

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y TEXTIL



“PROCESO DE DESORCIÓN DE ORO DEL CARBÓN ACTIVADO EN UNA EMPRESA DE SERVICIO”

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO QUÍMICO

POR LA MODALIDAD DE ACTUALIZACIÓN DE CONOCIMIENTOS

PRESENTADO POR:

HELI ICUMINA PALLA

LIMA – PERÚ

2010

DEDICATORIA

**A MIS PADRES
A MIS HERMANAS
A MI TIO ROBER
A MI ESPOSA MELISSA Y MIS HIJAS
NICOLE Y SIOMARA**

AGRADECIMIENTO

La vida me ha favorecido con los brillantes apoyos de personas que jugaron un papel importante en mi vida profesional y quiero agradecerlos a todos su valioso apoyo en las diferentes etapas de mi desarrollo profesional.

Al Sr. Saturnino Challque Carpio y esposa, dueños de la empresa Gold Metals SAC, por brindarme todo el apoyo y la confianza para lograr el presente trabajo y a todo los miembros del personal de la empresa.

Al Ing. Nelson Alva Castillo, dueño de la empresa Aurica SAC, por sus valiosos consejos, su sincera amistad y brindarme su apoyo en todo momento.

Al Ing. Gonzalo Sotomayor y esposa, por enseñarme a afianzar los conceptos aprendidos en las aulas para encontrar la mejor solución a los problemas, sin despreciar el rigor y la exactitud, haciendo primar la funcionalidad, la economía de medios y la inmediatez

Al Sr. Gavino López Gutiérrez, dueño de la Corporación Remega, por darme la oportunidad y consejos de cómo encaminarme como persona y agradecerle todo el apoyo que siempre recibí de él.

Al Sr. Domingo Salaverri Martínez, Sra. Pilar Salaverri Martínez y Jorge Arana Vásquez agradecerles su alta calidad humana y apoyo incondicional a forjarme como empresario.

Agradezco también a mi Alma Mater por darme la oportunidad de lograr este ansiado anhelo, así como a todos mis profesores de mi facultad.

RESUMEN

El proceso de desorción a partir del carbón activado fue descubierto por J.B Zadra a inicios de 1950, quien lo patentó en 1951 (Patente US 2579531). Este proceso consistía básicamente en recircular una solución con 1% (w/v) de NaOH y 0.2% (w/v) de NaCN a 95 -100°C por un lapso de 72 horas aprox. Posteriormente se modificó el proceso presurizándolo a 140°C, reduciendo el tiempo a 12 horas aprox. .En la actualidad existe aproximadamente 7 patentes americanas que han modificado el proceso Zadra, adicionando otros reactivos, cambiando las condiciones de operación, todos con la finalidad de disminuir el tiempo de desorción y mejorar la eficiencia del proceso. El presente trabajo refleja la experiencia obtenida en la instalación y operación de una planta de desorción instalada en la ciudad de lima con la finalidad de brindar el servicio de desorción. El proceso de desorción aplicado es una modificación del proceso Zadra inicial con algunas variantes que se basan en las condiciones de operación, variación de ratios de reactivos y condiciones especiales de preacondicionamiento. El objetivo del proceso de desorción aplicado a una empresa de servicio es tener leyes de cola de carbón activado las más bajas posibles y que están en el orden de 0.015 gramos por kilogramo de carbón, en el menor tiempo posible y a un costo lo más bajo posible; a diferencia de una planta minera que cuenta con su propio proceso de desorción que obtiene leyes de cola de 0.2 gramos por kilogramo de carbón. La planta de Gold Metals SAC está dirigida a satisfacer a un segmento de mercado de la mediana minería, sector que no cuenta con los recursos para manejar la logística y seguridad que tienen las grandes empresas mineras. El presente trabajo tratará básicamente de la descripción del proceso de desorción y como se opera la planta de desorción de oro del carbón activado para lograr los objetivos de la empresa. Además se describirán los equipos básicos de la planta de desorción, así como también se describirá la refinación de los productos de la celda electrolítica

INDICE

I.	I NTRODUCCION	pág. 8
II.	DEFINICION DE CONCEPTOS Y TECNICAS.	10
	2.1. CARBÓN ACTIVADO PARA LA ADSORCIÓN DE ORO	10
	2.1.1 Historia y Origen.	10
	2.1.2. Estructura del carbón activado	11
	2.1.3. Propiedades físicas del carbón activado	14
	2.1.4. Selección del carbón activado usado en minería	15
	2.1.4.1 Capacidad de adsorción	16
	2.1.4.2 Numero de Yodo	16
	2.1.4.3 Tamaño de partícula	16
	2.1.4.4. Características de atricción	16
	2.1.4.5 Estimado del tamaño de partícula de carbón activado	17
	2.2. TEORIAS DE ADSORCIÓN DEL ORO	18
	2.3 CINETICA DE ADSORCIÓN	22
	2.3.1 Experiencias realizadas y condiciones experimentales	22
	2.3.1.1 Metodología Experimental	23
	2.3.1.2 Resultados	24
	2.4. DESORCIÓN DE ORO DEL CARBÓN ACTIVADO	27
	2.4.1 Principales variables de control que afectan a la desorción	27

2.4.2	Principales Métodos de desorción	28
2.4.3	Comparación de Métodos de desorción	30
2.4.4	Principales Patentes	32
2.5.	CINETICA DE LA DESORCIÓN DE ORO	33
2.5.1	Parte Experimental del estudio cinético	36
2.5.1.1.1	Datos de Equilibrio	37
2.5.1.1.2	Datos Cinéticos	38
2.5.1.1.3	Validación del Modelo Matemático	39
III.	DESARROLLO DEL TEMA	41
3.1	PROCESO DE DESORCIÓN DE ORO EN GOLD METALS SAC	41
3.1.1	Diagrama de flujo del proceso de desorción	43
3.1.1.1	Recepción de carbón activado en planta	44
3.1.1.2	Muestreo	44
3.1.1.3	Análisis de Humedad	45
3.1.1.4	Análisis del contenido de oro	45
3.1.2	Diagrama de Flujo de la planta de desorción	47
3.1.2.1	Descripción del diagrama de flujo del proceso de Desorción	48
3.2	PROCESO DE DESORCIÓN	49
3.2.1	Procedimiento de desorción	49
3.2.2	Balance de Materia	52

3.2.3	Diagramas de procesos de conversión	54
3.2.4	Procesos de desorción realizadas	55
3.2.5	Resultados de los procesos de desorción realizadas	57
3.3	EQUIPOS DE PLANTA DE DE DESORCIÓN	60
3.3.1	Tanque de desorción	60
3.3.2	Calentador acuotubular	65
3.3.3	Celdas electrolíticas	69
3.3.4	Tanque barren o de paso	74
3.3.5	Bombas centrífugas	76
3.4	REFINACION DE LODOS CATODICOS	77
3.4.1	Ataque con acido clorhídrico al 33%	77
3.4.2	Ataque con acido nítrico al 53%	78
3.4.3	Ataque con agua regia	78
3.4.4	Precipitación con bisulfito de sodio	79
3.4.5	Fundición.	80
IV.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.	81
4.1.	CONCLUSIONES	81
4.2.	RECOMENDACIONES	82
V.	BIBLIOGRAFIA	83
VI.	ANEXOS	84

I. INTRODUCCIÓN

La mediana minería y la pequeña minería dedicadas a la extracción de Oro y Plata por los métodos convencionales de Cianuración, no cuentan con todos los equipos, tecnología y logística para cerrar el ciclo de su producción. Una de las últimas etapas en este proceso de extracción del Oro es la desorción de carbón activado cargado de oro principalmente, previo a la refinación y fundición. Estas Plantas, como Minera Caraveli, Minera Colibrí, Minera Yanaquihua, Minera Titan, Corporación Pacifico, Minera Confianza, por razones diversas no cuentan con el proceso de desorción. En el caso de Minera Caraveli, por ejemplo, no instala su Planta de desorción por razones de seguridad, estando solo a dos horas de la ciudad más cercana. Minera caraveli tendría que montar toda una *infraestructura en seguridad y una flota de personal para su resguardo* por el valor de su producción como Oro en barras. En cambio, trasladar carbón activado como producto de su planta hacia la ciudad de Lima, se hace menos notorio el verdadero valor de lo que se traslada. Actualmente existe la empresa Procesadora Sudamericana como la única empresa que brinda el servicio de desorción cumpliendo casi con todos los procedimientos y requerimientos exigidos por estos clientes. Debido a que esta empresa no brinda la misma atención a clientes que producen menos de una tonelada y no les da la facilidad como a aquella empresa que produce más de una tonelada, tanto en las condiciones de liquidación y como de comercialización; genera un vacío que urge suplir para este segmento de clientes. Ante esta situación y ante la falta de procedimientos estándares en la demás empresas de este rubro, nace la empresa GOLD METALS SAC, con una visión de satisfacer la necesidades de este segmento creciente y de un futuro promisorio, dado el profundo conocimiento de este grupo de empresarios acerca de este segmento y a las actuales coyunturas nacionales e internacionales respecto a la minería peruana. El presente informe trata principalmente el método establecido de desorción de carbón activado en la empresa Gold Metals SAC. Este método es producto de la experiencia obtenida en otras plantas y los ajustes hechos en la planta de Gold Metals SAC, básicamente en el proceso. Cabe resaltar

que actualmente en Lima existen varias empresas que brindan el servicio de desorción y cada una de ellas tiene un procedimiento distinto de procesar el carbón activado. También, se menciona algunas patentes americanas que dieron origen a algunos cambios que se hicieron en el proceso. Respecto a la cinética de desorción no existen muchos trabajos de investigación, pero se menciona el más conocido, el trabajo de Julio Bonnet y Vicenta de Roccaro, quienes hicieron un estudio teórico de la desorción de oro para determinar el modelo matemático fenomenológico que mejor representa el proceso. Los modelos de un solo parámetro propuestos por Cho y Pitt, Hashimoto et al, Allen, Joice y Kash fueron descartados por no representar convenientemente el proceso. El modelo de Deventer de tres parámetros fue adaptado para dicho estudio.

En cuanto a la procesos de desorción realizados en la planta de Gold Metals SAC, se puede mencionar que al principio se logró obtener una buena recuperación y una baja ley de cola pero se tenía un alto tiempo de desorción y por ende un alto consumo de combustible. Luego de varios procesos se logro disminuir el tiempo de desorción y también estandarizar los consumos de reactivos. También se describe en el presente informe, el procedimiento de refinación y fundición de los lodos catódicos para lograr una barra de oro comercial.

II. DEFINICION DE CONCEPTOS Y TECNICAS

2.1. CARBÓN ATIVADO PARA LA ADSORCIÓN DE ORO

2.1.1. Historia y Origen.

El interés por la adsorción del oro de las soluciones mediante carbón activado se remonta a 1894, cuando W.D Johnson patentó el uso del carbón vegetal para la recuperación del oro de las soluciones cianuradas y que fue comercialmente en Australia en 1897. Este interés en el uso del carbón activado disminuyó a principios de 1900 con el uso del polvo de zinc como agente precipitante de los complejos cianurados. Sin embargo en 1916, la Mina Yuanmi en Australia reemplazó este sistema por el uso del carbón activado y le dio más impulso en 1926 cuando Scott y Gross del departamento de Minas de USA encontraron que el factor más importante en la capacidad de adsorción del carbón era su tratamiento térmico. El trabajo de Zadra en 1952, encontrando un proceso para extraer el oro sin destruir el carbón activado estimuló el uso del carbón activado eliminando la práctica de fundir el carbón activado para la recuperación del oro y la plata. En 1970, Oro Cortez, usó en su operación en Nevada; pero, la aparición de la planta Homestake en 1973, fue la primera operación de carbón en pulpa que realmente captó la atención del mundo entero.

Si bien el carbón activado puede ser obtenido mediante una variedad de materias primas; cáscaras de nuez, pepas de frutas, madera, carbón bituminoso y cáscaras de coco, el carbón granular obtenido de las cáscaras de coco es casi exclusivamente usado para la recuperación de oro, debido a su dureza lo que le hace más resistente a la abrasión y a la rotura, además su capacidad de adsorción es mayor que la de otros carbones.

La compañía Calgon Carbón Corporation desarrolló la familia de carbones GRC con la finalidad de que sean carbones con alto rendimiento y con altas actividades de extracción de oro. Los carbones GRC son pre-atricionados mediante un molino de atricción, resultando pérdidas muy bajas por la atricción durante las

operaciones del proceso. Utilizar un carbón pre-atriccionado significa que ya no se perderá en el proceso como carbón fino.

2.1.2. Estructura del carbón activado

La base para diferenciar entre los diferentes tipos de carbón es usualmente por su capacidad de adsorción, su método de manufactura y su proceso de activación que consiste en la carbonización y la oxidación. El proceso de carbonización es usualmente hecho en ausencia de aire y a una temperatura de entre 600 a 900 °C, mientras el proceso de oxidación es hecha en presencia de gases oxidantes a una temperatura de 900 a 1000 °C.

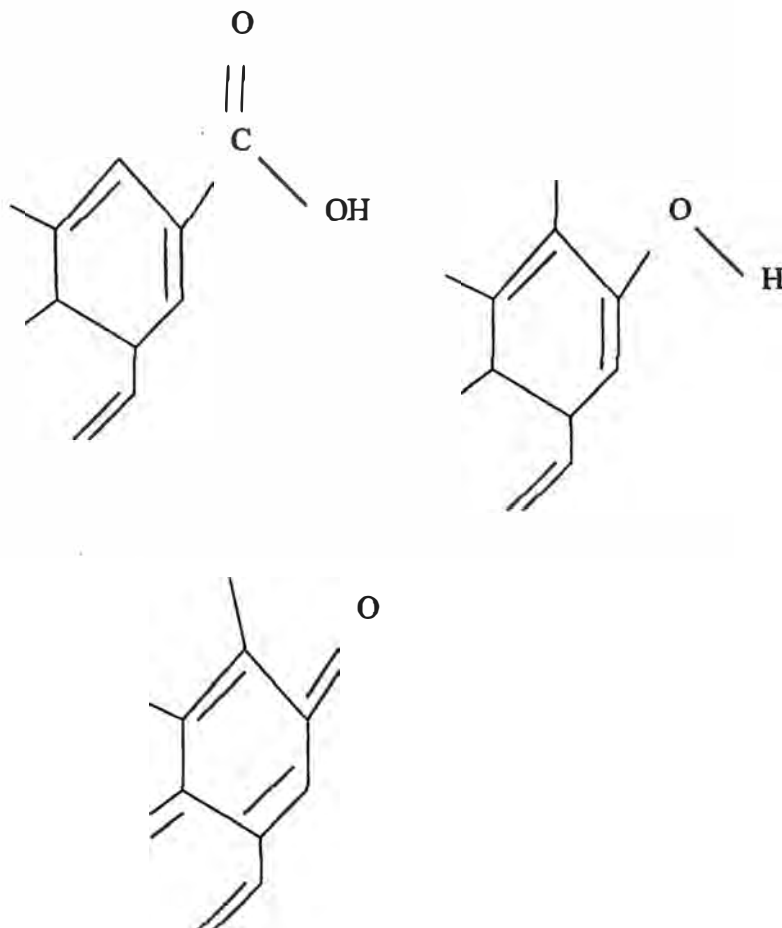
El proceso de producción de carbón activado consta generalmente de 2 etapas: La pirolisis del material carbonoso y la activación subsiguiente del carbonizado obtenido.

La pirolisis del carbón consiste en una descomposición térmica, en ausencia de agentes oxidantes, dando lugar a un residuo sólido poroso rico en carbono y a compuestos volátiles de muy diferente peso molecular. Este fenómeno engloba el conjunto no solo de destilaciones destructivas sino también de reacciones químicas que sufre el carbón desde la temperatura ambiente hasta la temperatura final de operación. Presentándole las transformaciones más profundas en un intervalo de temperatura relativamente estrecho. Entre 350 – 550°C ocurre el rompimiento de numerosos enlaces y por ende liberación abundante de compuestos de alto peso molecular, los cuales al difundir del interior de las partículas sólidas hacia la superficie dan origen a una matriz de caminos porosos, muchos de los cuales se mantienen al aumentar la temperatura y algunos otros se bloquean debido a las reacciones de recondensación de compuestos aromáticos.

El residuo sólido de la pirolisis se somete a una gasificación parcial en presencia de un gas oxidante tal como vapor de agua, dióxido de carbono o una combinación de ellos, a niveles de temperatura entre 800 y 1000°C.

De esta manera con el calentamiento en los distintos rangos de temperatura se va produciendo una gran variedad de diversos compuestos químicos del carbón, con

presencia de oxígeno, preferencialmente en esos carbonos localizados en los *terminales de la red molecular de átomos de carbono*. Así, las superficies oxidadas contienen átomos de oxígeno química e irreversiblemente enlazados al carbón. Algunas de las moléculas orgánicas oxidadas detectadas en la superficie activada son *grupos ester, peroxido y éter, (-COOH, -COH, -CO-O-O-, -O-, etc.)* los que están presentes en forma de *lactosas, ácidos carboxílicos, ácidos fenolitos y peróxidos cíclicos, entre varios otros componentes orgánicos posibles*. Algunas moléculas orgánicas oxidadas que proporcionan el carácter activo a un carbón activado son las siguientes:



El oxígeno activo presente en el agente activante quema y elimina, como monóxido de carbono, los carbonos más reactivos del esqueleto carbonáceo, lo que ayuda a la creación de esta estructura casi cristalina, altamente porosa y con gran área superficial interna, que resulta tan apreciada en un buen carbón activado. El arte en la producción del carbón activado consiste en lograr que, durante esta etapa, se vayan quemando preferentemente carbonos de la estructura interna, para así generar más poros y una superficie interna intrincada y mayor, en vez de carbonos de afuera, lo que debilitaría y perjudicaría la superficie exterior. Luego los sucesivos enfriamientos y golpes térmicos ayudan a sacar las cenizas de los poros mayores.

La estructura del carbón activado es convertida a unos platos planos en las cuales los átomos de carbono están distribuidos en unos enrejados hexagonales unos sobre otros, de manera irregular, separados a unos 3.6 Amstrongs (mayor que en el grafito) (Ver Fig. No 1). A diferencia de un grafito cristalino ideal que consiste en sucesivos planos unos sobre otros de manera regular y estos planos se sostienen separados a 3.35 Amstrongs de distancia, mediante fuerzas de Van der Waals. Otra característica que le diferencia del carbón cristalino (Diamantes y el grafito) es su característica hidrofílica. El proceso de oxidación erosiona la superficie de tal manera que incrementa el área de la superficie, desarrollando grandes porosidades. Una de las principales características del carbón activado es su porosidad. El tamaño de los poros dentro del carbón se clasifican en tres grupos: Macro poros, meso poros o poros transitorios y los microporos. Los macro poros tienen un radio efectivo de 1000 a 2000 Å y contribuyen muy poco al área superficial total del carbón activado. Los poros transitorios tienen un radio efectivo de 20 a 1000 Å y contribuyen en un 5% del total de la superficie. Los microporos están entre 10 a 20 Å y contribuyen en un 95% del total de la superficie. El área superficial de un carbón activado típico es de 1100 a 1200 m²/gramo.

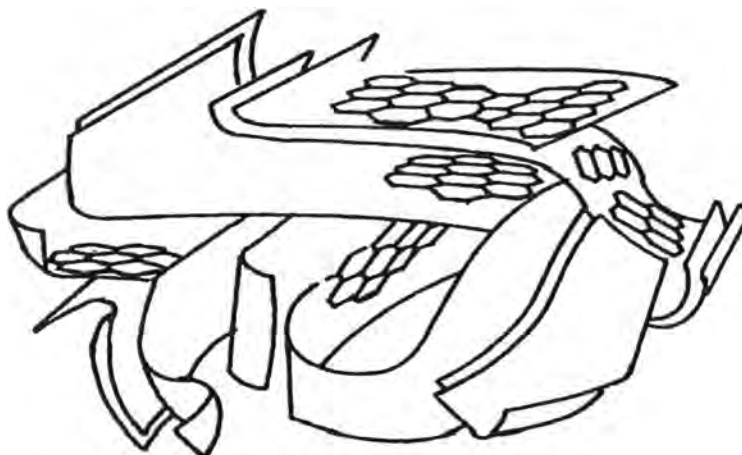


Fig. N° 1. Estructura del carbón activado

Otra manera de activar carbones es la **activación química**. Esta activación se realiza con productos como el ácido fosfórico, clorato de zinc o ácido sulfúrico, entre otros. La activación química se lleva a cabo junto con la carbonización. Los carbones activados obtenidos por este método no suelen ser utilizados en la metalurgia del oro y sirven para otros fines, ya que presentan una porosidad global bastante menor, que esta basada principalmente en los macroporos, los que sirven para capturar moléculas mayores, por ejemplo, se les usa para decolorar jarabes de azúcar.

2.1.3. Propiedades Físicas del carbón activado

Se prefieren los carbones con una resistencia alta a la abrasión, especialmente para los procesos CIP y CIL, para evitar la pérdida de Oro en el carbón fino. . Como regla se usa en los procesos de pulpa, carbón activado de 6 x 12. (3.35 mm por 1.40 mm).

