro que recuperó el carbón durante la adsorción.

La experiencia de elución se realizó cuando la solución aurocianurada con concentración inicial de oro de $0,5 \text{ kg Au/Tm}$ pasa a través de la columna de carbón; al ser impulsada por una bomba con un flujo de $0,5 \text{ m}^3/\text{h}$., creando un estado de lecho expandido en el carbón activado, manteniendo un pH entre 9,5 y 11,5 a una temperatura de 85°C aproximadamente. Los resultados de esta prueba indican una

alta eficiencia metalúrgica en el tiempos de residencia de la solución recirculante en aproximadamente 15 horas.

A partir del carbón activado cargado fueron realizadas pruebas de elución en la columna, electrodeposición por separado de una solución enriquecida y elución-electrodeposición en forma simultánea siguiendo el circuito de recirculación del área de elución.

Figura 16. Dimensiones de la columna de carbón para el área de elución.



Elaborado por: Pineda, M. (2015)

La Figura 17 presenta las dimensiones de la columna de carbón presente en el área de elución. Para la construcción de la torre se utilizó acero templado, una fibra de vidrio para forros internos y tubos de polipropileno, polietileno, PVC para los accesorios y tuberías.

3.3 CALDERO PIROTUBULAR

Para el dimensionamiento de la caldera se tomó en cuenta el caudal que se va emplear de la solución calentada, el tiempo de residencia de dicha solución dentro de

la torre de elución y el volumen de la torre. Además, se debe tomar en cuenta las especificaciones propuestas por el fabricante; dentro de este contexto se decidió revisar el catálogo de calderas de la marca PIMMSA para elegir de entre estos modelos la caldera CPH15-3 (**Anexo**) con el siguiente dimensionamiento:

Diámetro de la caldera: 880 mm

Longitud de la caldera: 2300 mm

Longitud del cuerpo: 1650 mm

Longitud de la base: 1450 mm

Ancho de la caldera: 1230 mm

Ancho de base: 700 mm

Altura de la caldera: 1630 mm

Los gases de combustión deben enfriarse antes de alcanzar la cámara de inversión como mínimo a 420 C para las calderas de acero normales y a 470 C para las calderas de aleación de acero. Temperaturas superiores a estas causarán sobrecalentamiento y grietas de las planchas en el extremo del hogar. El fabricante de la caldera observará que estas limitaciones estén dentro de su criterio.

3.4 SISTEMA DE ELECTRÓLISIS

Los criterios empleados para el diseño e implementación del sistema de electrólisis se analizaron en la sección 2.3.3.

Calculo del volumen de celda:

Tomando como base los datos expresados en la Tabla 2, tenemos que:

Espacio entre ánodo y cátodo	5 cm
Voltaje de celda	3 – 5 V.
Densidad de corriente	350 – 500 Amp/m ²
Temperatura de solución	80°C.
Relación largo:ancho:altura	2.5:1:1
Velocidad de flujo	4.08E-3 cm/s
Caudal recomendado	20 – 40 L/s
Tiempo de retención del electrolito	10 h

Aplicando la Ecuación 13:

$$t_r = \frac{V}{Q}$$

Despejando V:

$$V = t_r \cdot Q = 10 \text{ h} * 25 \frac{\text{L}}{\text{h}} = 250 \text{ L}$$

Dimensionando acorde a:

Relación largo:ancho:altura

$$l : a : h = 2.5 : 1 : 1$$

Es decir:

$$l = 2.5a \text{ y } l = 2.5h$$

Reemplazando en Ecuación 14:

$$V = l \cdot a \cdot h$$

$$V = l \cdot \frac{l}{2.5} \cdot \frac{l}{2.5}$$

Despejando l:

$$l = \sqrt[3]{6.25 * V}$$

Reemplazando el valor de Volumen y convirtiendo a m³

$$l = 1,1 \text{ m}$$

$$a = \frac{l}{2.5} = \frac{1.1}{2.5} = 0.44 \text{ m}$$

$$h = \frac{l}{2.5} = \frac{1.1}{2.5} = 0.44 \text{ m}$$

Medidas: (1,10 m x 45 cm de alto x 46 cm de ancho), las celdas de electrodeposición en el sistema anterior tenían 10 cm menos por lado.

Número de celdas:

Utilizando la ecuación 15

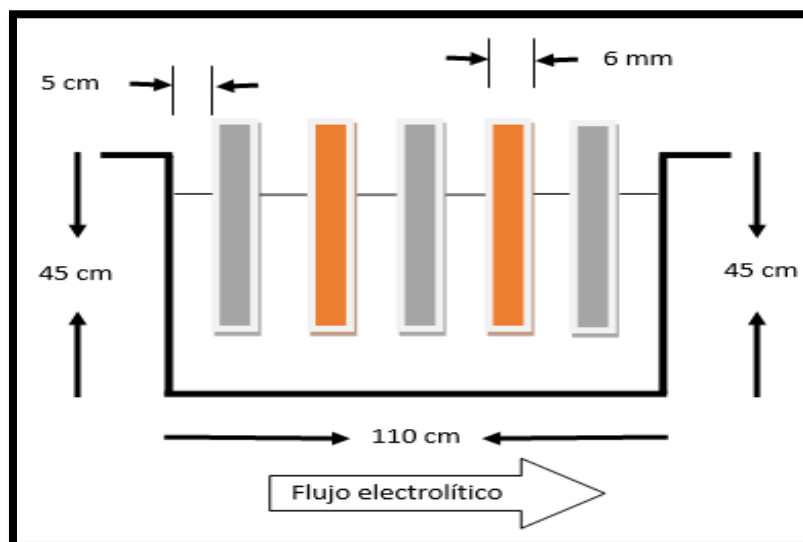
$$n_{celdas} = \frac{Q_T}{Q_i}$$
$$n_{celdas} = \frac{150 \text{ L/h}}{25 \text{ L/h}} = 6$$

Número total: 6 celdas geoméricamente cuadradas conectadas en paralelo (10 ánodos y 9 cátodos)

Medidas de ánodos: Dimensionamiento (0.38 cm x 0.38 cm); ¼” de pulgada de espesor con perforaciones de ¼” de pulgada cada cm., con un perno de bronce soldado en un extremo de la parte superior, para servir de conexión eléctrica con la barra conductora de electricidad.

Medida del cátodo: Varillas de acero inoxidable de igual manera de ¼” formando una estructura tipo trinche (unidas en la parte superior); dimensiones 0,38 cm x 0.38 cm, entrelazado o tejido con lana de acero (lustre). Tiene también un perno de bronce soldado en un extremo de la parte superior que sirve de conexión eléctrica con la barra conductora. El cátodo deberá estar protegido durante la operación en una caja de goma o de fibra, eso sí, con perforaciones.

Figura 17. Dimensiones de la celda electrolítica para la recuperación de oro en solución



Elaborado por: Pineda, M. (2015)

En la tabla 3 se describen las características de los componentes del sistema de electrólisis de la solución de recirculación. La descripción incluye las dimensiones de la celda electrolítica y sus electrodos.

Tabla 3. Componentes, dimensiones y materiales de la celda electrolítica

Componentes	Dimensiones	Materiales
Celdas de electrodeposición	largo = 1,10 m	Fibra de vidrio o plástico resistente a la temperatura
	alto = 45 cm	
	ancho = 46 cm	
Medidas de ánodos	alto = 38 cm	Acero inoxidable y hierro
	ancho = 38 cm	
	espesor = 6 mm	

Elaborado por: Pineda, M. (2015)