Tabla N° 1

Propiedades Físicas de Carbones Activados de Cáscaras de Coco GRC 20	
Superficie específica total (m ² / g)	1150- 1250
Densidad real (g / cm ³)	2.0 – 2.2
Densidad aparente (g / cm. ³)	0.45 – 0.48
Volumen de poro dentro de la partícula (cm ³ / g)	0.7 – 0.8
Calor específico a 100°C (Kcal. / Kg. °C)	0.2 - 0.25
Espacio vacío en un lecho de carbón (%)	40
Numero de dureza, min	98
Densidad aparente , min	0.4
% menor tamaño, máx.	3
% de contenido de ceniza	4

2.1.4. Selección del carbón activado usado en minería

Para seleccionar el carbón activado se incluyen las siguientes pruebas o consideraciones:

1. Capacidad de Adsorción
2. Numero de Yodo
3. Tamaño de partícula
4. Características de atricción

2.1.4.1 Capacidad de Adsorción

Es una medida de la capacidad de equilibrio del oro. Es determinado de una isoterma del carbón activado en cuestión. El carbón utilizado es menor de 30 micrones. Aquí una serie de dosis de carbón son expuestas a 100 ppm de $\text{KAu}(\text{CN})_2$ a un pH igual a 10. El valor de K es la capacidad del carbón en oro expresado en mg de oro por gramo de carbón interpolado a una concentración de 1 ppm de oro

2.1.4.2 Numero de Yodo

Es una medida de la adsorción de yodo expresado en miligramos de yodo por gramo de carbón, cuando el carbón está en equilibrio con una solución de 0.02 N de Yodo. Este representa una aproximación de la superficie disponible para la mayoría de los adsorbatos. También suele utilizarse el número de CCl_4 como un porcentaje en peso cargado sobre el carbón activado cuando este es expuesto a un aire saturado con CCl_4 a 0°C . Este es una medida aproximada del volumen de los microporos.

2.1.4.3 Tamaño de partícula

El tamaño de la partícula tiene un importante impacto sobre las tasas de adsorción y desorción. Cuanto mas fino es el carbón mejor es la tasa de adsorción y su desventaja es que se podría perder valores en el carbón fino al escaparse fuera del circuito. El tamaño recomendado es el de 6 por 12 (N° de Malla Tyler).

2.1.4.4 Características de atricción

La ASTM Ball Pan Hardness (D3802), ha sido históricamente la prueba para medir la resistencia al aplastamiento y rotura de los carbones granulados. Pero no es confiable para carbones activados usados en el proceso de carbón en pulpas (CIP). Para lo cual se modifica el método cambiando el tipo de bolas y las condiciones de la pruebas. Se calcula pesando la cantidad de carbón atrapada en una malla determinada tras haber pulverizado el carbón. Se expresa en % respecto a la cantidad inicial.

2.1.4.5 Estimado del tamaño de partícula del carbón activado

Para determinar aproximadamente el tamaño de malla del carbón activado usar la siguiente tabla:

Tabla N° 2

ABERTURA DE LA MALLA ESTANDAR

TYLER	U.S	mm	Pulgadas	Partícula
4	4	4.75	0.187	O
6	6	3.35	0.132	O
8	8	2.36	0.094	o
10	12	1.70	0.066	o
12	14	1.40	0.056	o
14	16	1.18	0.047	o
16	18	1.00	0.039	o

2.2 TEORIAS DE ADSORCIÓN DEL ORO EN EL CARBÓN ACTIVADO

Conceptos previos:

Adsorción.- Es una operación unitaria regida por transferencias de materia que consiste en poner en contacto un gas o una mezcla gaseosa o líquida con un sólido (el adsorbente) y un componente de la mezcla (el adsorbato) que se adhiere a la superficie del sólido.

Se distinguen dos tipos de fenómenos de adsorción: Físicos y químicos

a).-La adsorción física, o adsorción de van der waals, fenómeno fácilmente reversible, es el resultado de las fuerzas intermoleculares de atracción entre las moléculas del sólido y la sustancia adsorbida. La sustancia adsorbida no penetra dentro de la red cristalina ni se disuelve en ella, sino que permanece totalmente sobre la superficie. Sin embargo, si el sólido es muy poroso y contiene muchos pequeños capilares, la sustancia adsorbida penetrará en estos intersticios si es que, la sustancia humedece al sólido. La adsorción reversible no se concreta a los gases, también se observa en el caso de los líquidos.

b).- Quemisorción, o adsorción activada, es el resultado de la interacción química entre el sólido y la sustancia adsorbida. La fuerza de la unión química puede variar considerablemente y puede suceder que no se formen compuestos químicos en el sentido usual; empero la fuerza de adhesión es generalmente mucho mayor que la observada en la adsorción física.

Adsorción Sólido – Líquido.- Separación de uno o varios de los componentes de una mezcla líquida mediante un sólido adsorbente ajeno a la misma. Por ejemplo; la decoloración de jarabes mediante carbones activados o arcillas.

Desadsorción Sólido – Líquido.- Separación de uno o varios de los componentes adsorbidos sobre un sólido mediante un disolvente adecuado. Por ejemplo; la recuperación de sustancias valiosas (oro y plata) del carbón activado.

El **CARBÓN ACTIVADO** es un material altamente poroso con una superficie interna muy grande por unidad de masa. *El área superficial es la propiedad física más importante del carbón activado.* La densidad aparente y la capacidad de adsorción pueden ser usadas para diseñar un sistema de adsorción.

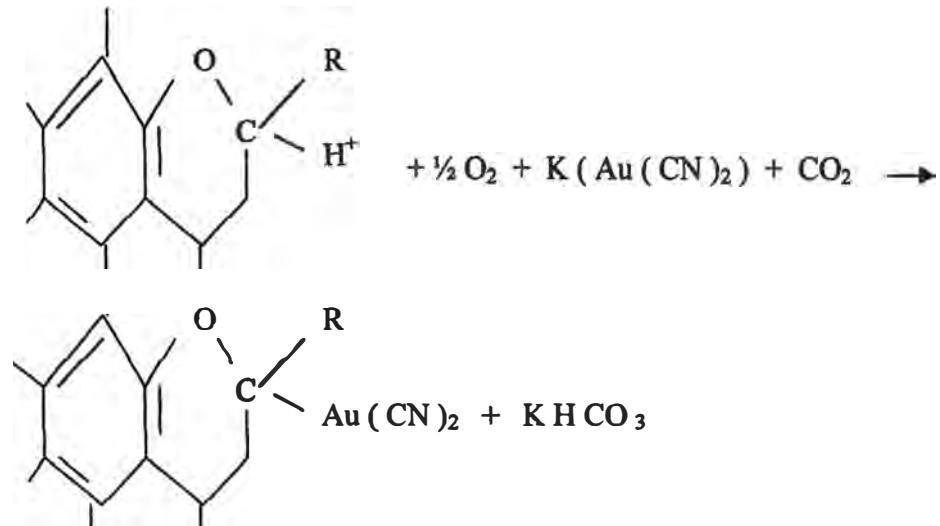
El mecanismo de la adsorción del oro de las soluciones cianuradas todavía no ha sido explicado completamente. Las principales teorías modernas manifiestan lo siguiente:

- ❖ El ion $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ es adsorbido como tal y mantenido por fuerzas electrostáticas o de Van der Waals.
- ❖ Reducción de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ a oro metálico, que es precipitado sobre el carbón
- ❖ Reducción y adsorción como oro metálico.
- ❖ Adsorción en asociación con un catión metálico tal como el Ca^{+2}

En medio de Cianuro, la aparición de oro metálico es discutible, se cree que la adsorción se produce por difusión del Ion $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ hacia los sitios activos dentro del carbón a través de su estructura de poros, aunque otra teoría sostiene que el oro es alterado químicamente, reduciéndose a oro metálico por acción del monóxido de carbono ocluido en dichos poros o precipitado como cianuro insoluble y depositado en el carbón.

Se ha determinado que la extracción de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})^-$ aumenta considerablemente en presencia de electrolitos tales como NaCl , KCl y CaCl_2 . Algunas teorías señalan que la interacción entre el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y el carbón no sería de naturaleza electrostática que en medio ácido la molécula neutra $\text{HAu}(\text{CN})_2$ se concentra en la superficie del carbón a través de un mecanismo de condensación capilar, mientras que en medio alcalino, el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ es retenido junto a una cantidad equivalente de catión, como Na^+ , K^+ o Ca^{+2} , que si se fijarían electrostáticamente.

La atracción electrostática de los aniones $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ sobre sitios positivos del carbón fue sugerido según la siguiente ecuación, teniendo en cuenta que es poco probable la oxidación del Au I a Au III.



Davidson, encontró que la adsorción de oro depende fuertemente de la naturaleza y concentración de cationes complementarios presentes en el medio, y que el complejo aurocianuro no puede ser adsorbido en ausencia de estabilizadores tales como el Na^+ y el Ca^{+2} . El mecanismo propuesto por Davidson involucra la adsorción de oro como un aurocianuro metálico del tipo $\text{Mn}^{+n}(\text{Au}(\text{CN})_2)^n$, estableciendo que la fuerza con que este adsorbato se fija en el carbón sigue la secuencia $\text{Ca}^{+2} > \text{Mg}^{+2} > \text{H}^+ > \text{Na}^+ > \text{K}^+$. Este efecto condujo a Davidson un eficiente método de desorción con agua desmineralizada para recuperar el oro desde el carbón cargado.

Sobre la base de que a un mayor pH del medio de adsorción el potencial zeta de la superficie del carbón es más negativo, lo que en términos generales indicaría un mayor número de sitios activos que positivos en dicha superficie. Cho y Pitt postulan que la adsorción de aniones como el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$, al menos en medio alcalino, no puede atribuirse únicamente a la acción de las fuerzas electrostáticas. Tampoco el hecho de que en similares condiciones de carga la adsorción de oro sea bastante superior a la de la plata. Según estos investigadores, las diferencias de adsorción podrían explicarse, al menos parcialmente, por la teoría de la energía de la solvatación, que establece que los iones de mayor

tamaño (los menos solvatados con agua) se adsorben más favorablemente que los pequeños. De acuerdo a este modelo, los iones pequeños fuertemente hidratados como el CN^- , son poco adsorbidos, permaneciendo en la parte externa de la doble capa eléctrica formada por iones orientados en la interfase carbón solución. La selectividad del carbón hacia los aniones en el orden de $\text{Au}(\text{CN})_2^- > \text{Ag}(\text{CN})_2^- > \text{Cu}(\text{CN})_3^{2-} > \text{CN}^-$, concuerda con esta teoría, pero no explica porque un exceso de otros aniones grandes y débilmente hidratados, por ejemplo el ClO_4^- , cuando están presentes en el medio, no deprimen marcadamente la adsorción de oro como era de esperar.

Utilizando la espectroscopia foto-electrón de rayos x (XPS), una técnica relativamente reciente para medir la energía de enlace de los electrones en átomos y moléculas con los cuales es posible determinar el estado de oxidación de un átomo o Ion. Mc Dougall, encontraron en los espectros respectivos que la energía de enlace del oro adsorbido en carbón activado desde soluciones de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ se sitúan entre la del Au(I) de este Ion complejo y las del Au(0) metálico adsorbido desde soluciones de AuCl_4^- , determinando por interpolación un estado de oxidación Au(+0.3). Estos resultados indican que la adsorción de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ en medio ácido o alcalino puede proceder por medio de un mecanismo de reducción, contradiciendo la idea de simples interacciones electrostáticas. Por otra parte, el complejo neutro de Hg $(\text{CN})_2$, constituye un contaminante del carbón que compite fuertemente con el $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ por los sitios activos, lo cual sugiere que la carga negativa no es esencial para la adsorción.

No existe hasta ahora ningún modelo simple que explique cabalmente las características de la adsorción de oro desde soluciones de cianuro, presumiblemente porque los conocimientos acerca de la naturaleza química de la superficie del carbón son todavía un poco vagos. En muchos aspectos el carbón activado se comporta como una resina de intercambio iónico, sin asegurar por ello que intercambie aniones ni que retenga el oro como $\text{Au}(\text{CN})_2^-$. Todo parece indicar que existe un mecanismo complejo donde se conjugan una serie de efectos sin llegar a una respuesta concluyente.

2.3. CINÉTICA DE ADSORCIÓN

La cinética de adsorción ha sido extensamente investigada y se han propuesto *numerosos modelos al respecto. La validez de estos modelos fue evaluada midiendo la concentración de oro en la solución y en el carbón. Los modelos cinéticos generalmente pueden ser clasificados como empíricos, fenomenológicos o una combinación de los dos. En el primer caso, se ajustan los datos experimentales a una forma funcional simple, que no necesita tener una base teórica. Los modelos fenomenológicos, por otro lado, toman conceptos físico químicos detallados para describir el proceso. Sin embargo, esto puede llevar a modelos complejos que pueden ser difíciles de aplicar en la práctica. A continuación se menciona un trabajo teórico que evaluó modelos cinéticos empíricos existentes en la literatura y que están sujetos a limitaciones ya sea considerando un adecuado ajuste o en términos de lapso de tiempo sobre el cual ellos describen en forma precisa la concentración de oro en solución.*

2.3.1 Experiencias realizadas y condiciones experimentales

Todas las experiencias del estudio teórico fueron realizadas con una agitación constante de 500 rpm, manteniendo constante la razón masa del carbón / volumen de solución. La cantidad de oro adsorbido por el carbón fue determinada por balances de soluciones.

Condiciones experimentales para el estudio de la influencia de la temperatura.

Variable	Condición
pH	11
Au	35 ppm
Temperatura	5°C - 20°C - 40°C
Concentración Iónica	0.5M K ⁺
Masa de carbón	0.25 g
Volumen de solución	400 ml
Tiempo de adsorción	72 h
Agitación	500 rpm

Condiciones experimentales para el estudio de la influencia de la concentración inicial de oro.

Variable	Condición
pH	11
Au	17.3 ppm; 32.3 ppm; 49.7 ppm
Temperatura	20°C
Concentración iónica	0.5M K ⁺
Masa de carbón	0.25 g
Volumen de solución	400 ml
Tiempo de adsorción	72 h
Agitación	500 rpm

El carbón utilizado en este estudio fue fabricado de cáscaras de coco y presenta las siguientes propiedades:

Propiedad	Valor
Volumen de poros	0.43-0.47 cm. ³ / g
Superficie específica	900-950 m ² / g
Densidad real	1.104 g / cm ³
Mesoporos	3-5%
Microporos	95-97%

2.3.1.1 Metodología Experimental

El carbón utilizado en todas las experiencias fue lavado previamente con agua bidestilada y desionizada por 20 minutos. Luego el carbón fue secado en una mufla durante 48 horas a 60 °C. Posteriormente el carbón fue mantenido en un desecador hasta su utilización.

- Se introdujo un volumen de solución de 400 ml, conteniendo una cantidad conocida de $\text{KAu}(\text{CN})_2$, en un reactor de vidrio de doble camisa. Se encendió el calefactor y se graduó la temperatura deseada. Se introdujo el reactor con solución dentro del calefactor. Se comenzó a agitar la solución, midiéndose el pH.
- Se introdujo el activado al interior del reactor e inmediatamente se comenzó a agitar la solución-carbón activado a una velocidad constante para todas las experiencias de 500 rpm y durante un tiempo prefijado de adsorción de 72 horas.
- Durante el transcurso de cada experiencia se tomaron muestras a tiempos prefijados. Los tiempos de muestreo fueron: 0.25; 0.5; 0.75; 1; 1.5; 2; 2.5; 4; 8; 22 y 72 horas. Finalizado el tiempo de agitación, se desconectó el agitador. La solución se filtró para recuperar el carbón. El carbón activado se guardó para un posible análisis y la solución sobrante se guardó en recipientes tapados para su posterior neutralización con agua oxigenada y se descartó al finalizar todas las experiencias.

2.3.1.2 Resultados Experimentales

Los modelos empíricos evaluados en este trabajo teórico se describen a continuación:

- Modelo de primer orden

$$r = k_1 \cdot C - k_2 \cdot q$$

- Modelo de Dixon

$$r = k_3 \cdot C \cdot (q_+ - q) - k_4 \cdot q$$

- Modelo de Nicol

$$r = k5*(K*C - q)$$

- Modelo de Fleming

$$q = k6*C_0*t^n$$

- Modelo de La Brooy

$$q = k7 * C * t^n$$

Donde:

r = Velocidad de adsorción de oro (mg / s.l)

C = Concentración de oro en solución (mg / l)

q = masa de oro en le carbón

t = tiempo transcurrido desde el inicio de la experiencia batch

C_0 = Concentración inicial de oro en solución

q_+ = Carga máxima del carbón

$k1...k7, k, n$ constantes características

- Los modelos empíricos de primer orden y Nicol, se ajustan en buena forma a solo tiempos cortos de 1 hora de adsorción, mientras que los modelos de Dixon, Fleming y La Brooy se ajustan en todo el rango de tiempo estudiado.
- El modelo de primer orden logra un mejor ajuste a tiempos cortos, mejorando su correlación cuando aumenta la temperatura de trabajo. El mejor ajuste se alcanza cuando se trabaja a 40°C y una hora de operación.
- El modelo de Dixon presenta un buen ajuste a diferentes temperaturas y a diferentes concentraciones iniciales de oro, pero, se observa una excelente correlación a tiempos cortos.

- El modelo de Nicol presenta un ajuste adecuado a tiempos cortos y altas temperaturas. También la correlación mejora cuando se trabaja a altas concentraciones de oro.
- El modelo de Fleming presenta un buen ajuste en todo el rango de tiempo, observándose mejores respuestas a mayores temperaturas y mayores concentraciones.
- El modelo de La Brooy es el que presenta el mejor ajuste en todo el rango experimental tanto a diferentes temperaturas y diferentes concentraciones iniciales de oro. Este modelo presenta un compromiso entre simplicidad, utilidad y buen ajuste de los datos experimentales. Esto lo hace atractivo para describir la carga de oro en el carbón en función del tiempo.

Modelo de La Brooy:

$$q = K C t^n$$

q = Masa de oro en el carbón

K, n = constantes

C = Concentración de oro en solución en un tiempo t

t = tiempo transcurrido

La constante de velocidad K es una función de la eficiencia de mezclado, viscosidad de la pulpa, tamaño de la partícula del carbón y ensuciamiento del carbón y típicamente varía entre 200 y 400 h^{-1} .

El término exponencial n es sensible al pH, fuerza iónica y ensuciamiento del carbón y típicamente está alrededor de 0.5.

Este modelo simple predice exitosamente las concentraciones del oro en el carbón. Esta limitado, sin embargo, en aquellos casos donde existe una severa contaminación del carbón.

Aquí se menciona una aplicación del Modelo de La Brooy a $T= 20^{\circ}C$, 32 ppm de Au inicial y 0.5 M de Ca^{+} .

La ecuación fue linealizada mediante la grafica Log (q/C) vs. Log (t) y se obtuvo lo siguiente ecuación:

$$\text{Log (q/C)} = 0.897 * \text{Log (t)} + 2.6279$$

2.4 DESORCIÓN DE ORO DEL CARBÓN ACTIVADO

El proceso de desorción es el proceso inverso de la adsorción y consiste en extraer *principalmente el oro y en segundo termino la plata del carbón activado. El éxito del proceso de desorción se basa en reducir al mínimo la carga de oro en el carbón activado en el menor tiempo. Cabe mencionar que en el carbón también se encuentran el cobre, la plata, el mercurio, fierro etc., como complejos cianurados y normalmente es el cobre, plata y mercurio, los metales que primero se desorben del carbón activado.*

Los fines y objetivos de la desorción son:

- Recuperar la mayor cantidad de valores metálicos cargados en el carbón
- Producir una solución rica con la más alta ley posible.
- Dejar la menor cantidad de oro y plata en el carbón
- Operar con seguridad y en forma económica

2.4.1 Principales variables de control que afectan a la desorción

- **Temperatura**

La temperatura es la principal variable que afecta la velocidad de desorción. El efecto de la temperatura lo estudio Nicol, 1985, el cual demuestra que la desorción mejora al aumentar la temperatura. Todos los procedimientos de desorción son llevados a cabo cerca al punto de ebullición o preferentemente a temperaturas mayores en reactores presurizados

- **Fuerza Iónica**

La adsorción es favorecida por la presencia de cationes, tales como el Calcio, el magnesio, hidrogeno, sodio y potasio. En cambio la desorción es favorecida por

una baja fuerza iónica y mejora en la ausencia de Calcio y Magnesio, esto explica que algunos métodos de desorción utilicen agua desionizada, como el método AARL.

- **Solventes Orgánicos**

Numerosos estudios han sido hechos con diferentes solventes orgánicos, estos muestran una mejora en la cinética del proceso. Las pruebas se hicieron con Etanol, Acetonitrilo, etilen glicol y otros solventes, estos mostraron una mejora en la actividad de los iones y redujo el espesor de la capa límite.

2.4.2 Principales Métodos de desorción

Los métodos comerciales más comunes para la elución o desorción del cianuro de oro desde el carbón activado son los procesos **Anglo y Zadra** (EE.UU. Pat. N ° 2579531, expedido 25 de diciembre 1951). Durante los últimos 10 años los más comerciales se puede decir que son los siguientes:

- El proceso atmosférico Zadra
- El proceso Zadra con Alcohol
- El proceso zadra presurizado
- El proceso Anglo Americano (AARL)

- **Proceso Atmosférico Zadra**

Este proceso fue desarrollado por Zadra en el departamento de Minas de EEUU. Comprende la extracción del oro, a partir del carbón activado cargado usando una solución conteniendo 0.1% de NaCN y 1% de NaOH a una temperatura de 85 a 95 °C. Este proceso es sencillo y los costos de capital y operación son relativamente bajos, los cuales lo hacen altamente apropiados para operaciones a pequeña

escala. Sin embargo el ciclo de tiempo largo requerido para la desorción completa es un factor limitante para plantas a mayor escala.