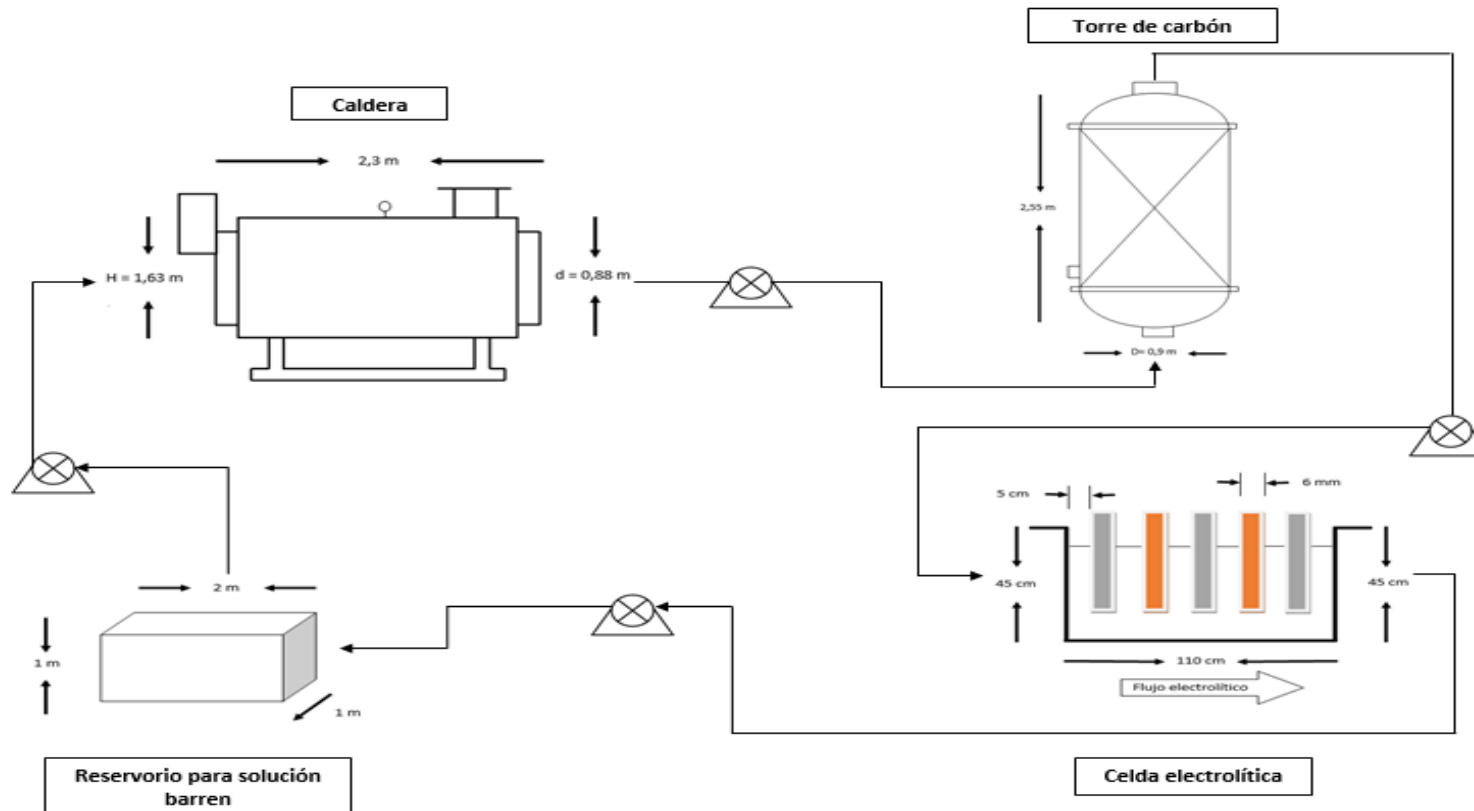
Como se puede apreciar en la tabla 3 la celda cuenta con 1,10 m de largo por 45 cm de alto y además con 46 cm de ancho; en comparación con la celda de electrodeposición anterior, esta tiene 10 cm más por lado.