- **Proceso Zadra con Alcohol**

Este proceso fue desarrollado por Heinen en el departamento de Minas de EEUU. Y es básicamente una extensión del proceso atmosférico Zadra. El carbón cargado es desorbido usando una solución que contiene 0.1% de NaCN, 1% de NaOH y 20% de alcohol en volumen a una temperatura de 80°C. la presencia del alcohol reduce el tiempo significativamente a 5 a 6 horas. La principal desventaja de este proceso es el alto riesgo de incendio asociados al alcohol y mayores costos de operación debido a la pérdidas de alcohol por volatilización.

- **Proceso Zadra Presurizados**

Este proceso fue desarrollado por Potter en el departamento de Minas de EEUU. Consiste en la desorción con una solución que contiene 0.1% de NaCN (opcional) y 1% de NaOH a 160°C y 50 psi de presión durante 6 horas aproximadamente. La presión y las temperaturas elevadas requiere el uso de equipos mas costosos y las soluciones efluentes tienen que ser enfriadas antes de la reducción de presión para evitar relampagueos.

- **Proceso Anglo Americano (AARL)**

Este proceso fue desarrollado por R.J.Davidson de la Anglo American Research Laboratories. Comprende un preacondicionamiento del carbón cargado con una solución de 1% de NaOH y 5% de NaCN por media hora. La temperatura de trabajo es de 110°C y a una presión de 50 a 100 KPa. La desventaja es el alto costo del equipo.

2.4.3 Comparación de Métodos de desorción

Aquí se presentan algunos aspectos más notables acerca de los métodos.

- **Proceso atmosférico Zadra**

Ventajas:

- 1.-Bajo costo de capital
 - Construcción simple de reactores o tanques
 - Pequeña demanda de calor*
 - No requiere intercambiadores de calor
- 2.- Costo bajo de operación
 - *Requerimiento bajo de calor*
 - Menos degradación de Cianuro
- 3.- Operación muy simple
 - *Instrumentación requerida muy limitada*

Desventajas

- 1.- *Tiempos de desorción muy prolongados*
- 2.- Cinética muy lenta
- 3.- Alto inventario de oro en el circuito
- 4.- *Requiere descarte periódico de solución para evacuar impurezas.*

- **Proceso Zadra con Alcohol**

Ventajas:

- 1.- Tiempos cortos de desorción y soluciones ricas
- 2.-Baja temperatura de desorción
- 3.- *Bajo costo de capital*

Desventajas:

- 1.-*Riesgo de Incendio*
- 2.-Costos de operación altos si el alcohol no es cuidadosamente recuperado
- 3.- El carbón tiene que ser regenerado térmicamente para recuperar su actividad

- **Proceso Zadra Presurizados**

Ventajas

- 1.- Tiempos cortos de desorción y soluciones ricas
- 2.- La desorción y la Electrodeposición se pueden hacer por separados.
- 3.-Alto porcentaje de recuperación

Desventajas

- 1.-Alto costo de capital
 - Reactor de desorción de acero inoxidable
 - Intercambiador de calor
 - Fuente de calentamiento grande
 - Tanques de solución rica y pobre grandes
- 2.- Reactores de desorción tienen que ser protegidos para sobre presión

- **Proceso Anglo Americano**

Ventajas

- 1.- Tiempo corto de desorción
- 2.-Lavado ácido en el reactor de desorción, evita una etapa de transporte de carbón y subsecuentemente su atricción.
- 3.- Temperatura y Presión moderadas

Desventajas

- 1.-Requiere instrumentación sofisticada para operar automáticamente
- 2.-Tanque sofisticado
- 3.- Requiere agua desionizada
- 4.- La solución no puede ser recirculada, es un proceso de un solo paso.

2.4.4 Principales Patentes

- **Heinen et al., U. S. Pat. N ° 4.208.378**, trató de eluir el oro a 70-160°C. con una solución de alrededor de 20-30% v/v de alcohol soluble en agua y alrededor de 80-70% de solución acuosa de una base fuerte de hidróxido de sodio o de potasio.
- **Parker et al., U. S. Pat. N ° 4.427.571**, hizo la prueba de elucion usando por lo menos 20% v/v de un disolvente orgánico polar o una mezcla de disolventes orgánicos polares.
- **Harvey et al., U. S. Pat. N ° 5.769.925**, trató de eluir oro añadiendo un agente reductor de gran alcance, tales como monohidrato de hidrazina, con eluyentes estándar, tales como NaOH / NaCN con o sin alcohol.
- **Belsak et al., U. S. Pat. N ° 4.968.346**, trató de eluir de oro utilizando un eluyente de alrededor de 2-3% v/v de alcohol y 97-98% v/v de agua desionizada. Este enfoque consiste en añadir al eluyente al menos un 2,5% w/w de una base fuerte (hidróxido de sodio o de potasio) y al menos 0,3% w/w de cianuro sodio o de potasio.
- **Fuller et al., U. S. Pat. N ° 5.073.354**, trató de eluir oro usando como eluyente un compuesto que contiene la funcionalidad de carboxylato, seleccionados a partir del ácido benzoico y sustituido con ácidos poli acrílico al menos alrededor de 100.000 MW
- **Fisher, U. S. Pat. N ° 3.935.006**, trató de eluir oro, utilizando como agentes de elución, solamente alcoholes o cetonas solubles en agua únicas con sus soluciones acuosas. Adicionando una base fuerte de hidróxido sódico o potásico facilita la elución.

Jia señaló que el etanol y butanol, afectan negativamente a la adsorción de oro. También observó que a bajo pH se incrementa la adsorción de oro y plata con cianuro mientras que los disolventes orgánicos y las altas temperaturas disminuyeron la adsorción.

En todas las técnicas el cianuro de sodio e hidróxido de sodio son universalmente utilizados en el proceso de desorción o elución. La importancia de estos dos reactivos en el proceso de desorción se ilustra en numerosos estudios sobre el mecanismo de adsorción y desorción de cianuro de oro del carbón activado.

2.5 CINETICA DE DESORCIÓN DE ORO DEL CARBÓN ACTIVADO

Muy poca información ha sido dada respecto a la cinética de la desorción. Julio C. Bonnet y Vicenta de Roccaro de la escuela de ing. Química de la Universidad central de Venezuela, desarrollaron un modelo matemático que reproduce con suficiente precisión la cinética del proceso de desorción del carbón activado cargado de oro. Para ello se hizo necesario determinar experimentalmente la curva de equilibrio y la cinética del proceso de desorción.

En esta investigación se modificó el modelo desarrollado por DEVENTER, para adsorción de oro, con el fin de hacerlo aplicable a la desorción. DEVENTER, y postula que el modelo propuesto por él, serviría para representar la cinética de desorción, al suponer que los procesos de adsorción y desorción son reversibles y por consiguiente en ambos procesos deben darse los mismos fenómenos fisicoquímicos.

El modelo postulado por DEVENTER, considera que en las partículas de carbón se tienen dos zonas: una de macro poros, donde se lleva a cabo la adsorción inicial (rápida y en cantidades apreciables) y una de microporos, donde ocurre una difusión (lenta y en pequeñas cantidades) en las que se adsorbe el oro hasta alcanzar el equilibrio.

Este modelo, incluye tres parámetros:

K_f : representa la resistencia a la transferencia de masa en la película del líquido que rodea al carbón

D'_m : es una medida de la adsorción en los macro poros

K_m : Considera la difusión entre los macro poros y los microporos

A continuación se presentan las ecuaciones que definen el modelo:

$$(I) \quad dc/dt = -6 K_f * M / (\rho_p d_p) (c - c_s) / V(t) \quad t = 0 \quad V = V_0$$

$$(II) \quad dQ_m/dt = 60 D'_m / d_p^2 (q_s^2 - Q_m) - 2 K_{mb} / \alpha (Q_m - q_b Q_m^{1/2}) \\ t = 0 \quad Q_m = q_{mo}^2$$

$$(III) \quad dq_b/dt = K_{mb} / (1 - \alpha) (q_m - q_b) \quad t = 0 \quad q_b = q_{bo}$$

$$(IV) \quad q_s = A c^n$$

$$(V) \quad K_f (c - c_s) = 5 \alpha \rho_p D'_m / d_p (q_s^2 - Q_m) / Q_m^{1/2}$$

$$(VI) \quad q = q_m - (1 - \alpha) q_b$$

$$(VII) \quad V(t)/V_0 = 1 - \xi_1 H(t - t_1) - \xi_2 H(t - t_2) - \dots$$

A : Constante de la isoterma de Freundlich

c : Concentración de oro en la fase líquida , mg Au / litro

c_s : Concentración de oro en la fase líquida en equilibrio con la carga de oro en la superficie del carbón , mg Au / litro

d_p : Diámetro de la partícula de carbón , μm

D'_m : Pseudo difusividad en los macroporos , m^2 / s

H : función salto unitario

K_f : Coeficiente de transferencia de masa en la película líquida externa , m / s

K_{mb} : Coeficiente de velocidad de difusión de los macroporos a los microporos , $1 / s$

M : Masa de carbón , gramos

n : Constante de la isoterma de Freundlich

q : Carga global de oro en el carbón , mg Au / gr. de carbón

q_b : carga de oro en la región de microporos , mg Au / gr. de carbón microporos

q_m : carga de oro en la región de macroporos , mg Au / gr. de carbón macroporos.

Q_s : carga de oro en la superficie del carbón en equilibrio con la película líquida ,
mg Au / gr. carbón

$Q_m : q^2 m$

T . Tiempo en segundos

$V(t)$: Volumen de solución para el tiempo t , cm^3

V_o : Volumen inicial de solución , cm^3

Para resolver este sistema de ecuaciones y obtener Ali los parámetros que *representan el fenómeno, se requieren datos experimentales de equilibrio (q_s c_s) y de cinética (c , q , V , t).* El ajuste de estos datos al sistema de ecuaciones permite calcular los tres parámetros propios del modelo (K_f , D_m y K_{mb}), las *constantes que definen el equilibrio (A y n) y la fracción de macro poros (\hat{a}).*

Adicionalmente el modelo exige que se conozcan las cargas de oro en los *macrocoporos y en los microporos (q_{mo} , q_{bo}), en el momento que comienza el proceso de desorción.* Para estimar estos valores conviene tener presente lo siguiente:

- Cuando el carbón se carga hasta el equilibrio de adsorción , $q \approx q_s \approx q_m \approx q_b$; por lo tanto, para la desorción $q_o \approx q_{so} \approx q_{mo} \approx q_{bo}$
- En caso de que no se haya alcanzado el equilibrio de adsorción al cargar el carbón, el modelo debe aplicarse previamente a la adsorción para estimar q_{mo} y q_{bo} para la desorción.
- Cuando se aplique el modelo cinético al proceso con pretratamiento, es necesario estimar el valor de q_m y q_b al final del pretratamiento.

Como se planteo que la zona de los macroporos es responsable de la mayor parte de la adsorción en el carbón y por el contrario, los microporos intervienen en el proceso solo al final del mismo, cuando el sistema tiende a alcanzar el equilibrio. Por lo tanto, durante el pretratamiento (10 minutos), es razonable pensar que no hay disminución apreciable en la carga de los microporos y solamente se ve afectada la carga de macroporos.

De acuerdo a lo anterior, la carga de macroporos después del pretratamiento (q_{m1}) puede estimarse a partir de la ecuación:

$$(VIII) \quad q_{m1} = q_1 - (1 - \alpha) q_{b0}$$

Donde:

q_1 = Carga global del carbón después del pretratamiento y q_{b0} = carga de los microporos antes del pretratamiento, ambos son conocidas.

2.5.1 PARTE EXPERIMENTAL DEL ESTUDIO CINETICO

Para obtener los datos experimentales de equilibrio, en el estudio se utilizaron reactores de vidrio de 250 ml de capacidad sumergidos en un baño de aceite. Con un mecanismo apropiado, los reactores se mantenían en movimiento tipo columpio.

Los datos experimentales de cinética de desorción del estudio teórico, con y sin pretratamiento, se obtuvieron en un equipo constituido fundamentalmente por dos recipientes de vidrio de 500 y 1000 ml. El primero, sirve para precalentar la solución, mientras que el carbón se coloca en el segundo recipiente. El primer recipiente se calentó externamente con una resistencia eléctrica, mientras que el segundo se mantuvo a la temperatura deseada sumergiéndolo en un baño de aceite

cuya temperatura era regulada por un controlador. El contenido del reactor se mantuvo agitado utilizando una pastilla magnética.

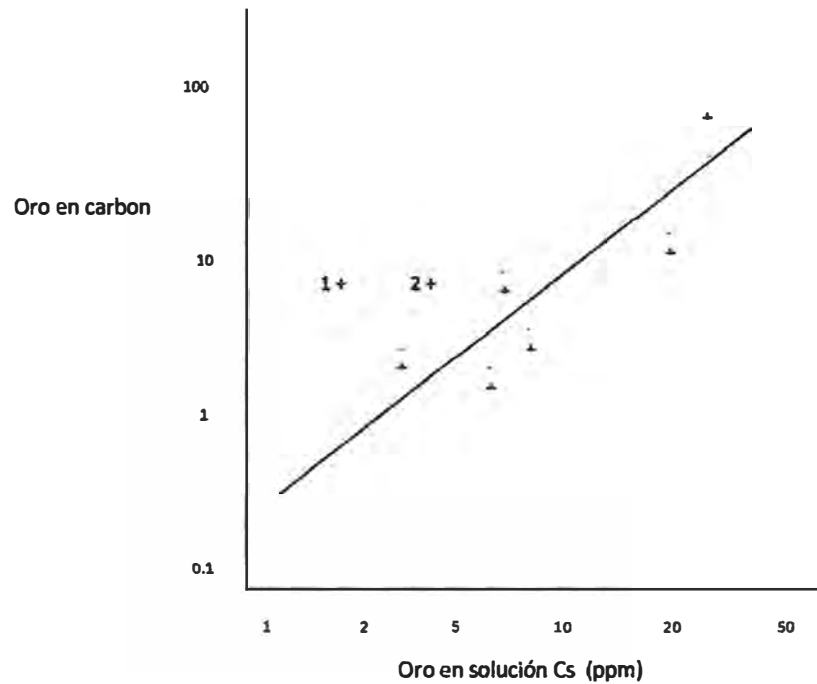
El carbón utilizado fue el Calgon GRC22, obtenido de la cáscara de coco, con una densidad real de 2.3 g/ cc, una área superficial de 1200 m² / g y tamizado a tamaño de partícula de 0.84 mm -1.00 mm.

2.5.1.1 Datos de Equilibrio

En la Figura 2 se muestran los datos de equilibrio de desorción obtenidos. La línea *corresponde a la isoterma de Freundlich obtenida ajustando por mínimos cuadrados todos los puntos menos los señalados como 1 y 2*. La ecuación de ajuste resultante es:

$$(IX) \quad q_s = 0.129 C_s^{1.29}$$

FIG 2 . ISOTERMA DE EQUILIBRIO DE DESORCIÓN



2.5.1.2 DATOS CINETICOS

En la tabla N ° 3 se lista las condiciones de operación para los cinco ensayos de desorción, incluyendo las condiciones bajo las cuales se carga el carbón (adsorción) y el volumen total de muestra retirado durante el proceso como un porcentaje de la solución eluyente original. La tabla Y representa los porcentajes de recuperación de oro para los diferentes tratamientos de desorción. Se observa que la desorción con pretratamiento produce las mayores recuperaciones.

Condiciones de operación para los estudios cinéticos

Temperatura de desorción: 110 °C, 720 RPM

Volumen de adsorción y desorción: 500 ml

Volumen de pretratamiento: 400 ml

pH adsorción: 10

pH desorción: 12

Masa de carbón activado: 800 mg

Tabla 3

Estudio Cinético	Solución de Ads. ppm de Au	Tiempo de Ads. Horas	Pretratamiento		% de Sol. de desorción retirado
			Pretratamiento	Sol. Desorción	
1	80	29.7	5% NaOH - 1% NaCN	Agua desionizada	26
2	360	28	5% NaOH - 1% NaCN	Agua desionizada	33
3	80	29.5	No	5% NaOH - 1% NaCN	23
4	80	29.7	No	Agua desionizada	11
5	120	30	5% NaOH - 1% NaCN	Agua desionizada	12

Tabla 4

Estudio Cinético	Carga Inicial mg Au / g C	Recuperación Pretratamiento	Carga final 24 horas		Recuperación total 24 horas (%)
			mg Au / g C	mg Au / g C	
1	38	71	2	97	
2	78	71	9	88	
3	38	-	3	86	
4	42	-	8	79	
5	43	77	0	100	

2.5.1.3 Validación del Modelo Matemático

Para aplicar el modelo matemático de Deventer modificado, es determinar primero el coeficiente de transferencia de masa K_f para el caso de la desorción (Ver ecuación I). El K_f de desorción, determinado, según el procedimiento descrito en trabajos anteriores resulto ser $2.02 \cdot 10^{-5}$ m/s.

Una vez conocidos los valores de las constantes k_f , A y n (Ver ecuaciones I, IV IX), se procedió a ajustar los datos cinéticos al modelo para así determinar el resto de las constantes.

Primeramente se ajustaron los datos cinéticos de desorción correspondientes al estudio cinético 3, utilizando los valores de $K_f = 2.02 * 10^{-5} \text{ m/s}$, $A = 0.129$ y $n = 1.29$. Según cálculos, los valores de c y q calculados por el modelo difieren substancialmente de los valores experimentales, obteniéndose desviaciones mayores del 100%.

Por la secuencia obligada de resolución de las siete ecuaciones que representa el modelo, se observa que el ajuste depende de los valores de K_f , A y n que se utilicen.

Se resolvió el modelo utilizando otra isoterma de Freundlich: la obtenida ajustando todos los datos de equilibrio ($A = 0.33$ y $n = 0.88$). El resultado fue satisfactorio pues los valores calculados de c y q se mueven en la dirección correcta y se acercan a los experimentales.

También se realizaron ensayos de ajuste del modelo, variando las constantes de la isoterma de Freundlich. Se logró un ajuste aceptable del modelo a los datos experimentales para isotermas comprendidas entre $q_s = 0.25$ C_s 0.86 y $q_s = 0.14$ C_s 0.85. El ajuste así obtenido es válido incluso para la zona crítica (tiempos menores de 1 hora) donde la cinética es extremadamente rápida. Esto confirma la bondad del modelo para representar la cinética de desorción pero que a su vez, este es muy sensible a los valores de los parámetros de A y n de la isoterma de Freundlich.

III. DESARROLLO DEL TEMA

3.1. Proceso de desorción de oro del carbón activado en Gold Metals SAC.

El presente trabajo tratará principalmente del método establecido del proceso de desorción de ORO en la empresa GOLD METALS SAC. Antes mencionaremos algunas consideraciones tomadas.

- Durante todos los procesos de desorción se utilizó un carbón activado con las siguientes características :
Carbón activado CALGON GRC-20
Densidad aparente carbón nuevo: $0.45 \text{ K} / \text{m}^3$
- Se consideró una relación entre el diámetro y la altura de 1 a 3, para que haya un óptimo tiempo de residencia, este criterio se basa en las experiencias tomadas en otras plantas de desorción.
- Para elegir el tipo de material, se consideró que la reactivación química del carbón activado desorbido o pobre se hará en otro tanque. (normalmente se *reactiva químicamente el carbón activado en el mismo reactor*).

El proceso empleado en GOLD METALS SAC se parece bastante al proceso de Belsak et al., U. S. Pat. N ° 4.968.346.

Los ratios de insumos utilizados son :

Alcohol industrial 96%	5-7% w/w
Soda Cáustica	2% w/w
Cianuro de Sodio	0.5 -0.8% w/w
Agua	Diferencia % w/w

Características principales del proceso:

- Pre-condicionamiento del carbón con una solución de que contiene 5% de alcohol, 1% de soda cáustica y 0.3 % de cianuro de sodio por 4 a 5 horas aproximadamente
- Recirculación de una solución caliente que contiene 0.1% Cianuro de Sodio y 2% de soda cáustica a 90°C hasta obtener una ley de cola de 0.015 g/ Kilo de oro en el carbón activado.
- Eficiencia del proceso total : 99.5%
- Tiempo total de proceso: 60 horas para una ley promedio de carbón de 2-6 g / K de oro
- Eficiencia de proceso a las 15 horas : 85-90%
- Voltaje de trabajo : 4 Voltios
- Amperaje de trabajo: 250-450 Amp

3.1.1 Diagrama de flujo del proceso de desorción



3.1.1.1. Recepción del Carbón activado en Planta.

El carbón normalmente llega en sacos de 30 a 40 kilos aproximadamente y con una humedad de 5 a 38%. Se determina el peso bruto, el peso húmedo y la tara. El peso húmedo del carbón activado es el peso bruto menos la tara (peso de los sacos vacíos). Para determinar el peso se tiene una balanza de 300 kilos de capacidad y con un error de 50 gramos.

3.1.1.2 Muestreo

El método aplicado es un muestreo estático y por puntos sobre el lote de carbón extendido en forma de un tablero de una dama. Por esto, este método suele llamarse método damero. Si se logra homogenizar bien la muestra y se logra un buen cuarteo normalmente no se tiene problemas en los balances metalúrgicos.

El muestreo se realiza sobre una área de 6 m por 8 m cubierta con una geomembrana de HDPE de 1.00 mm. Se empieza homogenizando el carbón activado por coneos sucesivos, ayudados de lampas. Luego se extiende el carbón activado en forma de un rectángulo con una capa de carbón de 1/2 hasta 3". Se divide luego en casilleros imaginarios de un tablero damero con ayuda de un objeto delgado y largo que puede ser un tubo de 1" de diámetro por un largo de 3 m. De cada casillero imaginario se toma una muestra de 1 kilo aproximadamente y se forma un lote y se repite la homogenización por coneos sucesivos. Llegado aquí, se empieza el método del cuarteo hasta lograr una muestra de 50 gramos aproximadamente. El cuarteo consiste en dividir la muestra en 4 partes y separar dos porciones opuestas hasta lograr un lote de 200 gramos aproximadamente. Este 200 gramos de muestra se divide en 4 muestras; una muestra para el cliente, otra para la empresa, una muestra dirimente y la cuarta muestra sirve para un control interno de la planta, en caso que haya errores en el reporte de leyes. La muestra de la empresa sirve para determinar la humedad y el análisis del contenido de oro. El cliente lleva su muestra a cualquier laboratorio certificado y trae su certificado

de análisis para su respectiva comparación, en caso de que haya una diferencia considerable se procede a analizar la muestra dirimente en un tercer laboratorio certificado y el resultado se respetará para la liquidación de los metales.

3.1.1.3. Análisis de Humedad

Para determinar la humedad se utiliza un equipo llamado ANALIZADOR HALOGENO DE HUMEDAD, modelo HB43, marca Mettler Toledo. Este equipo cuenta con lámparas halógenas como fuente de calor y calienta en menos tiempo que los equipos con lámparas infrarrojas. El procedimiento consiste en colocar 15 gramos de muestra en el equipo y se programa en un secado automático a 110°C que consiste en que si en 10 segundos aproximadamente el peso no cambia por efecto de la temperatura el secado termina. El procedimiento dura aproximadamente 15 minutos, dependiendo de la humedad inicial del carbón activado. El porcentaje de humedad es igual a la división de la pérdida de peso entre el peso inicial. Los lotes de carbón activado ricos llegan con humedad desde 5% hasta 38% de humedad.

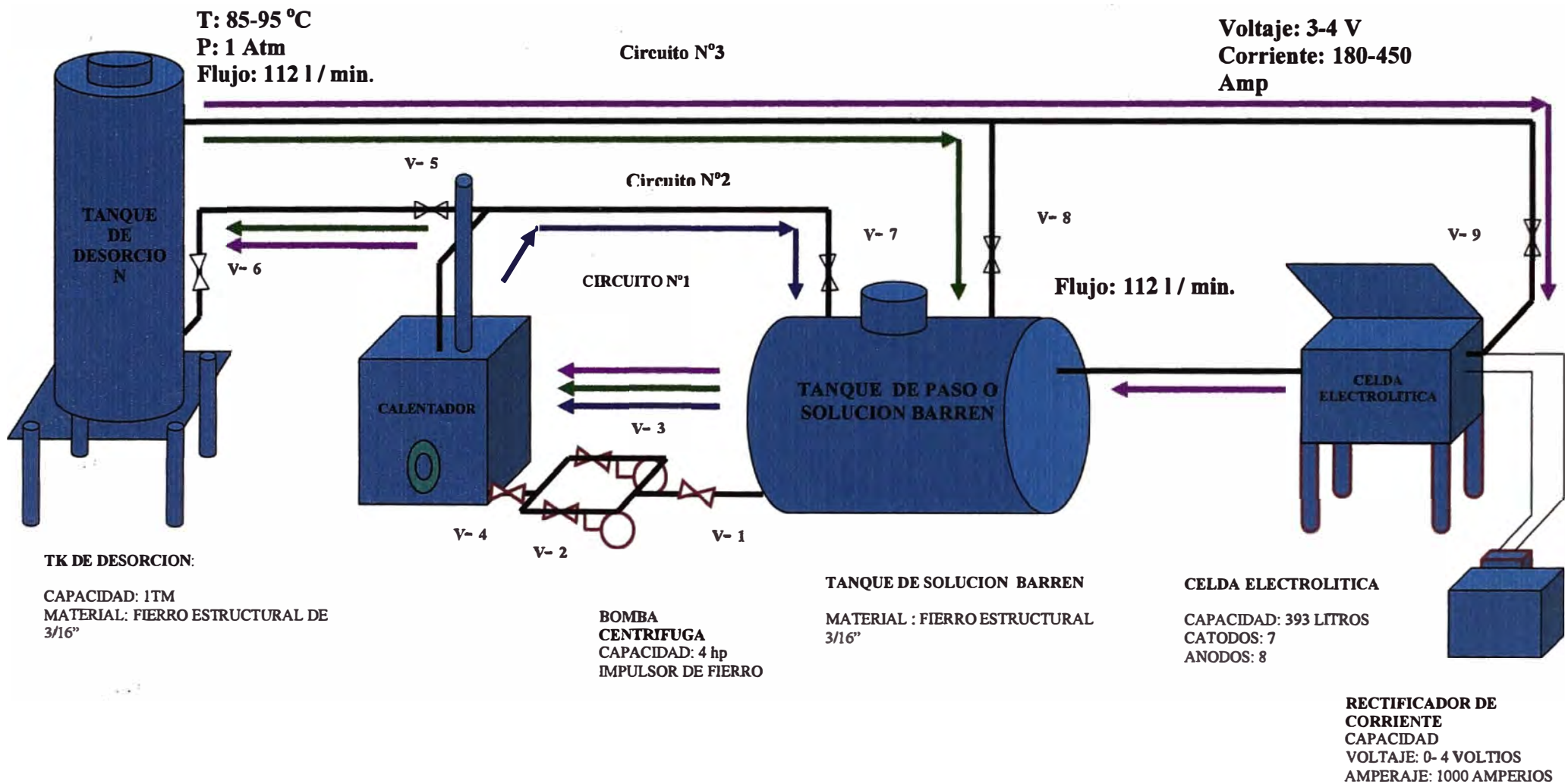
3.1.1.4. ANALISIS DEL CONTENIDO DE ORO EN EL CARBÓN ACTIVADO.

Para determinar el contenido de oro se sigue el siguiente procedimiento:

Se toma 3 muestras de aproximadamente 15 gramos y se procede a convertir en cenizas en un escorificador a una temperatura de 600°C durante 2 horas aproximadamente. Luego el producto se coloca en un crisol de 20 gramos mezclado con un flux que contiene 64.7% de litargirio, 32.1% de Bórax y 3.2% de harina. Esta fusión se logra a 800°C durante una hora aproximadamente. El producto de esta fusión es un botón con un alto contenido de plomo, que inmediatamente se procede a copelar. La copelación consiste en colocar este botón en una copela N°7 para absorber casi el total de plomo presente en el botón

.Después de una hora de copelación se obtiene un botón brillante, su color dependerá del contenido de oro que tenga. A este botón se le agrega 3 veces el peso de éste en contenido de plata y se procede a envolver todo en una lámina de plomo electrolítico para volver a copelarlo. El objetivo de agregarle plata es con la finalidad de lograr la relación de 1 a 3 o más, el contenido de oro y plata. Solo cuando tiene esta relación o más, se puede separar el contenido de plata del botón llamado DORE. Después de 1 hora aproximadamente se obtiene un botón que contiene mayormente plata y se procede a disolver en una solución de ácido nítrico QP a 40°C, obteniéndose un polvillo de oro solamente. Este polvillo se enjuaga y se pesa. Este peso obtenido se divide entre el peso seco del carbón activado inicial y se tiene el contenido de oro en gramos por kilo de carbón.

3.1.2 DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA DE DESORCION



3.1.2.1 DESCRIPCION DEL DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO DE DESORCIÓN

Circuito N° 1: Línea Azul

Tanque de solución barren y calentador

En este circuito, se alimenta al tanque de paso con 1400 litros de agua ($\frac{3}{4}$ partes del tanque), 15 kilos de soda cáustica y 5 kilos de cianuro de sodio y se empieza a recircular esta solución, abiertas las válvulas 1,2,4 y 7 y todas las demás válvulas cerradas. El objetivo de este circuito es disolver en gran parte todos los reactivos adicionados al tanque de paso y calentar la solución hasta alcanzar una temperatura entre 85 a 95 °C, esto se logra con un termostato conectado al quemador. Este paso dura aproximadamente de 2.25 horas.

Circuito N° 2: Línea Verde

Tanque de solución barren, Calentador

Terminado el proceso anterior, se abren totalmente las válvulas 5,6 y 8, las válvulas 1 y 2 y 4 se siguen manteniendo totalmente abiertas y la válvula 7 ligeramente abierta para regular el caudal. Todas las demás totalmente cerradas. El objetivo de esta recirculación es desplazar la solución de acondicionamiento del tanque de desorción hacia el tanque de solución barren y poder uniformizar la temperatura en todo este circuito entre 85 – 95 °C. En este paso se desplaza la solución del tanque de desorción y nuevamente se empieza a calentar la solución con el sistema del circuito N° 1. Este paso demora 1.25 hora aproximadamente.

Circuito N° 3: Línea Violeta.

Una vez logrado la uniformidad en la temperatura en el circuito anterior, se abre totalmente la válvula N° 9, la válvula 7 y 8 se mantienen ligeramente abiertas para regular el flujo. Las válvulas 1,2 4 5, y 6 se mantienen totalmente abiertas. La solución eluyente empieza a recircular en todo el circuito. Una vez que la celda este llena y se haya regulado el flujo se prende el rectificador de corriente. El tiempo de llenado de la celda se aprovecha para determinar el flujo en el sistema. Otro valor para calcular el flujo del sistema es a unas horas antes del término del

proceso o durante el proceso; se vacía la celda electrolítica y se vuelve a medir el tiempo de llenado. Con todos esos valores se calculó un flujo promedio de 112 litros / minuto. Prendido el rectificador de corriente y regulado flujo del sistema el oro presente en la solución como aurocianuro de sodio empieza a depositarse en los cátodos de la celda por efecto de la corriente continua, de manera constante hasta agotar el oro en el carbón. Entiéndase, que no solamente el oro se deposita, sino también todos los complejos de los metales cianicidas presentes el carbón activado. El proceso de desorción dura aproximadamente de 60 a 70 horas aproximadamente. Al mantener todas las variables de proceso en el rango necesario el término del proceso lo indicará una muestra de lana de acero colocada en uno de los cátodos de la celda electrolítica.

3.2 PROCESO DE DESORCIÓN

Los ratios de insumos utilizados en el método establecido en GOLD METALS SAC son:

Alcohol industrial 96%	5 – 7 % w/w
Soda Cáustica	2% w/w
Cianuro de Sodio	0.5-0.8% w/w
Agua	Diferencia % w/w.

3.2.1 PROCEDIMIENTO

- Se alimenta el carbón rico al reactor de desorción y se procede a dosificar los insumos químicos al barren así como al reactor de desorción de la siguiente manera:

Volumen del Sistema: 3100 litros

Asumimos densidad de la solución: 1 g / c

% en peso de los insumos químicos agregados:

Insumos químicos	Peso	% peso
Cianuro de Sodio	: 25 Kilos	0.8
Soda Cáustica	: 60 Kilos	1.90
Alcohol industrial	: 200 litros	6.5

Tanque de desorción:

Capacidad de carbón activado: 1 TM

Cianuro de sodio	: 10 Kilos
Soda Cáustica	: 25 Kilos
<i>Alcohol industrial</i>	: 200 Litros

Los insumos se agregan disueltos en agua y 3 horas antes de empezar el *calentamiento de la solución del tanque barren con la finalidad de acondicionar el carbón con estos insumos.*

Tanque Barren al inicio del proceso:

Cianuro de Sodio	: 5 Kilos
Soda Cáustica	: 15 Kilos
Alcohol industrial	: 0 Litros

Todos los insumos se agregan disueltos previamente en agua.

Tanque Barren durante el proceso:

Cianuro de Sodio	: 10 Kilos
Soda Cáustica	: 20 Kilos
Alcohol industrial	: 0 Litros

Todos los insumos se agregan disueltos previamente en agua.

INICIO DEL PROCESO

- Aquí el proceso empieza con el acondicionamiento del carbón en el tanque de desorción con la adición de los insumos por un lapso de 3 horas aproximadamente
- Transcurridos las 3 horas de acondicionamiento del carbón se empieza a recircular la solución en el sistema: Tanque barren y calentador. Este circuito tiene la finalidad de uniformizar la mezcla aproximadamente durante 2.25 horas y uniformizar la temperatura entre 80y 90 °C.
- Terminado el proceso anterior se desplaza la solución fría del tanque de desorción hacia el tanque barren y se empieza a recircular la solución en el sistema: Tanque barren, calentador. Este paso demora aproximadamente 1.25 horas.
- Cuando se haya obtenido en el sistema anterior la temperatura de 85°C se empieza a recircular en el sistema: tanque barren, calentador y el tanque de desorción durante una media hora aproximadamente para lograr uniformizar la temperatura para luego abrir el ingreso a la celda electrolítica. La recirculación en el sistema, tanque barren, calentador, tanque de desorción y la celda electrolítica, dura aproximadamente 65 horas.
- A las 12 horas del proceso se procede al cambio de cátodos o cambio de lana. Aquí se logra obtener entre el 80 y 90% del oro presente en el carbón como se observa en los cuadros de los balances metalúrgicos. Esta cantidad de oro recuperado inmediatamente se convierte en liquidez o dinero en efectivo para la empresa y a su vez colocado el mismo día a los exportadores.
- La desorción termina cuando ya no hay Electrodeposición y eso se prueba colocando un pedazo de lana de acero en el cátodo.
- Durante el proceso se mantiene las siguientes variables de operación

- Temperatura: 90-95°C
- % de cianuro de sodio libre: 0.1%
- pH: 14
- Voltaje en la celda electrolítica: 3-4 voltios
- Amperaje: 180-400 Amp.
- Nivel de solución.

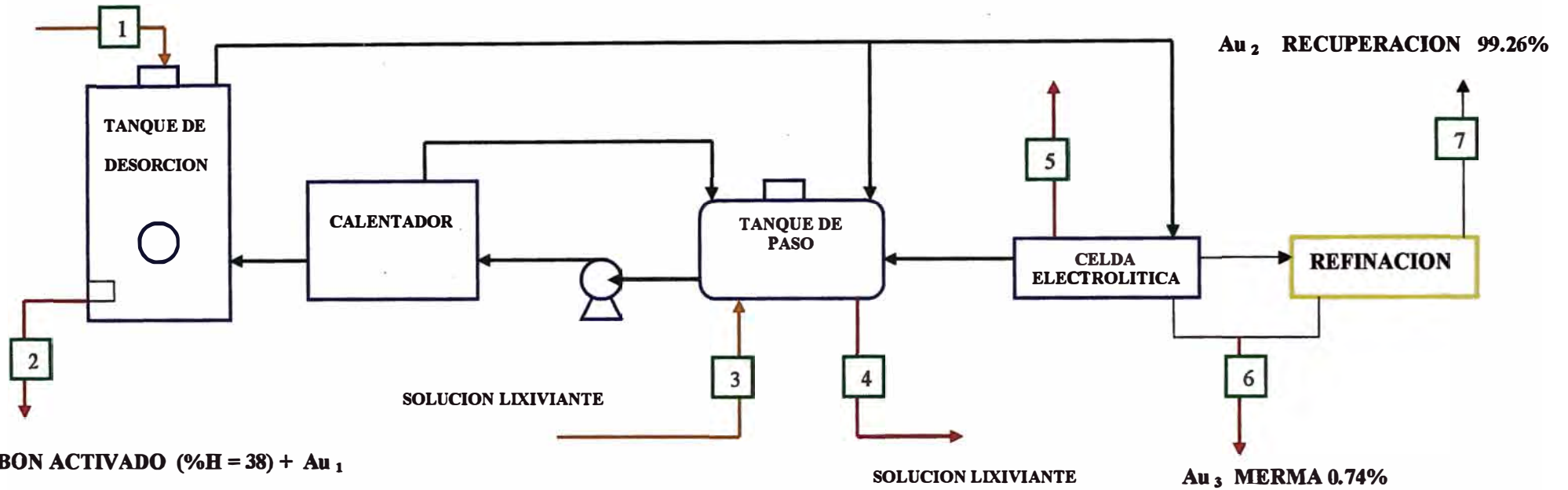
Las variables de cianuro libre y el pH se regulan agregando cianuro de sodio y soda cáustica respectivamente.

3.2.2 Balance de Materia

En el balance materia se considerará un balance metalúrgico que se hace para el control de los materiales valiosos. Para esto, antes tomaremos el balance Metalúrgico N° 1. Del Anexo A. Se observa que el peso seco total de carbón activado ingresado a planta es de 846 Kilos con un contenido de oro de 1039.66 gramos de oro fino. A las 15 horas de proceso de cosechó la primera producción y se obtuvo el primer Bullion de 954.3 gramos con una ley de 65.64% y equivalente al 60.28% de recuperación. El segundo Bullion se obtuvo terminando el proceso de desorción y fue de 667.1 gramos con una ley de 61.88%, siendo el total recuperado de 1040.70 gramos, equivalente al 100.1%. Estos tipos de resultados son comunes en los balances metalúrgicos en lo que respecta a los balances del contenido de oro, debido a los errores que ocurren básicamente en la toma de muestras. Lo normal es que este por encima del 100 %, pero a veces, también por errores de muestreo es que esté por debajo del 100 %, pero nunca debajo del 95%, como es el caso del balance metalúrgico N° 14 del Anexo A. Para ilustrar el balance se tomará el balance metalúrgico N° 12 del Anexo A.

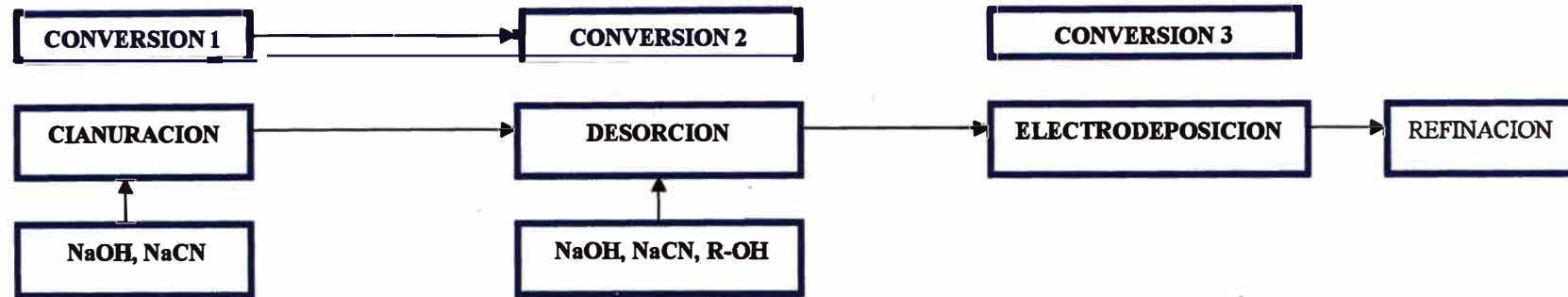
BALANCE DE MATERIA

CARBON ACTIVADO (%H = 20) + Au₀



LINEA DE PROCESO	1	2	3	4	5	6	7
CARBON ACTIVADO (KILOS);	1129.89	1129.89					
ORO (Au) (gramos)	3638.83	33.90				26.65	3578.28
SOLUCION LIXIVIANTE (L) NaCN, NaOH, R-OH, H ₂ O			3250	2500			
H ₂ O	226	430					
VAPOR (L) H ₂ O, R-OH					546		

3.2.3 DIAGRAMA DE PROCESO DE CONVERSION



CONVERSION 1



$\text{NaAu}(\text{CN})_2$ ADSORCION SOBRE CARBON ACTIVADO 2^{da} etapa ADSORCION

CONVERSION 2

$\text{NaAu}(\text{CN})_2$ EN CARBON \rightarrow $\text{NaAu}(\text{CN})_2$ EN SOLUCION DESORCION

CONVERSION 3



3.2.3 PROCESOS DE DESORCIÓN REALIZADAS.

Para entender los procesos realizados antes describiremos algunos términos:

Ley de carbón rico: Se entiende así al contenido de oro y/o plata en el carbón activado expresado en gramos de oro por cada kilo de carbón activado antes de ser sometido a un proceso de desorción.

Ley de carbón pobre o ley de cola: Se entiende así al contenido de oro y/o plata en el carbón activado expresado en gramos de oro y / o plata por cada kilo de carbón activado después que haya sido sometido a un proceso de desorción.

Ley de cola de liquidación.- Entiéndase así a la ley de cola que se considera para efectos de liquidación al cliente.

Ley Final o de liquidación.- Se entiende así a la resta de la ley de carbón rico menos la ley de cola de liquidación.

Fino bruto.- Es el resultado del producto del peso seco de carbón activado por la ley final.

Fino neto.- Es la cantidad de oro a entregar a cada cliente

Porcentaje de Recuperación del cliente- Es el producto del fino bruto por el porcentaje de recuperación que tiene cada cliente en particular.

Porcentaje de Recuperación de planta.- es el producto del fino bruto por el porcentaje de recuperación del proceso de desorción real

Peso Seco. – Se llama así al peso de carbón activado total determinado restando el porcentaje de agua que contiene.

Peso Húmedo.- Se considera así a la suma del peso seco mas el contenido de agua en el carbón activado.

Humedad.- Es el contenido de agua en el carbón, se calcula dividiendo el resultado de la resta del peso húmedo menos el peso seco entre el peso húmedo y se expresa en porcentaje.

Bullion.- Es la barra metálica que contiene oro y plata y es producto de la fundición de un precipitado o cemento de oro y plata principalmente.