Además, tanto los ánodos como los cátodos miden 38 cm de largo por 38 cm de alto, con 6 milímetros de espesor y una separación entre sí de 5 cm.

Junto a los componentes descritos en la tabla 3, el sistema cuenta con un sistema de conducción de corriente y una fuente reguladora de voltaje o rectificador.

3.4 DIAGRAMA DEL PROCESO

Figura 18. Diagrama de recuperación de oro en la planta de elución de la compañía minera "Somnur S.A."



Fuente: Compañía minera "SOMINUR S.A", 2014

3.5 EFICIENCIA DEL PROCESO

Tabla 4. Reporte de valores obtenidos en el área de elusión, periodo 2013

Fecha	Carbón seco (Kg)	Contenido de oro en carbón (gr de Au/Kg de carbón)	Au total - Peso bruto (gr.)	Au total - Peso fino (gr.)	% de recuperación
30/01/2013	856	2,41	2147,1	2065,49	96,20
05/02/2013	888	2,09	1947,6	1860	95,50
15/02/2013	831	1,98	1729	1645,76	95,19
01/03/2013	811	1,93	1645,5	1565,06	95,11
20/03/2013	739	2,04	1579,8	1506,35	95,35
01/04/2013	747	1,98	1568,4	1480,51	94,40
17/04/2013	720	1,84	1405,6	1321,67	94,03
01/05/2013	759	2,92	2331,3	2213,12	94,93
14/05/2013	730	2,00	1559,8	1461,62	93,71
01/06/2013	772	2,65	2134	2045,46	95,85
15/06/2013	768	2,92	2364,4	2240,79	94,77
30/06/2013	761	1,62	1279,35	1229,37	96,09
Base de recuperación: 1 ton. de carbón procesado					

Elaborado por: Pineda, M. (2015)

Las tablas 4 y 5 muestran el contenido de oro recuperado tanto en gramos como en porcentaje en un mismo lapso de tiempo (6 meses) en los años 2013 y 2014. Se puede apreciar en ambas tablas los pesos en kilogramos del total de carbón procesado con las respectivas fechas de los procesos, además del contenido de oro por kilo de carbón con los pesos bruto y fino del mismo y por el último el porcentaje de recuperación del mineral aurífero.

Los pesos de ambas tablas demuestran que en el periodo semestral del 2013 se procesaban cantidades de carbón que no llegaban ni a los 900 kilogramos en peso, esto debido a problemas de capacidad, uso y deterioro de la torre anterior.

De igual manera el porcentaje de recuperación entre el peso fino de oro con su peso grueso nos muestran una mejoría porcentual de cuatro puntos entre los valores obtenidos del 2014 con los del 2013. Aquí hay una importante influencia en el dimensionamiento y adecuación de las celdas electrolíticas.