Los procesos de desorción se hicieron conforme iba llegando carbón activado rico de los clientes. En la primera corrida se procesó 846.79 K de carbón activado rico con leyes de carbón de 2.57 y 0.38 g / K. como se muestra en el balance metalúrgico N° 1 del anexo A. y luego de 75 horas se terminó de procesar este lote. El resumen de esta primera corrida son los siguientes, según el reporte del balance metalúrgico de planta y las hojas de control de planta, es el siguiente:

Los ratios de los insumos utilizados en las corridas son:

Alcohol industrial 96%	5-7 w/w
Soda Cáustica	1-2% w/w
Cianuro de Sodio	0.5-0.8% w/w
Agua	Diferencia % w/w.

Variables de control:

Voltaje de entrada:	3.78V
pH .	14
Cianuro libre	0.1-0.35%
Amperaje	160-380 Amp
Temperatura	85-95°C.

Según el balance metalúrgico N° 1 del Anexo A se tiene:

% Recuperación: 100.1%

33.5 g de Oro queda fuera del Oro liquidado

Ley de cola promedio: 0.032 g / K.

Ley de Solución barren: 0.6 g / m³

Según el balance metalúrgico N° 2 del Anexo A se tiene:

% Recuperación: 102%

87.3 g de Oro queda fuera del Oro liquidado

Ley de cola promedio: 0.045 g / K.

Ley de Solución barren: 0.8 g / m³

Según el balance metalúrgico No 3 del Anexo A se tiene:

% Recuperación: 100.06%

45.58 g de Oro queda fuera del Oro liquidado

Ley de cola promedio: 0.020 g / K.

Ley de Solución barren: 0.8 g / m³

3.2.4 Resultados de los procesos de desorción

De los balances metalúrgicos se observa que la recuperación esta por encima del 100% hasta el balance metalúrgico N° 6 (Ver Anexo A), donde se obtuvo una recuperación de 95.56% y faltó 41.61 gramos de Oro sobre el Oro liquidado. Lo mismo ocurrió en el balance 7 y 8.

Los balances metalúrgicos están por encima de 100%, debido a los errores que se arrastran durante el muestreo y el proceso de análisis. En el balance metalúrgico N° 6,7 y 8 (Anexo A) hubo varios errores de muestreo y análisis que llevaron a una pérdida de 41.61 gramos y 7.16 gramos en el balance 6 y 7.

La ley de cola también fue variable, se obtuvieron una ley de cola de 0.027 hasta 0.08 gramos / kilo. Para proteger el balance metalúrgico de planta se propuso considerar una ley de cola de 0.03 g / K y así tener un colchón de seguridad o protección para efectos de los balances del proceso. Esta consideración fue valida a partir del balance metalúrgico N° 7.(Ver Anexo A)

Respecto al proceso, se observó que no era necesario utilizar entre 10 a 20 % de alcohol para tener una recuperación de 100% en menos de 70 horas, como normalmente utilizan en otras plantas de la competencia, ni tampoco ir adicionando alcohol durante el proceso. Aquí, lo que hay que resaltar es lo fundamental que es acondicionar el carbón activado rico con una solución que contiene 5-7% de alcohol industrial. El no hacerlo implica un mayor tiempo de

desorción y una ley de cola de carbón pobre alta, de alrededor de 0.1 a 0.25 gramos por kilo. Esta ley alta de cola es normal en una planta de desorción que no brinda servicio, puesto que este carbón regresa al proceso de adsorción y el oro que contiene entra al balance del proceso de adsorción. Estas leyes de cola altas se manejan en Minera Yanacocha, Minera la Poderosa, etc. En cambio, en una empresa de servicio como GOLD METALS SAC, es fundamental y es uno de los pilares del negocio a parte del porcentaje de recuperación que se obtenga. Una ley de cola alta no hace posible un balance metalúrgico positivo desde el punto de vista comercial, una ley alta significa también, devolver al cliente su carbón pobre con un alto contenido de oro.

La importancia de acondicionar el carbón activado con alcohol industrial, cianuro de sodio y soda cáustica antes de empezar el proceso de desorción, lo observé durante el tiempo que trabajé como jefe de turno en una planta de desorción llamada FINESSE S.A. Aquí se utilizaba aproximadamente 14% de alcohol industrial (500 litros); un 8% se agregaba en el tanque barren, un 2% en el tanque de desorción y el resto de alcohol se agregaba durante el proceso en el tanque barren. Y había épocas en donde era escaso comprar Alcohol industrial y el poco stock que teníamos solo lo utilizábamos para adicionar al tanque barren y al tanque de desorción y ya no teníamos para agregar durante el proceso y los balances metalúrgicos seguían con los mismos resultados. El mismo porcentaje de recuperación, la misma ley de cola de carbón pobre y sobre todo el mismo tiempo de desorción. La conclusión era que el alcohol que se agregaba durante el proceso no tenía ningún efecto. Hay que tener en cuenta que la temperatura de desorción era de 95°C. Debido a la escasez del alcohol se continuaba disminuyendo la cantidad de alcohol en el tanque barren y se mantenía la misma cantidad de alcohol en el tanque de desorción y los resultados se seguían manteniendo. Dados estos resultados se concluyó que el alcohol no tenía efecto agregar en el tanque barren, ni tampoco durante el proceso, sino en el tanque de desorción y había que agregar mas alcohol en dicho tanque. Lo que se hizo fue ir aumentando la cantidad de alcohol en el tanque desorción, pero no se le daba un mínimo tiempo de acondicionamiento, puesto que inmediatamente se procedía a calentar todo el

sistema .Con estas experiencias ganadas se propuso inicialmente agregar alcohol al tanque de desorción y dejarle un cierto tiempo de acondicionamiento. Esto se hizo cuando trabaje en Oro Andino SAC. Se agregaba un 3% de alcohol y se dejaba un par de horas de acondicionamiento y se tenía los mismos resultados. Esta premisa, se llevo a la empresa GOLD METAL SAC., solamente utilizar alcohol industrial para el acondicionamiento del carbón activado rico pero con mayor tiempo de acondicionamiento.

Al empezar las pruebas en Gold Metals SAC, se propuso empezar con un porcentaje de alcohol de 5% y posteriormente ir aumentando conforme lográramos resultados positivos. Durante las primeras pruebas se utilizó 160 litros de alcohol y posteriormente se aumentó a 200 litros en cada proceso y dependiendo de la cantidad de carbón esta cantidad logró representar entre 5 a 7% en peso. Con este porcentaje de alcohol, se logró resultados positivos que se muestran en todos los balances metalúrgicos adjuntos y concluyendo que no era necesario por ahora agregar más alcohol puesto que los porcentajes de recuperación eran óptimos.

Las pruebas que faltarían sería aumentar el porcentaje de alcohol en el acondicionamiento y ver como varia el tiempo de desorción. Sería plantear al dueño de la empresa para seguir optimizando el proceso de desorción. En realidad, hay mucho por optimizar, en el proceso mismo y en los diseños de equipos. En el presente trabajo quería resaltar el resultado de mis observaciones y experiencia respecto a la influencia del alcohol en el proceso de desorción y quitar el mito que hay en las empresas de servicio de utilizar los porcentajes del proceso zadra con alcohol.

De la Tabla N° 1 - Resumen del Anexo A, se tiene que se logró otro de los objetivos de la empresa que era tener más del 50 % de oro en las primeras 12 horas, es decir, de una día para otro. Esto es producto del acondicionamiento del carbón activado con los reactivos antes mencionados. Del cuadro de resumen 001, se observa recuperaciones desde 50 hasta más de 90% de recuperación. Para la empresa, es importante obtener más de la mitad de oro que esta en proceso para

poder negociar y así tener mayor liquidez y poder cancelar a los clientes con mayor rapidez.

También se observa, que el tiempo de proceso esta en promedio de 64 horas, esto ayuda bastante, porque significa que al cuarto día ya se tiene todo el oro en proceso, liquidado, es decir, negociado en el mercado.

3.3 EQUIPOS DE LA PLANTA DE DESORCIÓN

3.3.1 TANQUE DE DESORCIÓN

El tipo de material utilizado para construir el tanque suele ser acero inoxidable 316, porque terminado el proceso, se procede a realizar la reactivación química en el mismo tanque, con una solución de ácido clorhídrico al 5%. En el caso de GOLD METALS SAC, se utilizó planchas de acero estructural de 3/16", ya que el ph durante el proceso es 14 y en ninguna caso baja del ph del agua utilizada. La reactivación química en Gold Metals SAC no se hace en el propio tanque, se hace en tanques de PVC y se aprovecha el tanque de desorción para enjuagar el carbón activado hasta lograr una alcalinidad de 8 a 10, teniendo en cuenta que el carbón activado tiene un ph de 14 al terminar el proceso y suele hacerse de 3 a 4 enjuagues en el mismo tanque , antes de evacuar todo el carbón activado hacia los tanques de PVC , para su reactivación química, que consiste básicamente en la remoción básicamente de carbonatos.

Para elegir el diámetro y la altura, nos basamos en un heurístico utilizado en diseño de separadores. El heurístico nos recomienda una relación de altura y diámetro en el rango de 2.5 /1 a 5/1, recomendando la relación optima de 3/1. Las medidas estándares de las planchas de acero comercial nos inclinan a tomar la relación 3/1, por la siguiente razón : Las planchas comerciales tienen 1.5 m de ancho por 3 m de largo (5 pies por 10 pies) y con dos planchas soldadas de largo se obtiene 6 m mas 10 cm. , mas unos centímetros generados por la soldadura y el biselado se logra formar un rolado , generando un cilindro de 1 m

de diámetro. Soldando un cilindro igual, uno sobre otro, se logra un cilindro de 3 m de altura y 1 m de diámetro. Obteniendo de esta manera una relación de altura y diámetro de 3 a 1.

La forma de reactor normalmente es cilíndrica, de base cónica y tapa plana, como se muestra en la figura B-1 del anexo B y en las fotos del 1 a 6 del anexo B. La base cónica ayuda a evacuar el carbón activado del tanque y un ingreso uniforme de la solución en contracorriente. Esta forma de tanque genera un *mantenimiento constante de las mallas de ingreso y salida del tanque*, ya que constantemente se tapan con la pajilla y otras partículas en suspensión que trae el carbón activado al ser alimentado al tanque de desorción. Otro problema que ocasiona, es que durante el proceso constantemente se tapa el ducto de salida del tanque de desorción y muchas veces se tiene que parar el proceso para su limpieza o en muchos casos genera un derrame de solución.

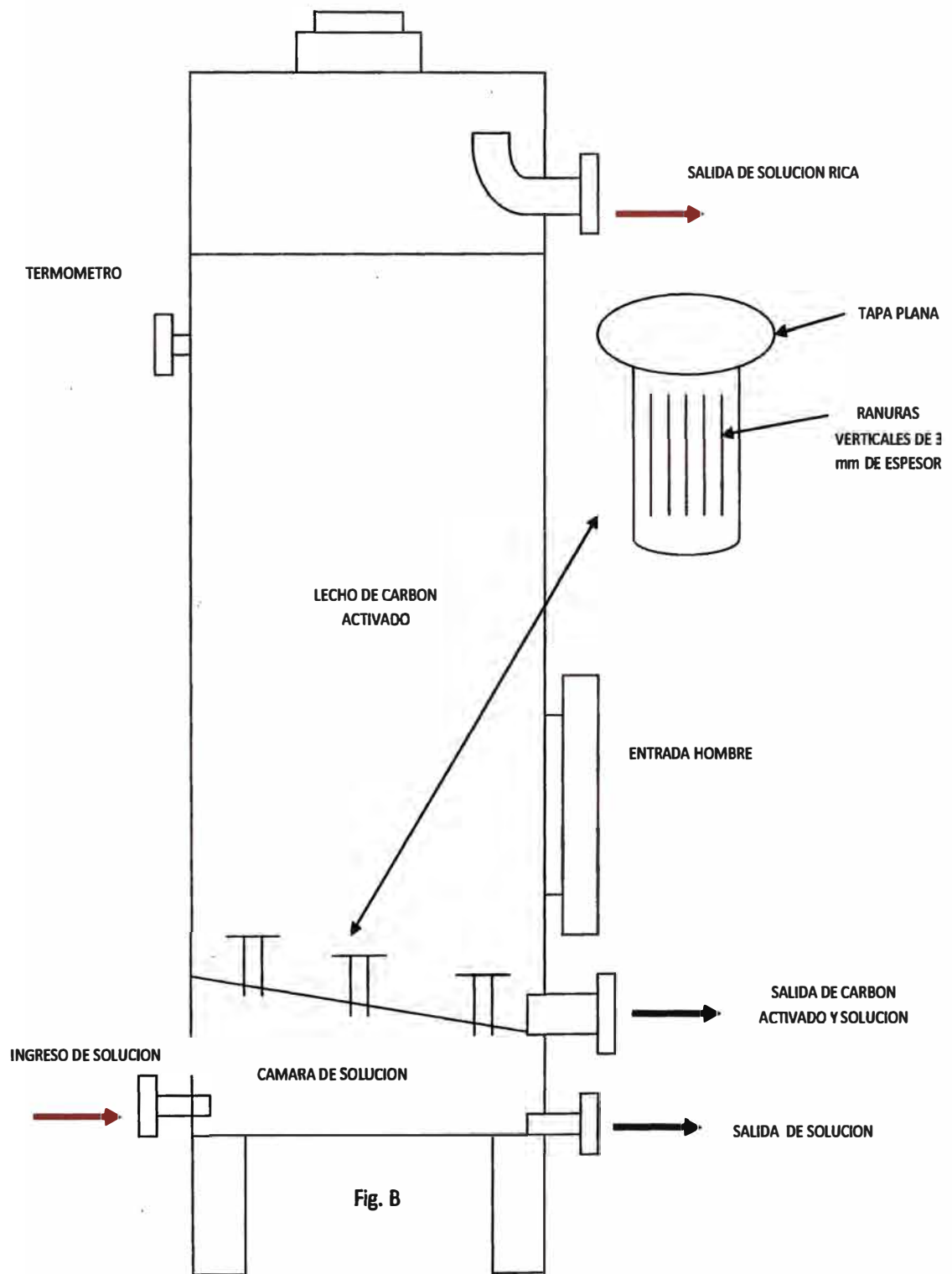


Fig. B

En la figura B, se tiene el tanque construido en GOLD METALS SAC, se observa que el ducto de salida de la solución rica es un codo de 3" y no esta forrado con ningún tipo de malla, eliminando la posibilidad de un derrame por ensuciamiento de la misma. De igual forma ocurre en la parte inferior donde también se eliminó el uso de mallas .El ducto que une la cámara de solución y el lecho de carbón activado es un tubo de 15 cm. de largo y un diámetro de 2" , tapado en la parte superior y abierto en la parte inferior , a la cual se le hizo ranuras de 3mm aproximadamente en todo el contorno del tubo, para facilitar el paso de la solución y quedándose retenido las partículas de carbón activado. Este diseño evita la presencia de mallas y un fácil mantenimiento. La base donde se encuentran estos ductos de paso de solución, esta inclinado 11° , con la finalidad de que haya facilidad para evacuar el carbón activado hacia la válvula de descarga. Estos cambios se observan en la Fig. C y en las fotos 1 y 2. El plano inclinado son dos medias lunas empernados y soportados por una pestaña alrededor y a la mitad del tanque a una altura de 35 cm., como se muestra a continuación:

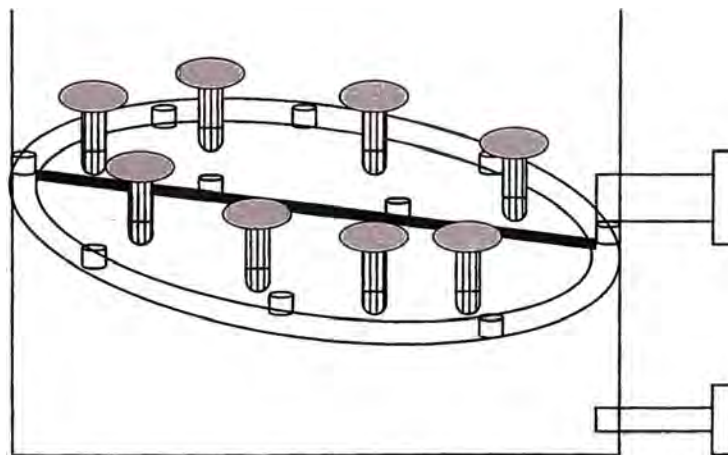


Fig. C



SALIDA DE CARBON
ACTIVADO Y
SOLUCION

SALIDA DE
SOLUCION

FOTO N° 1 DUCTOS DE SALIDA DE CARBON Y SOLUCION



SALIDA DE
SOLUCION
RICA

FOTO N° 2 TANQUE DE DESORCION DE 1 TM

3.3.2 CALENTADOR ACUOTUBULAR

En Finesse S.A. se tenía un calentador pirotubular como se observa en las fotos 7 y 8 del Anexo B. Este calentador tenía un quemador manual de petróleo diesel como se observa en la foto N° 9 del Anexo B. Este quemador manual genera una combustión incompleta al inicio, debido a que tiene que calentarse la tobera para que pueda atomizar bien el combustible y además también depende del nivel de combustible en el tanque, cuanto más alto el nivel, mas presión tiene la tobera para atomizar el combustible. Cuando se llega a temperatura deseada se procede a cerrar el ingreso de combustible y se vuelve a prender cuando baja la temperatura a un valor mínimo. Este procedimiento genera un mal control de la temperatura en todo el proceso de desorción, generando un alto consumo de combustible de alrededor de 1.07 gal / hora y además aumentando innecesariamente el tiempo de desorción. El área de transferencia de calor consta de la base del cilindro de 1.3 de altura y de 0.96 m de diámetro y el área lateral de 7 tubos de 3" como se observa en la Fig. B-2 del Anexo B. El calentador pirotubular esta sostenido sobre una base de concreto como se observa en las fotos 7 y 8 del Anexo B y encima de esta base, esta la cámara de combustión. Aquí se tenía varios inconvenientes; primero, el quemador manual que genera una ineficiente combustión y que no permite un buen control de temperatura sobre todo cuando el operador se descuida de mantener los rangos de temperatura y segundo una área insuficiente de transferencia de calor, puesto que se demoraba aproximadamente 5 a 6 horas en calentar 3.5 m^3 de solución. Ante esta situación se tenía que mejorar ambas condiciones de trabajo. Primero, se tenía que mejorar y aprovechar el calor producido en la cámara de combustión, pues, no tenía sentido calentar innecesariamente ladrillos refractarios. Entonces se propuso cambiar la cámara de combustión de ladrillos refractarios por una chaqueta de agua. Esta chaqueta estaría hecha de planchas de caldero, para evitar el deterioro de las paredes de las chaquetas por el contacto de los productos oxidantes generados en la combustión del diesel. Inicialmente se utilizó fierro estructural de 1" a 2" , pero se observó que por mas grueso que sea la planchas utilizadas en el contacto con los productos

de las combustión se deterioran muy aceleradamente generando grandes pérdidas de solución y por ende , de problemas de pérdidas en el balance del masa del proceso de desorción. El calentador acuotubular consiste en una chaqueta de agua en donde reside una calandria con 25 tubos de caldero de 2" y de 106 cm, como se observa en la fig. D. La chaqueta de agua esta fabricada con plancha de caldero y los tubos también son de caldero. La plancha de caldero es norma ASTM 285 °C y los tubos ASTM A-192. Este tiene un quemador de petróleo diesel de una boquilla de 1 gph por 80°. La solución primero ingresa a la chaqueta de agua donde la solución se precalienta y luego a través de los 25 tubos donde entra en contacto indirecto con los gases de combustión. Ver Foto N° 3

Con este calentador se mejoró el área de transferencia de calor de 2.9 a 4.2 m² y se disminuyó el tiempo de calentamiento. En el calentador pirotubular en 1 hora se calentaba 185 galones (700 litros) de 20 a 85° C y en el calentador pirotubular se calienta 234 galones (886 litros) de 20 a 85°C. Esto demuestra que hay un mejor aprovechamiento del calor de combustión .En el calentador acuotubular se utiliza un quemador automático que mejora la combustión y ayuda a mantener la temperatura del proceso de desorción en los rangos deseados. El consumo promedio del combustible esta en 0.7 galones / hora, menor que el consumo promedio del calentador pirotubular que es de 1.07 galones / hora.