Tabla 5. Reporte de valores obtenidos en el área de elusión nueva - periodo 2014

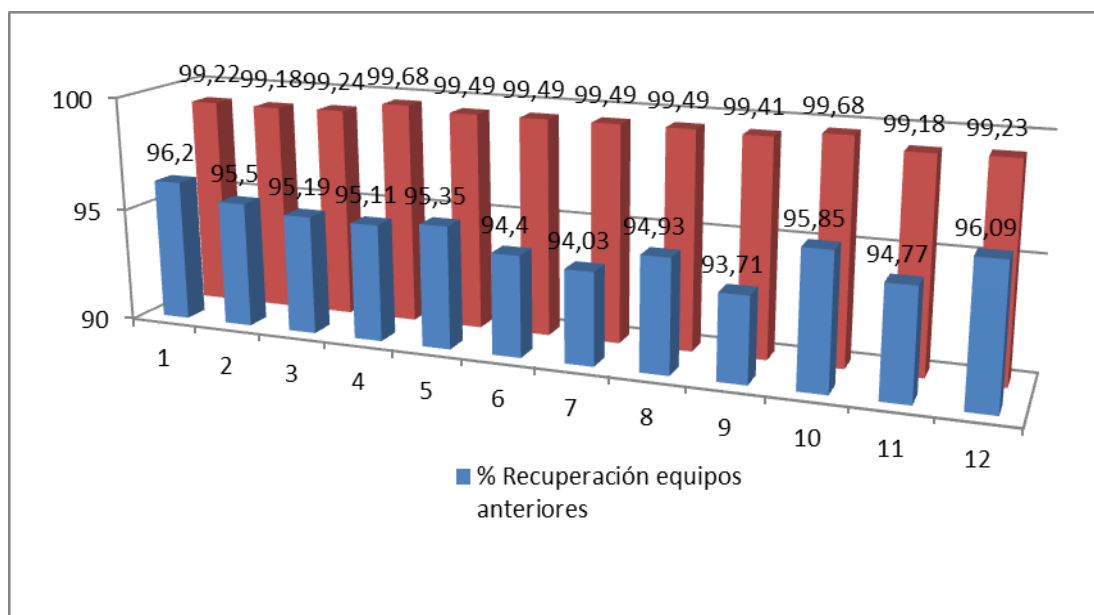
Fecha	Carbón seco (Kg)	Contenido de oro en carbón (gr de Au/Kg de carbón)	Au total - Peso bruto (gr.)	Au total - Peso fino (gr.)	% de recuperación
31/01/2014	971	1,66	1620	1607,31	99,22
02/02/2014	878	2,81	2486,8	2466,38	99,18
10/02/2014	896	2,19	1977	1961,93	99,24
01/03/2014	942	2,50	2364,3	2356,76	99,68
15/03/2014	954	2,22	2125,8	2114,94	99,49
01/04/2014	903	2,91	2641,5	2628,15	99,49
15/04/2014	922	3,11	2885,7	2870,95	99,49
01/05/2014	893	2,37	2125,8	2114,94	99,49
15/05/2014	917	1,94	1787,9	1777,29	99,41
01/06/2014	945	2,49	2364,3	2356,76	99,68
10/06/2014	948	2,60	2486,8	2466,38	99,18
25/06/2014	979	2,00	1977,2	1961,93	99,23

Base de recuperación: 1 ton. de carbón procesado

Elaborado por: Pineda, M. (2015)

La figura 19 muestra los porcentajes de recuperación logrados con el nuevo diseño, así también se diferencia de las recuperaciones logradas con el sistema de desorción antiguo.

Figura 19. Recuperación Lograda



Elaborado por: Pineda, M. (2015)

Fueron realizados 12 experimentos donde se observó porcentajes de recuperación sobre el 99%, siendo su media 99,38%, con valores mínimos y máximos de 99,18% y 99,68% respectivamente, mientras que los porcentajes de recuperación en los equipos existentes anteriores era en promedio de 95,09%, con mínimos y máximos de 96,2 y 93,71% respectivamente.

CAPITULO IV

4 CONCLUSIONES

- El diseño planteado logró porcentajes de eficiencia de recuperación de oro sobre el 99%, siendo su media 99,38% en el área de elución de la compañía minera SOMINUR S.A.
- Acorde al objetivo 1, el tiempo de desorción fue de 15 horas, acorde a las pruebas que se llevaron a cabo luego de variar relaciones de concentración de NaCN, NaOH y Etanol. Así, las mejores condiciones fueron 1% de NaCN, 0.1% NaOH y 20% v/v Etanol.
- Acorde al objetivo 2 del presente trabajo, se pudo determinar las dimensiones de la torre de desorción, las cuales fueron 0,9 m de diámetro y 2,55 m de altura, además esta torre presenta fondo cónico, y material de aislamiento para mantener la temperatura de operación.
- Acorde al objetivo 3, se determinó el tamaño de la celda de 1,1 m x 45 cm de alto x 46 cm de ancho, y tamaños de ánodos y cátodos de 38 cm x 38 cm y 6 mm de espesor, con un número total de 6 celdas conectadas en paralelo, dando así 27 ánodos y 26 cátodos.
- El dimensionamiento de las celdas electrolíticas estuvo basado en el caudal de la solución acuosa conductora, y la disposición alternada de los electrodos, además de condiciones de operación como voltaje (3.5 V) y densidad de corriente ($500,0 \text{ A/m}^2$) que fueron factores que permitieron el porcentaje de recuperación de oro final.