SALIDA DE LA CHAQUETA DE AGUA E INGRESO A LOS TUBOS DE CALDERO

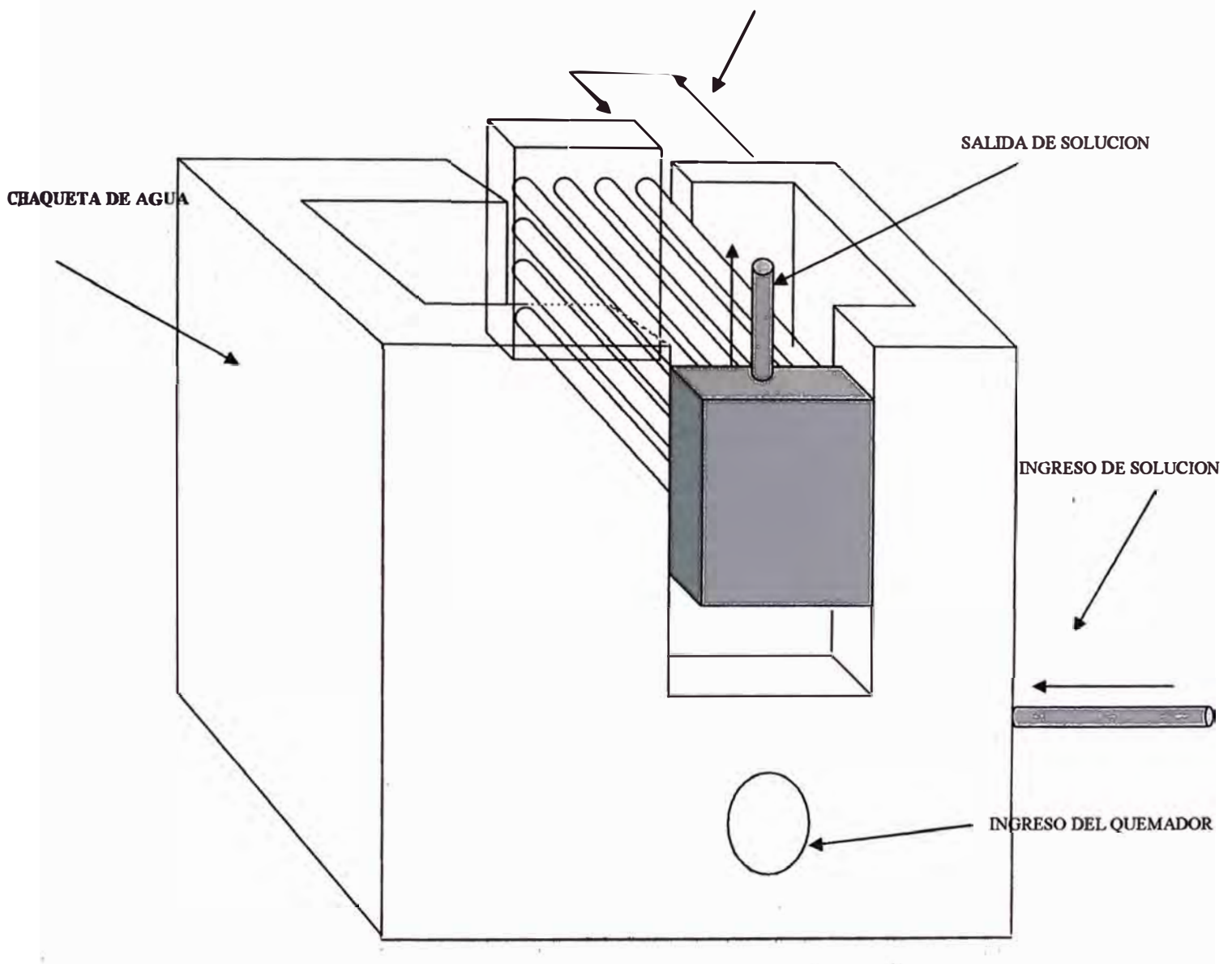


Fig. D CALENTADOR ACUOTUBULAR



Características:

Capacidad galones: 154 galones

Capacidad gal/ h: 234 $\Delta T= 65^{\circ}C$

Consumo de Diesel 2: 1 gal / h

Superficie de calentamiento : 4.2 m²

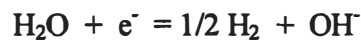
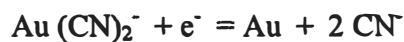
FOTO N° 3 CALENTADOR ACUOTUBULAR Y QUEMADOR AUTOMATICO

3.3.3 CELDAS ELECTROLITICAS

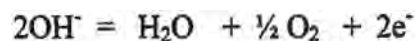
Las celdas electrolíticas utilizadas son las celdas rectangulares, diseñadas por la empresa MINTEK de Australia, donde se tiene 7 cátodos y 8 ánodos dispuestos alternadamente de manera paralela y equidistante. La solución rica entra por un extremo de la celda y sale por el otro atravesando los cátodos de lana de acero. La estructura del cátodo es una varilla rectangular de acero inoxidable 304 y se cubre con lana de de acero N° 0 como se muestra en la foto N° 4 , 5 y 6. El ánodo es una placa de acero inoxidable 304 , como se muestra en la foto N° 7 y la celda es un tanque de fierro estructural de 3/16" aislado con una geomembrana de PVC de 1.00 mm. Como se muestra en la foto N° 8 y 9.

Durante la Electrodeposición ocurren las siguientes reacciones:

Cátodo



Ánodo:



Reacción total:



Condiciones de Operación en la Celda Electrolítica:

Voltaje de entrada: 4 Voltios

Amperaje: 150- 450 Amp

Temperatura: 85- 95 °C



FOTO N° 4 LANA DE ACERO No 0

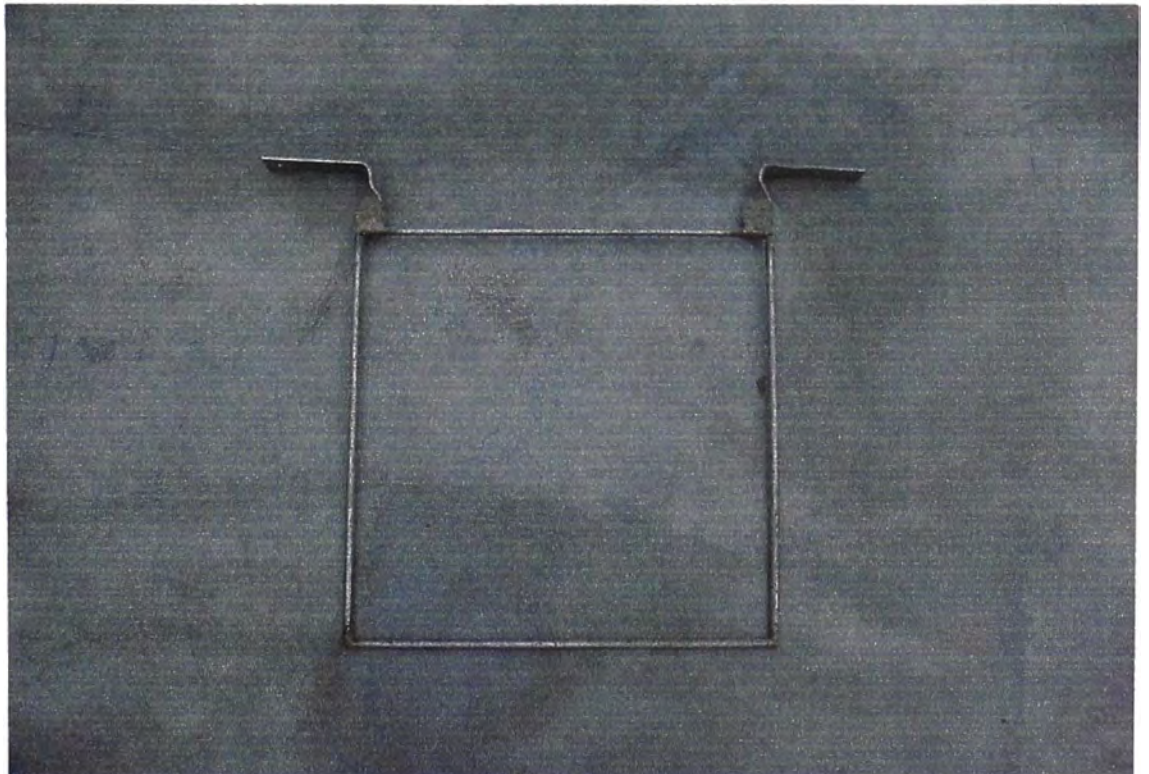


FOTO N° 5 ESTRUCTURA DEL CATODO

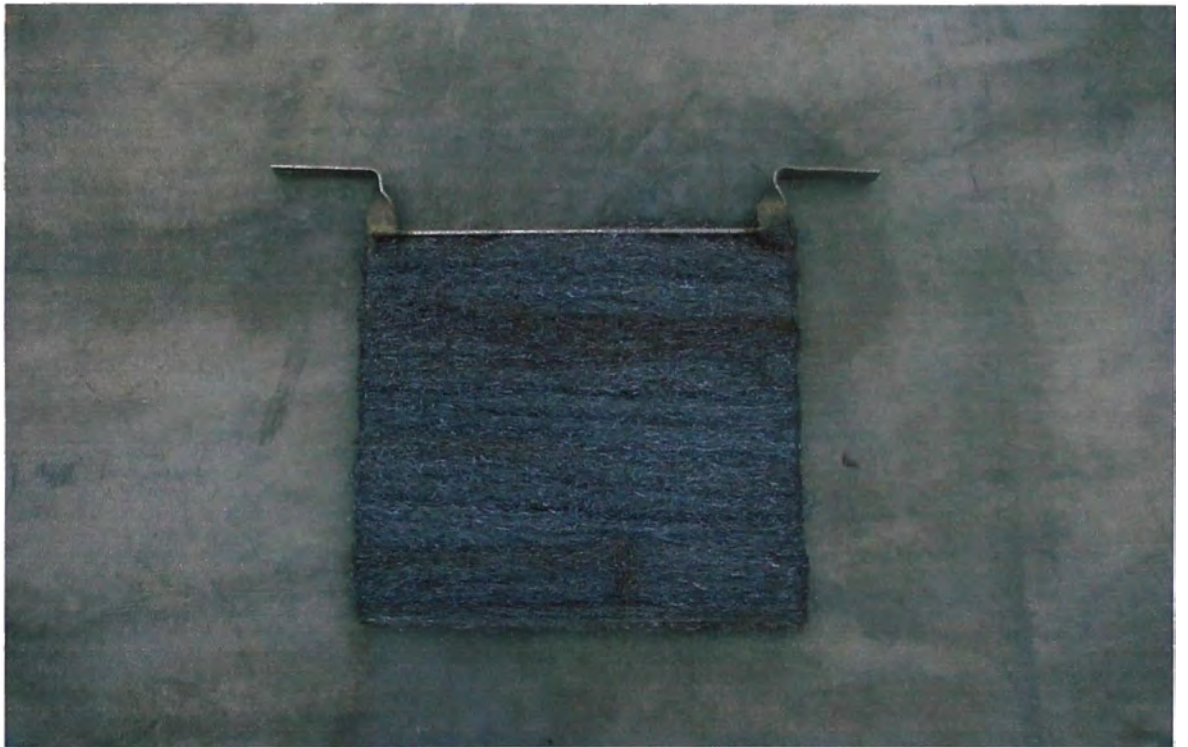


FOTO N° 6 CATODO

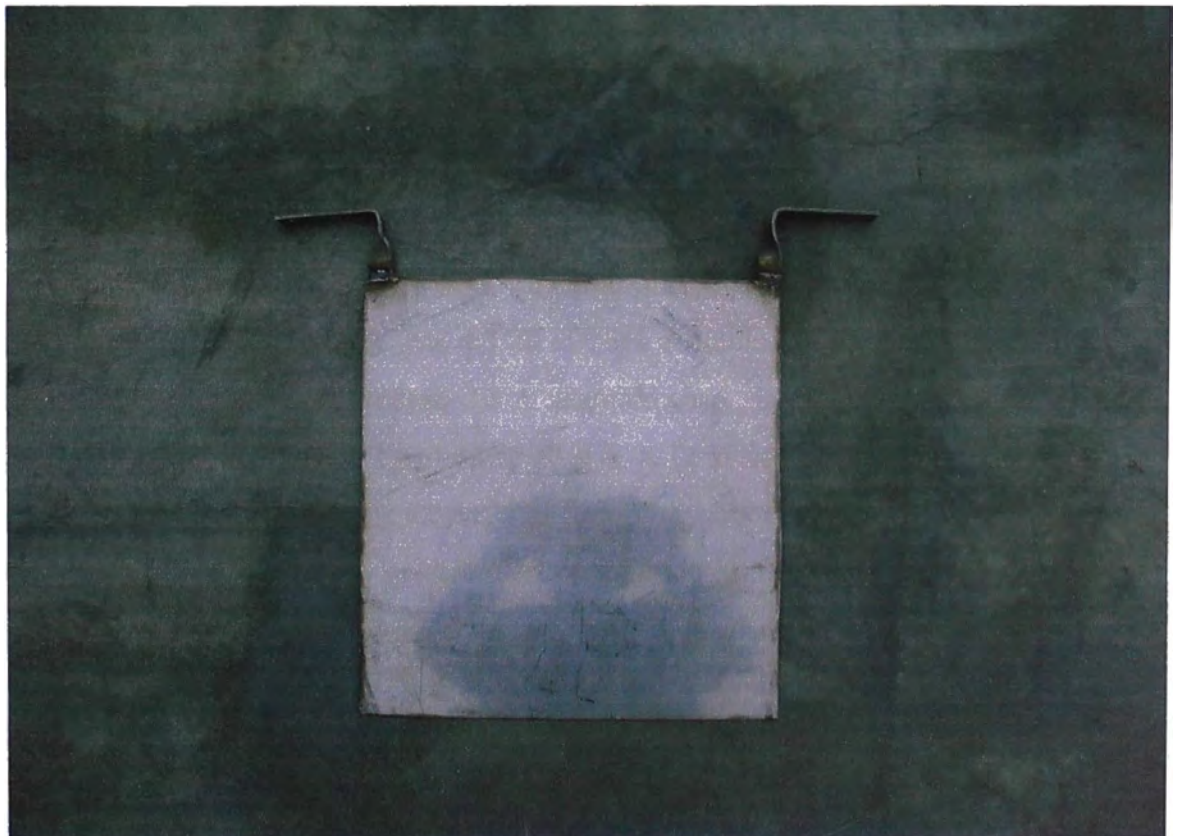


FOTO N° 7 ANODO



FOTO N° 8 CELDAS EN SERIE EN GOLD METALS SAC

En Finesse S.A. se tenía las celdas en paralelo como se observa en las fotos No 10 del anexo B y en Gold Metals SAC se cambió al sistema en serie. En el primer caso la eficiencia de la celda era del 20 al 25% al inicio del proceso y llegaba al 50 y 65 % terminando el proceso. En el segundo caso , la eficiencia llegó de 40 a 50% al inicio y al finalizar llegó entre 60 y 80%.La dificultad del primer sistema era que teníamos que estar graduando el flujo constantemente para que ingresara el mismo caudal en ambas celdas. Con el segundo sistema se evitaba todo este control.



Foto No 9 Celda Electrolítica Abierta

3.3.4 Tanque barren o de paso.

Es un tanque donde se agrega una parte de los reactivos (Cianuro de Sodio y Soda Cáustica) y donde se agrega la mitad de agua que se utiliza en todo el proceso (1500 litros). Es un tanque horizontal de 2.4 m de largo y 1 m de diámetro y normalmente esta ocupado al 75 % de su capacidad. Esta fabricado en fierro estructural de 3/16" y recubierto de un aislante térmico. En la parte superior tiene una tapa para el ingreso de los insumos antes y durante el proceso. Debido a esto se ha colocado una campana extractora sobre la tapa para evitar inhalar los gases provenientes de la descomposición del cianuro de sodio. Ver Foto N° 10. Desde este tanque se bombea la solución eluyente hacia el tanque de desorción y regresa por el otro extremo por gravedad desde la celda electrolítica. Luego de usar la solución por 4 a 6 procesos continuos la solución se desecha hacia una poza de 5 m³, donde primero se neutraliza el remanente de cianuro libre y luego se baja el pH diluyendo inicialmente la solución y luego con los remanentes de solución acida provenientes del área de refinería.



Foto N° 10 TANQUE BARREN O DE PASO

3.3.5 Bombas centrífugas

El tipo de bombas de recirculación son las bombas centrífugas que tienen separados el cuerpo de la bomba y el motor y están unidos por un acople, como se observa en la Foto N° 11. Se prefiere este tipo de bomba, porque hace fácil el cambio del sello mecánico o prensaestopas de la bomba ya que la temperatura de trabajo es de 90 °C. La característica más importante es que el impulsor tiene que ser de fierro fundido, de acero inoxidable, o de algún material que no le ataque la presencia del Cianuro de Sodio. Las bombas están dispuestas en paralelo para facilitar el mantenimiento de una de ellas, mientras que la otra esta trabajando. Ambas Bombas son de 4 hp.



Fotos N° 11 . Bombas Centrífugas de Recirculación.

3.4 Refinación de los lodos catódicos

Normalmente se procede a cosechar (retirar los cátodos cargado) al día siguiente de iniciado el proceso de desorción, esto equivale a 15 horas de proceso aproximadamente. El retirar los cátodos implica colocar cátodos nuevos inmediatamente en la celda, para evitar una parada innecesaria. A continuación de retirar los cátodos, se separa la lana de acero cargada y se procede a un ataque con ácido clorhídrico comercial al 33 % para eliminar la lana de acero, luego el residuo sólido se lava y se neutraliza para un ataque con ácido nítrico comercial al 53%, con la finalidad de separar el contenido de Plata, Cobre, Mercurio y otros metales que forman nitratos. El sólido remanente tiene un alto contenido de oro de alrededor de 80 a 90%, luego se agrega agua regia para disolver todo el oro presente y precipitarlo nuevamente con bisulfito de sodio. A este sólido se lava y se neutraliza para finalmente fundirlo y obtener un lingote de ley 99.98%. A continuación detallaremos cada paso de la refinación.

3.4.1 Ataque con ácido clorhídrico al 33%

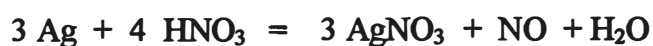
El ataque con ácido clorhídrico se realiza con el fin de eliminar la presencia de la lana de acero proveniente del cátodo y se da según la siguiente reacción:



Estequiométricamente se necesita 3.94 kilos de HCl al 33% por cada kilo de *hierro*, pero en la práctica se utiliza 11 kilos de HCl al 33%, ya que esta lana de acero genera un gran volumen que hay que recubrir. Este ataque se realiza en una olla de acero inoxidable sin costura y a una temperatura de 50°C aproximadamente para acelerar la disolución. Una vez disuelto toda la lana se procede a usar el filtro prensa a 30 Psi de presión, para lavar y neutralizar el residuo sólido.

3.4.2 Ataque con ácido nítrico al 53%

El residuo sólido anterior contiene Oro, Plata, Cobre, Mercurio, etc. Para eliminar estos metales excepto el oro, se agrega HNO₃ a 30 °C aproximadamente. Este ataque se realiza en un envase de vidrio resistente a altas temperaturas y la disolución de estos metales se da según las siguientes reacciones:



Según la estequiometría tenemos:

Por cada:

1 Kilo de Plata se requiere 0.948 K de HNO₃ al 53%

1 Kilo de Cobre se requiere 3.218 K de HNO₃ al 53%

1 Kilo de Fierro se requiere 5.493 K de HNO₃ al 53%

1 Kilo de Mercurio se requiere 1.019 K de HNO₃ al 53%

Total = 10 kilos aprox. de HNO₃ al 53%

El contenido de estos materiales es variable, pero en cada proceso de desorción se utiliza 50 litros por cada cosecha, debido a la alta presencia de Plata, Cobre y Fierro, que son los metales que más asociados están al Oro.

3.4.3 Ataque con agua regia

El residuo sólido anterior se procede nuevamente a lavar y neutralizar en el filtro prensa a 30 Psi de presión. Este sólido ya tiene una ley aproximada entre 80 y 90 % de contenido de Oro y se necesita eliminar todavía más impurezas (Plata ,

Cobre, etc.). Para esto se agrega agua regia, que viene hacer una mezcla de una parte de ácido nítrico mas 4 partes de ácido clorhídrico para disolver todo el oro presente y los demás metales también. La reacción de la mezcla es la siguiente.

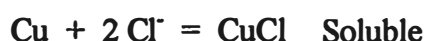


Y cuando reacciona con el Au se tiene la siguiente reacción:



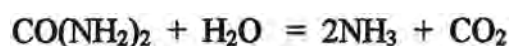
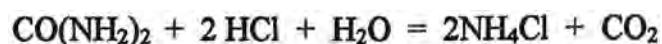
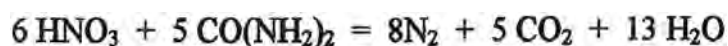
En la practica se utiliza un litro de ácido nítrico al 53% y 4 litros de ácido clorhídrico por cada kilo de oro presente en el sólido.

Debido a la presencia de Plata y Cobre principalmente como impurezas se tienen también las siguientes reacciones:

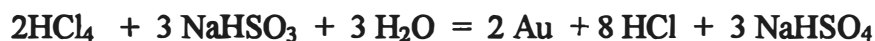


3.4.4 Precipitación con bisulfito de sodio

Antes de precipitar el oro disuelto con bisulfito se tiene que neutralizar el exceso de ácido nítrico y el ácido clorhídrico con UREA, según las siguientes reacciones:



La reacción de la Urea termina cuando deja de producir unas burbujas al agregar la urea sólida. Terminado la neutralización se procede a agregar el bisulfito de sodio como una masa sólida poco a poco, según la siguiente reacción:



El precipitado de oro obtenido es lavado y neutralizado para luego pasar a la fundición donde se logra una barra de oro de ley 99.98%.

3.4.5 Fundición

El precipitado que llega de refinería es secado cuidadosamente para evitar cualquier merma. Luego este precipitado es mezclado con dos partes de Bórax y una décima parte de nitrato de potasio respecto de la cantidad de oro a fundir. La fundición demora aproximadamente 1 hora y media hasta vaciarlo en una lingotera.