5 RECOMENDACIONES

- Utilizar el equipo de seguridad respectivo para el manejo de los diferentes equipos que se encuentran dentro del área; así mismo, es necesario la respectiva capacitación del personal encargado de las operaciones en el área a fin de evitar accidentes por inexperiencia o desconocimiento.
- Se recomienda realizar chequeos de control de cada uno de los equipos cada 6 meses para constatar el normal funcionamiento de los mismos; de igual manera la inversión constante en maquinaria, seguridad y tecnología para mejorar los procesos y disminuir riesgos y futuros costos que se puedan presentar por la paralización de los procesos.
- Es importante el mantenimiento preventivo de tuberías del sistema de recirculación cada tres meses para constatar anomalías y fugas que se puedan presentar por las altas temperaturas con las que circula la solución barren.
- Llevar controles de los diferentes procesos empleados (control de reactivos, cantidad de carbón procesado, leyes de oro recuperado, amperaje de las celdas volumen total de efluente utilizado) para lograr una mejor eficiencia en cada una de las etapas del área de elución.

6 BIBLIOGRAFIA

1. Codelco. (Junio de 2015). www.codelcoeduca.cl. Obtenido de https://www.codelcoeduca.cl/procesos_productivos/tecnicos_electroobtencion_celdaselectroliticas.asp
2. De la Torre, E., & Guevara, A. (2006). *Tratamiento de minerales refractarios de oro*. Quito, Ecuador.
3. De la Torre, E., Iordanov, P., & Muñoz, G. (2004). "Caracterización de un compuesto carbón activado-poliácido acrílico para el tratamiento más limpio de minerales portadores de oro. COncepción, Chile: Proceedings of the Clean Technologies for the Mining Industry, .
4. De Voys, F. (1983). *The pore size distribution of activated carbon, Activated Carbon a fascinating material*.
5. DeGamo, E., Black, J., & Kohser, R. (1994). *Materiales y métodos de fabricación*. Barcelona, España: Reverté.
6. Díaz, X., & Guevara, A. (2002). *Taller de cianuración, una alternativa a la amalgamación*. Quito, Ecuador.
7. Domic Mihovilovic, E. M. (2001). *HIDROMETALURGIA fundamentos, procesos y aplicaciones*. Santiago, Chile.
8. Espín, J. A. (2001). *El libro de la Minería de Oro en Iberoamérica*. Monterreina, Madrid.
9. Marsden, J., & House, L. (1992). *The Chemistry of Gold Extraction*. Ellis Horwood Series in Metals and Associated Materials, Ore Deposit and Process Mineralogy.
10. Milligan, D. (1999). *Metal Production*.
11. Pazmiño, J. (2007). "Generalidades del carbón activado".
12. VALENCIA, C. (1999). *Estudio del Proceso Carbón en Pulpa para Minerales Auríferos*. Quito, Ecuador: Escuela Politécnica Nacional, DEMEX, Ecuador, Octubre 1999.

ANEXOS



Caldera de la planta



Torres de Carbón





Celda electrolítica



Ubicación de los cátodos dentro de la celda



Limpeza de ánodos para su reutilización



Tanque reservorio

ANEXO 1. Catálogo de medidas y especificaciones de calderas PIMMSA

CABALLOS CALDERA		10	15	20	30	40	50	60	80	100	150
M O D E L O		CPH10-3	CPH15-3	CPH20-3	CPH30-3	CPH40-3	CPH50-3	CPH60-3	CPH80-3	CPH100-3	CPH150-3
POTENCIA DE SALIDA	Kcal/hr	84155	128512	168710	253065	337420	421775	506130	506130	678840	1 285 325
EVAPORACION DE Y A 100°C	Kg/hr	154.5	234.5	313	469.5	628	782.5	939	1252	1565	2 348
SUPERFICIE DE CALEFACCION	m ²	5.315	7.307	9.561	15.325	21.945	25.29	32.90	42.090	56.134	69.314
PRESION DE DISEÑO	Kg/cm ²	10.0	10.0	10.0	10.0	10.0	10.0	10.0	10.0	10.0	10.0
D I M E N S I O N E S (mm)											
DIÁMETRO DE LA CALDERA	A	760	880	970	1076	1250	1250	1370	1420	1650	1778
LONGITUD DE LA CALDERA	B	2080	2300	2490	3040	3400	3800	3480	4580	4840	5560
LONGITUD DEL CUERPO	C	1520	1650	1790	2200	2650	3050	3050	3680	3960	4390
LONGITUD DE LA BASE	D	1300	1450	1500	1950	2340	2750	2700	3310	3350	3650
ANCHO DE LA CALDERA	E	1110	1230	1320	1410	1620	1620	1870	1925	2150	2278
ANCHO DE LA BASE	F	600	790	800	900	1000	1000	1150	1195	1355	1450
ALTURA DE LA CALDERA	G	1460	1630	1720	1860	2121	2121	2300	2600	2750	2880
M E D I D A D E C O N E X I O N E S (mm)											
SALIDA DE VAPOR	H	25.4	25.4	38.1	38.1	50.8	50.8	76.2	76.2	76.2	101.6
ENTRADA DE AGUA	I	19.0	19.0	25.4	25.4	25.4	31.8	31.8	31.8	31.8	31.8
PURGA DE FONDO	J	19.0	19.0	25.4	25.4	25.4	38.1	38.1	38.1	38.1	38.1
SALIDA DE BASES	K	155	190	190	203	254	305	305	390	500	550.0
E S P A C I O M Í N I M O R E Q U E R I D O (mm)											
AL FRENTE		1200	1300	1300	1500	1500	1800	2000	2500	2500	3200
HACIA ATRÁS		1000	1000	1200	1300	1350	1400	1500	1500	1800	1800
A LA DERECHA		1000	1000	1000	1300	1300	1250	1300	1300	1500	1500
A LA IZQUIERDA		1000	1000	1000	1200	1200	1250	1300	1300	1500	1500
C O N S U M O S M Á X I M O S (Lb/hr)											
AGUA		154.5	234.8	313.0	469.5	626.0	782.5	939.0	1192.0	1565.0	2347.5
GAS L.P.		15.0	22.5	30.0	45.0	60.0	75.0	90.0	120.0	150.0	225.0
DIESEL		11.0	16.5	22.0	33.0	44.0	55.0	66.0	88.0	110.0	165.0
COMBUSTIBLE		--	--	--	--	--	53.0	63.6	84.8	106.0	159.0
C A R G A E L E C T R I C A (HP)											
MOTOR VENTILADOR	Gas	1/10	0.25	0.25	0.50	0.50	0.75	1.5	2.0	2.0	4.0
MOTOR VENTILADOR	Diesel	1/6	0.25	0.25	0.25	0.50	1.0	1.5	2.0	3.0	5.0
MOTOR BOMBA DE AGUA		1.0	1.0	1.5	1.5	2.0	2.0	3.0	5.0	5.0	7.5
P E S O S A P R O X I M A D O S (Kg)											
DE EMBARQUE		740	975	1500	2360	3100	3350	3500	3800	4900	6800
EN OPERACION		1200	1550	2300	3400	4000	4400	4960	5700	7100	10055
TOTALMENTE LLENA DE AGUA		1350	1750	2400	3800	4650	5100	5500	6500	8200	11091
A C O T A C I O N E S											