IV. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 Conclusiones

- Se logró establecer un método propio para la desorción en Gold Metals SAC, después de un año aproximadamente de procesos realizados, en las cuales se iba ajustando los consumos de reactivos y las variables de procesos.
- Se demuestra que el proceso de desorción es un método sencillo y práctico y que no genera residuos sólidos ni líquidos que no se puedan neutralizar y manejarlos adecuadamente. Y debido a su simplicidad se ha intensificado el uso del carbón activado en la adsorción de oro en la pequeña y mediana minería de nuestro país.
- Se verifico que el alcohol es un reactivo importante en el acondicionamiento del carbón activado rico, mas no durante el proceso, generando una disminución notoria en el tiempo de desorción.
- Se entendió la importancia del acondicionamiento previo al proceso de desorción. Cuanto mas tiempo se acondiciona, menor tiempo de desorción se tiene.
- Se logro también que a las 15 horas de proceso o la primera cosecha se obtenía entre el 70 y 90% de oro presente en el carbón activado, lo cual genera una liquidez monetaria inmediata para poder realizar las liquidaciones a los clientes.
- Se ha establecido que un procedimiento sensible que afecta el balance metalúrgico es el muestreo del carbón activado y el análisis del contenido de oro en el carbón activado. Para lo cual, es importante tener limpio el área del muestreo y los equipos a utilizar. También, el homogenizado del *carbón activado es fundamental que se haga mínimo 4 coneos sucesivos*, antes del cuarteo o la división por el método damero.
- Los procesos realizados nos ayudan a poder caracterizar el carbón *activado rico que llega a la planta de la siguiente manera:*

Carbón activado rico con alta contenido de oro principalmente

Carbón activado rico con alto contenido de Plata

Carbón activado rico con alto contenido de Cobre

Carbón activado rico con alto contenido de Mercurio.

- También se ha notado durante los procesos realizados que un alto *contenido de cobre en el carbón activado aumenta considerablemente el tiempo de desorción y un consumo mayor de reactivos.*
- Cuando hay presencia de un alto contenido de mercurio es preferible *retirar los cátodos en cuanto termine de depositarse todo el mercurio,* porque satura los cátodos e impide a los otros metales a depositarse.
- Cuando hay demasiado contenido de cobre en el carbón activado, es *preferible hacer un lavado químico con ácido nítrico, para eliminar una parte del cobre presente.*

4.2 Recomendaciones

- Al aumentar los reactivos antes y durante el proceso (Cianuro de Sodio y Soda Cáustica), siempre se agrega disuelto y de manera gradual en el tanque de paso, con la debida protección del operador. Muchos accidentes han ocurrido y debe evitarse.
- Debido a la manipulación constante del cianuro libre es importante contar en la planta con el antídoto del Cianuro de Sodio.
- Es necesario contar con una campana extractora sobre la celda electrolítica, ya que al cosechar se genera gran cantidad de gases al abrirla.
- *Es importante mencionar que es necesario instalar un horno de reactivación térmica del carbón activado para complementar la reactivación química.*

V.- BIBLIOGRAFIA

- ❖ Navarro Cornejo, Jony Julia; Salermo Gonzáles, Maria del Pilar. Tesis de Grado FIQM- UNI. *Estudio Técnico Experimental de la desorción de carbón activado cargado de Oro*
- ❖ Vargas Paredes, Félix. Tesis de grado FIQM-UNI. *Recuperación de metales preciosos desde un mineral oxidado.*
- ❖ Paliza Ravazzani, Leonardo Roberto; Villar Márquez Alfonso Arturo. Tesis de Grado. FIQM – UNI. *Recuperación de oro a partir del procesamiento del carbón fino generado por la planta de carbón activado de Minera Yanacocha.*
- ❖ Paul N. Cheremisinoff; Fred Ellerbusch. *Carbón Adsorption Handbook. Second Printing 1980.*
- ❖ Antonio T. Robles. U.S Pat. 6200364. *Process for Eluting Precious Metals from Activated Carbón.*
- ❖ Kunter et. Al. U.S. Pat 4578163. *Gold Recovery Process.*
- ❖ Belsak et. Al. U.S Pat 4968346. *Method For Eluting Adsorbed Gold From Carbón*
- ❖ Heinen et al U.S Pat 4208378. *Desorption of Gold From activated Carbón*
- ❖ *Obtención de carbón activado a partir de la cáscara de coco. Donaciano Luna. Armando Gonzáles, Manuel Gordón. UAM. Dpto. de Química. Febrero del 2007*
- ❖ *Determinación del Modelo Cinético de desorción de oro del carbón activado. Julio C. Bonnet y Vicenta de Roccaro. Escuela de Ingeniería Química . Universidad Central de Venezuela.1992.*
- ❖ *Aplicación de Modelos Cinéticos empíricos en la adsorción de $Au(CN)_2^-$ en carbón activado. Cristian Vargas R., Patricio Navarro D., Jaime Simpson A. Departamento de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad de Santiago de Chile.*
- ❖ *Aplicación de carbón activado en la metalurgia extractiva del oro. Ricardo Merello P., Gabriel Zarate C. Universidad de Chile.*
- ❖ *Hidrometalurgia, fundamentos, procesos y aplicaciones. Esteban M. Dominic*

VI. ANEXOS

6.1 Anexo A

Tabla No 1

RESUMEN

Proceso No	Carbon seco Kilos	Oro Total gramos	NaOH	Alcohol Ind. %	NaCN	Horas de proceso	% oro obtenido a las 15 horas Primera barra	% Recuperacion	Oro sobrante gramos
11	927.4	1343.47	1.7500	5.7143	0.5714	43.00	50.54	100.53	75.39
12	1129.9	3604.93	1.8657	7.4627	0.7090	70.00	25.37	99.26	45.06
14	1040.2	2426.20	1.7500	5.7348	0.6810	76.00	82.14	95.31	-47.05
15	1036.3	2981.50	1.9643	7.1429	0.7143	68.00	81.03	96.11	-73.11
19	1049.1	3038.01	2.5180	5.7554	1.0791	64.00	74.95	101.57	137.98
23	716.1	1275.53	2.0979	6.9930	0.8741	64.00	80.71	100.03	40.98
24	1028.2	2161.03	2.0285	7.8292	0.7829	66.00	91.80	100.10	82.10
25	1023.3	1895.86	1.9504	7.0922	0.6383	63.00	61.74	103.90	149.83
26	716.1	1748.11	2.0979	6.9930	0.8741	64.00	67.97	98.57	92.98

Promedio 963.0 2274.96 2.003 6.746 0.769 64.222 68.47 504.15

Balance Metalurgico - Proceso II

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley real	Ley de cola	ley final	Fino Bruto
		K		g / K		g
19-Jun	Jorge Felix I	47.43	2.2119	0.05092	2.161	102.50
23-Jun	Lenin I	83.80	2.5760	0.05092	2.525	211.60
23-Jun	Lenin Fino	122.89	0.5232	0.05092	0.472	58.04
23-Jun	Carlos Condori	58.80	2.4386	0.04997	2.389	140.45
28-Jun	Jorge felix II	43.42	1.0719	0.04997	1.022	44.37
08-Jul	Eulogio Pinares I	81.67	1.6771	0.04997	1.627	132.89
08-Jul	Eulogio Pinares II	16.10	10.7518	0.05092	10.701	172.28
08-Jul	Ever Salcedo	61.21	1.6687	0.04997	1.619	99.08
08-Jul	Romulo Huamani	137.90	3.1112	0.05092	3.060	422.01
653.22						1383.23

Recuperado

Fecha	Item	Peso	Ley	Fino
		g	%	g
09-Jul	Bullion 1	1457	90.12%	1313.0
13-Jul	Bullion 1	105.1	91.15%	95.8

Solucion	Ley	Fino Total
Litros	g / L	g
2500	0.0006	1.5

Total 1408.8

Total 1.5

Total recuperado 1410.35 gramos
% Recuperación 101.96 %

Liquidado

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley Liquidación	Ley de cola	ley final	Fino Bruto	Recuperacion	Fino real
		K		g / K		g	%	g
19-Jun	Jorge Felix I	47.43	2.1119	0.08000	2.032	96.37	98.50%	94.93
23-Jun	Lenin I	83.80	2.5760	0.06000	2.516	210.84	99.00%	208.73
23-Jun	Lenin Fino	122.89	0.5232	0.15000	0.373	45.86	85.00%	38.98
23-Jun	Carlos Condori	58.80	2.4386	0.08000	2.359	138.69	98.50%	136.61
28-Jun	Jorge felix II	43.42	1.0219	0.08000	0.942	40.90	98.50%	40.28
08-Jul	Eulogio Pinares I	81.67	1.6631	0.08000	1.583	129.29	98.50%	127.35
08-Jul	Eulogio Pinares II	16.60	10.6712	0.08000	10.591	175.81	98.50%	173.18
08-Jul	Ever Salcedo	61.21	1.6564	0.08000	1.576	96.49	98.50%	95.04
08-Jul	Romulo Huamani	137.90	3.0868	0.08000	3.007	414.64	98.50%	408.42

Total

653.72 Diferencia de recuperacion

86.82

1323.52

Balance Metalurgico Proceso III

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley real	Ley de cola	ley final	Fino Bruto
		K	g / K			g
09-Jul	Cesar Cardenas	41.90	2.8144	0.03000	2.784	116.67
16-Jul	Efrain Leyva	139.21	1.3478	0.03000	1.318	183.45
16-Jul	Norberto Choque	43.16	2.2598	0.03000	2.230	96.24
20-Jul	David Ytucayasi	13.12	1.9411	0.03000	1.911	25.07
21-Jul	David Ytucayasi	15.28	11.1455	0.03000	11.116	169.84
27-Jul	Ever Salcedo	32.31	0.7184	0.03000	0.688	22.24
31-Jul	Jorge Felix	7.51	1.7617	0.03000	1.732	13.01
31-Jul	Miguel Escobar	153.76	1.9633	0.03000	1.933	297.26
02-Ago	Julio Vargaya	85.00	1.6776	0.03000	1.648	140.05
						1063.83
		531.25				

Recuperado

Fecha	Item	Peso	Ley	Fino
		g	%	g
	1	1029.1	83.13%	855.5
	2	252.7	84.19%	212.7

Solucion	Ley	Fino Total
Litros	g / L	g

Total 1068.2

Total 0

Total recuperado 1068.24 gramos
% Recuperación 100.41 %

Liquidado

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley Liquidación	Ley de cola	ley final	Fino Bruto	Recuperacion	Fino real
		K	g / K			g	%	g
09-Jul	Cesar Cardenas	41.90	2.7878	0.08000	2.708	113.46	98.50%	111.75
16-Jul	Efrain Leyva	139.21	1.3478	0.06000	1.288	179.27	99.00%	177.48
16-Jul	Norberto Choque	43.16	2.2498	0.08000	2.170	93.65	98.50%	92.24
20-Jul	David Ytucayasi	13.12	1.9200	0.08000	1.840	24.14	98.50%	23.78
21-Jul	David Ytucayasi	15.28	11.1055	0.08000	11.026	168.47	98.50%	165.94
27-Jul	Ever Salcedo	32.31	0.7184	0.08000	0.638	20.63	98.50%	20.32
31-Jul	Jorge Felix	7.51	1.7217	0.08000	1.642	12.33	98.50%	12.14
31-Jul	Miguel Escobar	153.76	1.9633	0.08000	1.883	289.58	98.50%	285.23
02-Ago	Julio Vargaya	85.00	1.6776	0.08000	1.598	135.80	98.50%	133.76

Total 531.25 Diferencia 45.58 41.18 1022.66

Balance Metalurgico- Proceso IV

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley real	Ley de cola	ley final	Fino Bruto
		K	g / K			g
06-Ago	Anibal Alfaro	152.89	2.1845	0.03684	2.1477	328.34
09-Ago	Ignacio Panuera	81.53	1.4434	0.03684	1.407	114.68
09-Ago	Emiliano Condori	92.34	3.4988	0.03684	3.462	319.68
09-Ago	Carlos Condori	87.55	3.0255	0.03684	2.989	261.64
09-Ago	Carlos Condori	35.13	1.4692	0.03684	1.432	50.32
11-Ago	Pancho Atamari	284.80	1.7582	0.03684	1.721	490.24
12-Ago	Edwin Huashuayo	61.62	3.8890	0.03684	3.852	237.37
12-Ago	Javier Guerrero	52.30	2.9188	0.03684	2.882	150.73
13-Ago	Nicolas Panuera	112.19	2.3673	0.03684	2.330	261.45
13-Ago	Jose Flores	46.74	2.2213	0.03684	2.184	102.10
		1007.08				2316.56

Recuperado

Fecha	Item	Peso	Ley	Fino
		g	%	g
	1	2482.9	93.21%	2314.3
	2	46.2	80.00%	37.0

Solucion	Ley	Fino Total
Litros	g / L	g
3000	0.0004	1.2

Total

Total

1.2

Total recuperado 2351.27 gramos
% Recuperación 101.50 %

Liquidado

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley Liquidación	Ley de cola	ley final	Fino Bruto	Recuperacion	Fino real
		K	g / K			g	%	g
06-Ago	Anibal Alfaro	152.89	2.1845	0.05000	2.135	326.33	99.50%	324.70
09-Ago	Ignacio Panuera	81.53	1.4430	0.08000	1.363	111.13	98.50%	109.46
09-Ago	Emiliano Condori	92.34	3.4988	0.08000	3.419	315.69	98.50%	310.96
09-Ago	Carlos Condori	87.55	3.0255	0.08000	2.946	257.86	98.50%	254.00
09-Ago	Carlos Condori	35.13	1.4692	0.08000	1.389	48.80	98.50%	48.07
11-Ago	Pancho Atamari	284.80	1.7661	0.08000	1.686	480.20	98.50%	473.00
12-Ago	Edwin Huashuayo	61.62	3.8890	0.08000	3.809	234.71	98.50%	231.19
12-Ago	Javier Guerrero	52.30	2.9188	0.08000	2.839	148.47	98.50%	146.24
13-Ago	Nicolas Panuera	112.19	2.3673	0.08000	2.287	256.61	98.50%	252.76
13-Ago	Jose Flores	46.74	2.2213	0.08000	2.141	100.08	98.50%	98.58

Total

1007.08 Diferencia

102.31

2248.96

Balance Metalurgico- Proceso V

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley real	Ley de cola	ley final	Fino Bruto
		K	g / K			g
17-Ago	Anibal Alfaro	142.93	2.0225	0.07175	1.9508	278.82
17-Ago	Anibal Alfaro	30.85	1.5035	0.07175	1.432	44.17
17-Ago	Manuel garcia 1	75.13	2.5467	0.07175	2.475	185.94
17-Ago	Manuel Garcia 2	79.60	3.1510	0.07175	3.079	245.11
19-Ago	J:luis Condori	57.20	1.1488	0.07175	1.077	61.61
19-Ago	J.Luis Condori	53.87	1.3993	0.07175	1.328	71.52
24-Ago	Ramirez	92.11	5.8868	0.07175	5.815	535.62
24-Ago	Montalvo	129.88	3.3129	0.07175	3.241	420.96
		240.95				1843.75

Ley de Cola

Arriba
Abajo

Recuperado

Fecha	Item	Peso	Ley	Fino
		g	%	g
	1	1802.0	91.91%	1656.2
		252.5	86.61%	218.7

Solucion	Ley	Fino Total
Litros	g / L	g
3000	0.0004	1.2

Total 1874.9

Total 1.2

Total recuperado 1874.91 gramos
% Recuperación 101.69 %

Liquidado

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley Liquidación	Ley de cola	ley final	Fino Bruto	Recuperacion	Fino real
		K	g / K			g	%	g
17-Ago	Anibal Alfaro	142.93	2.0225	0.050	1.9725	281.93	99.50%	280.52
17-Ago	Anibal Alfaro	30.85	1.5035	0.050	1.4535	44.84	99.50%	44.62
17-Ago	Manuel Garcia	75.13	2.5467	0.060	2.4867	186.83	99.00%	184.96
17-Ago	Manuel Garcia	79.60	3.151	0.060	3.0910	246.04	99.00%	243.58
19-Ago	J-Luis Condori	57.20	1.1488	0.080	1.0688	61.14	98.50%	60.22
19-Ago	J-Luis Condori	53.87	1.3993	0.080	1.3193	71.07	98.50%	70.00
24-Ago	Ramirez	92.11	5.8868	0.080	5.8068	534.86	98.50%	526.84
24-Ago	Cancio Montalvo	129.88	3.3129	0.080	3.2329	419.89	98.50%	413.59
Total		661.57	Diferencia	50.58				1824.33

Balance Metalurgico- Proceso VI

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley real	Ley de cola	ley final	Fino Bruto
		K	g / K			g
24-Ago	Minera Pacifico	108.46	0.4663	0.026	0.4403	47.75
27-Ago	Taquire	21.83	1.2552	0.026	1.2292	26.83
27-Ago	Luis Condori	27.92	2.2714	0.026	2.2454	62.69
01-Sep	Anibal Alfaro	157.14	4.4962	0.026	4.4702	702.45
02-Sep	J. Ripas	63.21	2.5807	0.026	2.5547	161.48
02-Sep	E. Pinares	45.40	2.7893	0.026	2.7633	125.45
02-Sep	E. Pinares	18.51	8.0280	0.026	8.0020	148.12
02-Sep	Itucayasi	16.88	12.3626	0.026	12.3366	208.24
02-Sep	Itucayasi	19.17	7.7859	0.026	7.7599	148.76
02-Sep	Itucayasi	15.21	1.4448	0.026	1.4188	21.58
02-Sep	Garcia	99.72	1.7693	0.026	1.7433	173.84
02-Sep	Garcia	98.13	1.7444	0.026	1.7184	168.63
		691.58				1995.83

Recuperado

Fecha	Item	Peso	Ley	Fino	Solucion	Ley	Fino Total
		g	%	g		Litros	g / L
	1	1992.7	86.73%	1,728.3	3000		0
		201.1	88.98%	178.94			
		Total		1907.2	Total		0
				Total recuperado			
				1907.21 gramos			
				% Recuperación			
				95.56 %			
				Falta			
				88.62 gramos			

Liquidado

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley Liquidación	Ley de cola	lev final	Fino Bruto	Recuperacion	Fino real
		K	g / K			g	%	g
24-Ago	Minera Pacifico	108.46	0.4663	0.060	0.4063	44.07	99.00%	43.63
27-Ago	Taquire	21.83	1.2552	0.080	1.1752	25.65	98.50%	25.27
27-Ago	Luis Condori	27.92	2.2714	0.080	2.1914	61.18	98.50%	60.27
01-Sep	Anibal Alfaro	157.14	4.4962	0.050	4.4462	698.68	99.50%	695.18
02-Sep	J. Ripas	63.21	2.5807	0.080	2.5007	158.07	98.50%	155.70
02-Sep	E. Pinares	45.41	2.7893	0.080	2.7093	123.03	98.50%	121.18
02-Sep	E. Pinares	18.51	8.0280	0.080	7.9480	147.12	98.50%	144.91
02-Sep	Itucayasi	16.89	12.3626	0.080	12.2826	207.45	98.50%	204.34
02-Sep	Itucayasi	19.17	7.7859	0.080	7.7059	147.72	98.50%	145.51
02-Sep	Itucayasi	15.21	1.4448	0.080	1.3648	20.76	98.50%	20.45
02-Sep	Garcia	99.72	1.7693	0.060	1.7093	170.45	99.00%	168.75
02-Sep	Garcia	98.13	1.7444	0.060	1.6844	165.29	99.00%	163.64
Total		691.6 Diferencia		-41.61				1948.82

Balance Metalurgico- Proceso VII

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley real	Ley de cola	ley final	Fino Bruto
		K	g / K			g
11-Sep	Miguel Medina	67.5	2.1256	0.030	2.0956	141.45
13-Sep	Percy Luque	235.19	1.7941	0.030	1.7641	414.90
		371.03	2.3040	0.030	2.2740	843.72
10-Sep	Percy Perez Polanco	26.45	0.6341	0.030	0.6041	15.98
10-Sep	Norberto Choque	54.49	4.3070	0.030	4.2770	233.05
		13.73	0.1936	0.030	0.1636	2.25
08-Sep	Javier Guerrero	66.40	1.2336	0.030	1.2036	79.92
14-Sep	Carlos Condori	100.1	0.9698	0.030	0.9398	94.07
		33.89	3.1997	0.030	3.1697	107.42
		968.78				1932.77

Recuperado

Fecha	Item	Peso	Ley	Fino
		g	%	g
16-Sep	1	1534.4	78.42%	1,203.3
17-Sep	2	701.7	87.04%	610.8
20-Sep	3	103.8	65.77%	68.3
	Total			1882.3

Solucion	Ley	Fino Total
Litros	g / L	g
3000		0
Total		0

Total recuperado 1882.31 gramos
% Recuperación 97.39 %
Falta 50.46 gramos

Liquidado

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley Liquidación	Ley de cola	ley final	Fino Bruto	Recuperacion	Fino real
		K	g / K			g	%	g
11-Sep	Miguel Medina	67.5	2.1256	0.080	2.0456	138.08	98.50%	136.01
13-Sep	Percy Luque	235.19	1.7941	0.045	1.7491	411.37	99.50%	409.31
		371.03	2.3040	0.045	2.2590	838.16	99.50%	833.97
10-Sep	Percy Perez Polanco	26.45	0.6341	0.080	0.5541	14.66	98.50%	14.44
10-Sep	Norberto Choque	54.49	4.3070	0.080	4.2270	230.33	98.50%	226.87
		13.73	0.1940	0.080	0.1140	1.57	98.50%	1.54
08-Sep	Javier Guerrero	66.40	1.2336	0.080	1.1536	76.60	98.50%	75.45
14-Sep	Carlos Condori	100.1	0.9698	0.080	0.8898	89.07	98.50%	87.73
		33.89	3.1997	0.080	3.1197	105.73	98.50%	104.14

Total 968.78 Diferencia -7.16 1889.46

Balance Metalurgico _ Proceso VIII

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley real	Ley de cola	ley final	Fino Bruto
		K	g / K			g
15-Sep	Wilfredo Cabanillas	72.56	1.3691	0.030	1.3391	97.17
17-Sep	Efrain Montalvo	103.8	1.4313	0.030	1.4013	145.45
20-Sep	Anibal Alfaro	65.78	1.9699	0.030	1.9399	127.61
20-Sep	Anibal Alfaro	160.85	3.1831	0.030	3.1531	507.18
21-Sep	Taquire	22.7	1.7951	0.030	1.7651	40.07
22-Sep	Ever Salcedo	27.51	6.6720	0.030	6.6420	182.72
27-Sep	Romulo Huamani	180.76	3.1512	0.030	3.1212	564.19
28-Sep	Brigida Pequeña	5.22	3.8044	0.030	3.7744	19.70
28-Sep	Hilario Barrientos	49.08	2.3121	0.030	2.2821	112.01
29-Sep	Berty Laguna	57.55	3.8166	0.030	3.7866	217.92
29-Sep	Atico	219.54	3.4504	0.030	3.4204	750.91
		965.35				2764.92

Recuperado

Fecha	Item	Peso	Ley	Fino
		g	%	g
	1	2135.5	88.25%	1,884.6
	2	811.9	81.45%	661.29
	3	164.6	87.54%	144.09

Solucion	Ley	Fino Total
Litros	g / L	g
3000		0

Total 2689.96 Total 0

Total recuperado 2689.96 gramos
% Recuperación 97.29 %
Falta 74.96 gramos

Liquidado

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley Liquidación	Ley de cola	ley final	Fino Bruto	Recuperacion	Fino real
		K	g / K			g	%	g
15-Sep	Wilfredo Cabanillas	72.56	1.3691	0.080	1.2891	93.54	98.50%	92.13
17-Sep	Efrain Montalvo	103.8	1.4313	0.080	1.3513	140.26	98.50%	138.16
20-Sep	Anibal Alfaro	65.78	1.9699	0.050	1.9199	126.29	99.50%	125.68
20-Sep	Anibal Alfaro	160.85	3.1831	0.050	3.1331	503.96	99.50%	501.44
21-Sep	Taquire	22.7	1.7951	0.080	1.7151	38.93	98.50%	38.35
22-Sep	Ever Salcedo	27.51	6.6720	0.080	6.5920	181.35	98.50%	178.63
27-Sep	Romulo Huamani	180.76	3.1512	0.080	3.0712	555.15	98.50%	546.82
28-Sep	Brigida Pequeña	5.22	3.8044	0.080	3.7244	19.44	98.50%	19.15
28-Sep	Hilario Barrientos	49.08	2.325	0.080	2.2450	110.18	98.50%	108.53
29-Sep	Berty Laguna	57.55	3.8166	0.080	3.7366	215.04	98.50%	211.82
29-Sep	Atico	219.54	3.4504	0.100	3.3504	735.55	98.50%	724.51

Total 965.35 Diferencia 4.76 2685.20

Balance Metalurgico- Proceso-IX

Fecha	Cilente	Peso seco	Ley real	Ley de cola	lev final	Fino Bruto
		K		g / K		g
30-Sep	Juan Cuadros	33.39	2.7576	0.030	2.7276	91.07
30-Sep	Anibal Alfaro	61.99	2.0563	0.030	2.0263	125.61
		162.09	2.1962	0.030	2.1662	351.12
01-Oct	Noe Saavedra	34.34	1.9967	0.030	1.9667	67.54
		20.94	1.0726	0.030	1.0426	21.83
04-Oct	Luis Condori	59.34	2.0507	0.030	2.0207	119.91
06-Oct	Ignacio Panuera	121.12	1.1994	0.030	1.1694	141.64
06-Oct	Anibal Alfaro	17.45	2.7203	0.030	2.6903	46.95
06-Oct	Norberto Choque	49.39	4.3701	0.030	4.3401	214.36
07-Oct	Taquiri	74.41	2.1985	0.030	2.1685	161.36
07-Oct	Cancio Montalvo	121.28	4.3825	0.030	4.3525	527.87
		41.05	0.5351	0.030	0.5051	20.73
10-Oct	Ever Salcedo	60.8	0.8299	0.030	0.7999	48.63
11-Oct	Basilio Meza	33.28	0.7142	0.030	0.6842	22.77
11-Oct	Martin Cocche	18.46	1.4439	0.030	1.4139	26.10
11-Oct	Alfonso Vargas	68.29	6.5585	0.030	6.5285	445.83
		977.62				2433.32

Recuperado

Fecha	Item	Peso	Ley	Fino
		g	%	g
		2112	93.87%	1,982.5
		500.6	90.51%	453.1

Solucion	Ley	Fino Total
Litros	g / L	g
3000		0

Total 2435.6
 Total recuperado 2435.63 gramos
 % Recuperación 100.09 %
 Falta -2.31 gramos

Total 0

Liquidado

**

Fecha	Cilente	Peso seco	Ley Liquidación	Ley de cola	lev final	Fino Bruto	Recuperación	Fino real
		K		g / K		g	%	g
30-Sep	Juan Cuadros	33.39	2.7576	0.080	2.6776	89.41	98.50%	88.06
30-Sep	Anibal Alfaro	61.99	2.0563	0.045	2.0113	124.68	99.50%	124.06
		162.09	2.1962	0.045	2.1512	348.69	99.50%	346.94
01-Oct	Noe Saavedra	34.34	1.9967	0.080	1.9167	65.82	98.50%	64.83
		20.94	1.0726	0.080	0.9926	20.79	98.50%	20.47
04-Oct	Luis Condori	59.34	2.0507	0.080	1.9707	116.94	98.50%	115.19
06-Oct	Ignacio Panuera	121.12	1.1994	0.080	1.1194	135.58	98.50%	133.55
06-Oct	Anibal Alfaro	17.45	2.7203	0.045	2.6753	46.68	99.50%	46.45
06-Oct	Norberto Choque	49.39	4.445	0.080	4.3650	215.59	98.50%	212.35
07-Oct	Taquiri	74.41	2.1985	0.080	2.1185	157.62	98.50%	155.25
07-Oct	Cancio Montalvo	121.29	4.3825	0.080	4.3025	521.85	98.50%	514.02
		41.06	0.5353	0.080	0.4553	18.69	98.50%	18.41
10-Oct	Ever Salcedo	60.8	0.8299	0.080	0.7499	45.59	98.50%	44.91
11-Oct	Basilio Meza	33.28	0.7142	0.080	0.6342	21.11	98.50%	20.79
11-Oct	Martin Cocche	18.46	1.4439	0.080	1.3639	25.18	98.50%	24.80
11-Oct	Alfonso Vargas	68.29	6.4685	0.080	6.3885	436.27	98.50%	429.73

Total

977.62 Diferencia

75.80

2359.83

Balance Metalurgico- Proceso X

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley real	Ley de cola	ley final	Fino Bruto
		K		g / K		g
13-Oct	Nicolas Panuera	84.99	3.0910	0.030	3.0610	260.15
13-Oct	Gutierrez cabanillas	41.97	4.4184	0.030	4.3884	184.18
16-Oct	Miguel Medina	61.18	2.1638	0.030	2.1338	130.55
18-Oct	Percy Luque	690.72	2.4039	0.030	2.3739	1639.70
		878.86				2214.58

Recuperado

Fecha	Item	Peso	Ley	Fino
		g	%	g
20-Sep	1	2293.8	87.53%	2,007.8
22-Oct	2	249.5	87.01%	217.1

Solucion	Ley	Fino Total
Litros	g / L	g
3000		0

Total 2224.9

Total recuperado 2224.85 gramos

% Recuperación 100.46 %

Falta -10.27 gramos

Liquidado

**

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley Liquidación	Ley de cola	ley final	Fino Bruto	Recuperación	Fino real
		K		g / K		g	%	g
13-Oct	Nicolas Panuera	84.99	3.0480	0.080	2.9680	252.25	98.50%	248.47
13-Oct	Gutierrez cabanillas	41.97	4.4184	0.080	4.3384	182.08	98.50%	179.35
16-Oct	Miguel Medina	61.18	2.1638	0.080	2.0838	127.49	98.50%	125.57
18-Oct	Percy Luque	690.72	2.4039	0.045	2.3589	1629.34	99.50%	1621.19

Total

878.86 Diferencia

50.27

2174.59

Balance Metalurgico - Proceso XI

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley real	Ley de cola	lev final	Fino Bruto
		K		g / K		g
19-Oct	Constantino Salinas	291.33	0.8127	0.030	0.7827	228.02
		94.69	1.4972	0.030	1.4672	138.93
19-Oct	Juan Carpio	57.16	1.5915	0.030	1.5615	89.26
20-Oct	Brigida Pequeña	53.4	4.0065	0.030	3.9765	212.35
21-Oct	Edgar Santi	65.64	3.2407	0.030	3.2107	210.75
21-Oct	Lindao Montalvo	47.11	2.1010	0.030	2.0710	97.56
21-Oct	Emiliano Condori	35.64	1.5300	0.030	1.5000	53.46
		124.12	1.5304	0.030	1.5004	186.23
22-Oct	Carlos Condori	141.95	0.6661	0.030	0.6361	90.29
	Pineda	16.36	2.2682	0.030	2.2382	36.62
		927.40		27.822		1343.47

Recuperado

Fecha	Item	Peso g	Lev %	Fino g
	1	901.2	75.75%	682.7
	2	653.6	58.06%	379.5
	3	620.7	46.48%	288.5

Solucion	Lev	Fino Total
Litros	g / L	g
3000		0

Total 1350.6

Total recuperado 1350.64 gramos

% Recuperación 100.53 %

Falta -7.17 gramos

Liquidado

**

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley Liquidación	Ley de cola	lev final	Fino Bruto	Recuperación	Fino real
		K		g / K		g	%	g
19-Oct	Constantino Salinas	291.33	0.8127	0.080	0.7327	213.46	98.50%	210.26
		94.70	1.4972	0.080	1.4172	134.21	98.50%	132.20
19-Oct	Juan Carpio	57.16	1.5915	0.080	1.5115	86.40	98.50%	85.10
20-Oct	Brigida Pequeña	53.4	4.0065	0.080	3.9265	209.68	98.50%	206.53
21-Oct	Edgar Santi	65.64	3.1959	0.080	3.1159	204.53	98.50%	201.46
21-Oct	Lindao Montalvo	47.1	2.1010	0.080	2.0210	95.19	98.50%	93.76
21-Oct	Emiliano Condori	35.64	1.5300	0.080	1.4500	51.68	98.50%	50.90
		124.12	1.5304	0.080	1.4504	180.02	98.50%	177.32
22-Oct	Carlos Condori	141.97	0.6661	0.080	0.5861	83.21	98.50%	81.96
	Pineda	16.36	2.2682	0.060	2.2082	36.13	99.00%	35.76

Total

927.42 Diferencia

75.39

1275.26

Balance Metalurgico- Proceso XII

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley real	Ley de cola	ley final	Fino Bruto
		K	g / K			g
26-Oct	David Itucayasi	12.85	9.7938	0.030	9.7638	125.46
		8.09	4.4105	0.030	4.3805	35.44
28-Oct	Antonio Ramirez	89.44	3.6947	0.030	3.6647	327.77
30-Oct	Francisco Rios Luna	51.84	0.6462	0.030	0.6162	31.94
30-Oct	Wilfredo Cabanillas	54.89	1.8468	0.030	1.8168	99.72
30-Oct	Anibal Alfaro	85.7	2.6337	0.030	2.6037	223.14
		60.34	3.4669	0.030	3.4369	207.38
02-Nov	Anibal alfaro	101.53	2.6566	0.030	2.6266	266.68
03-Nov	Minera Pacifico	665.21	3.4686	0.030	3.4386	2287.39
		1129.89		33.90		3604.93

3638.83

Recuperado

Fecha	Item	Peso	Ley	Fino
		g	%	g
05-Nov	1	1094.2	82.95%	907.6
05-Nov	2	2526	87.26%	2,204.2
08-Nov	3	534.5	87.27%	466.5

Solucion	Ley	Fino Total
Litros	g / L	g
3000		0

Total 3578.3

Total recuperado 3578.28 gramos

% Recuperación 99.26 %

Falta 26.65 gramos

Liquidado

**

Fecha	Cliente	Peso seco	Ley Liquidación	Ley de cola	ley final	Fino Bruto	Recuperación	Fino real
		K	g / K			g	%	g
26-Oct	David Itucayasi	12.84	9.7938	0.080	9.7138	124.73	98.50%	122.85
		8.09	4.4105	0.080	4.3305	35.03	98.50%	34.51
28-Oct	Antonio Ramirez	89.44	3.6947	0.080	3.6147	323.30	98.50%	318.45
30-Oct	Francisco Rios Luna	51.83	0.6462	0.080	0.5662	29.35	98.50%	28.91
30-Oct	Wilfredo Cabanillas	54.89	1.8468	0.080	1.7668	96.98	98.50%	95.52
30-Oct	Anibal Alfaro	84.06	2.6337	0.050	2.5837	217.19	99.50%	216.10
		60.34	3.4669	0.050	3.4169	206.18	99.50%	205.14
02-Nov	Anibal alfaro	101.53	2.6565	0.050	2.6065	264.64	99.50%	263.31
03-Nov	Minera Pacifico	665.21	3.4420	0.045	3.3970	2259.72	99.50%	2248.42
								0.00

Total

1128.23 Diferencia

45.06

3533.22

6.2 Anexo B

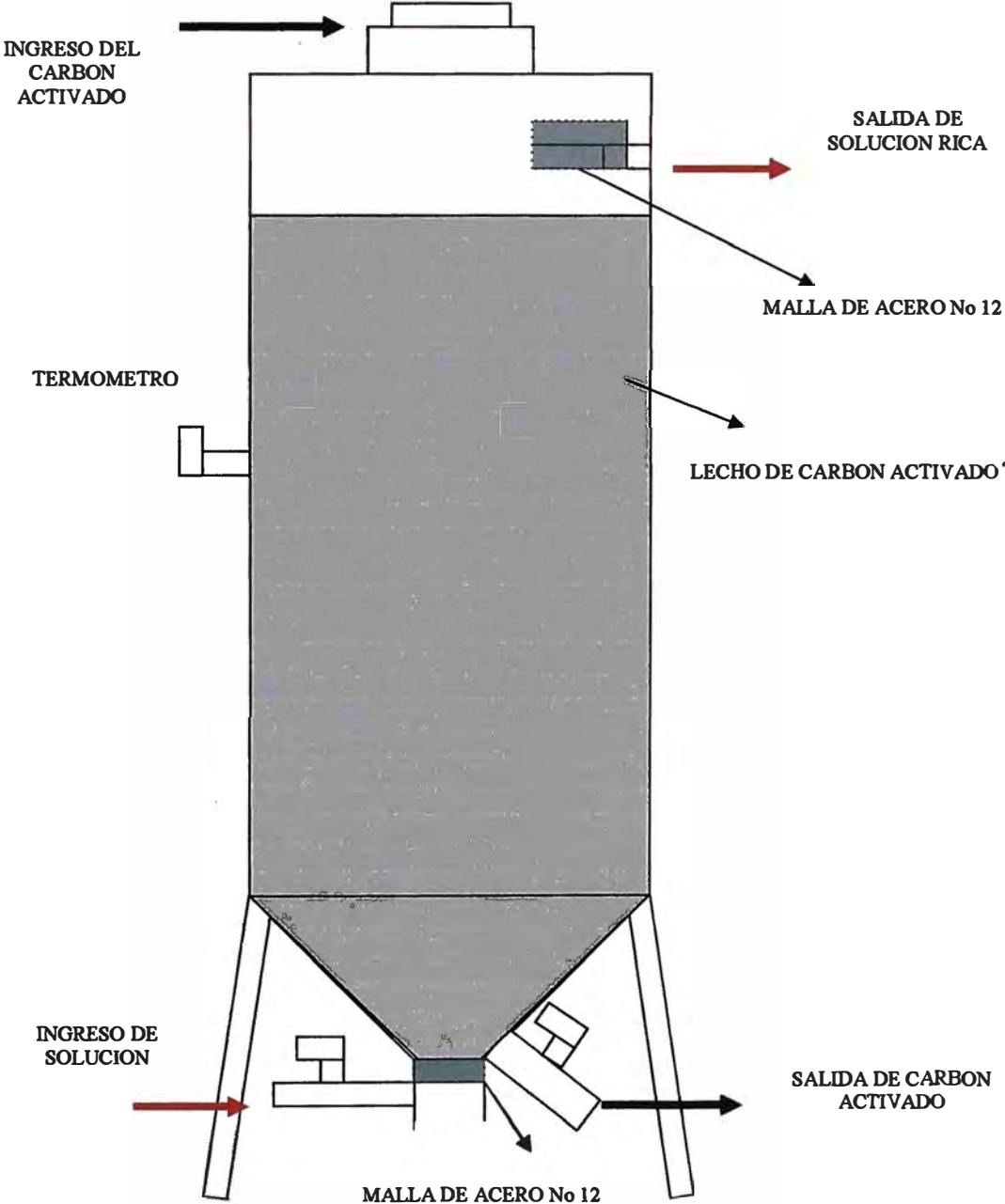


Fig. B-1

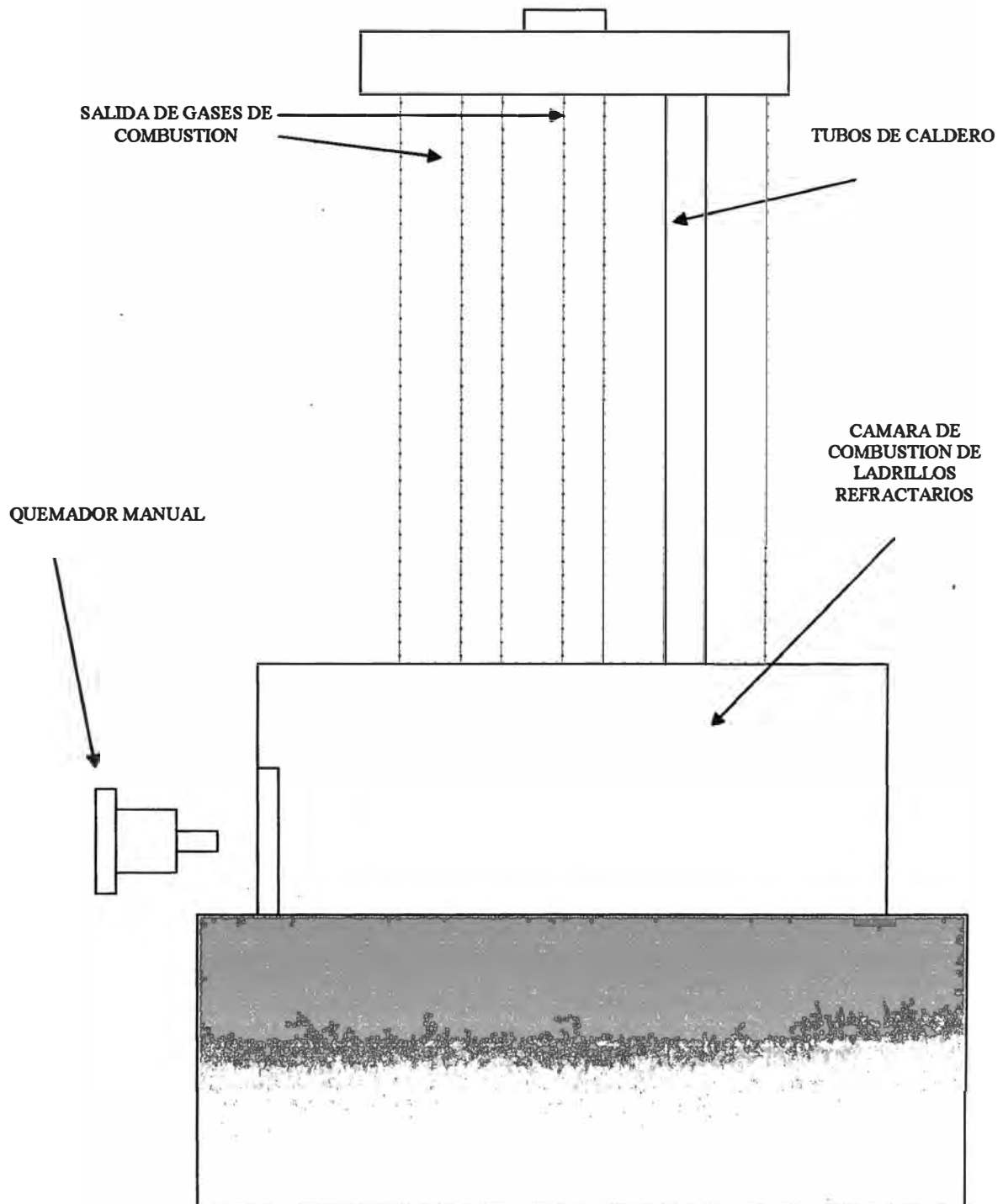


Fig. B-2. CALENTADOR PIROTUBULAR



FOTO N° 1 PLANTA DE DESORCION DE FINESSE S.A.

Se observa a la izquierda el calentador piro-tubular, le sigue el tanque de lavado ácido, luego 2 tanques de desorción de 2 TM , un tanque de desorción de base cónica de 1 TM y finalmente un rectificador de corriente.



BASE CÓNICA

SALIDA DE CARBÓN
ACTIVADO

INGRESO DE
SOLUCIÓN

FOTO Nº 2 TANQUE DE DESORCIÓN DE 1 TM



FOTO N° 3 DUCTO DE SALIDA DE CARBON



FOTO N° 4 DUCTO DE INGRESO DE SOLUCION



FOTO N° 5 TANQUE DE DESORCION DE 350 K

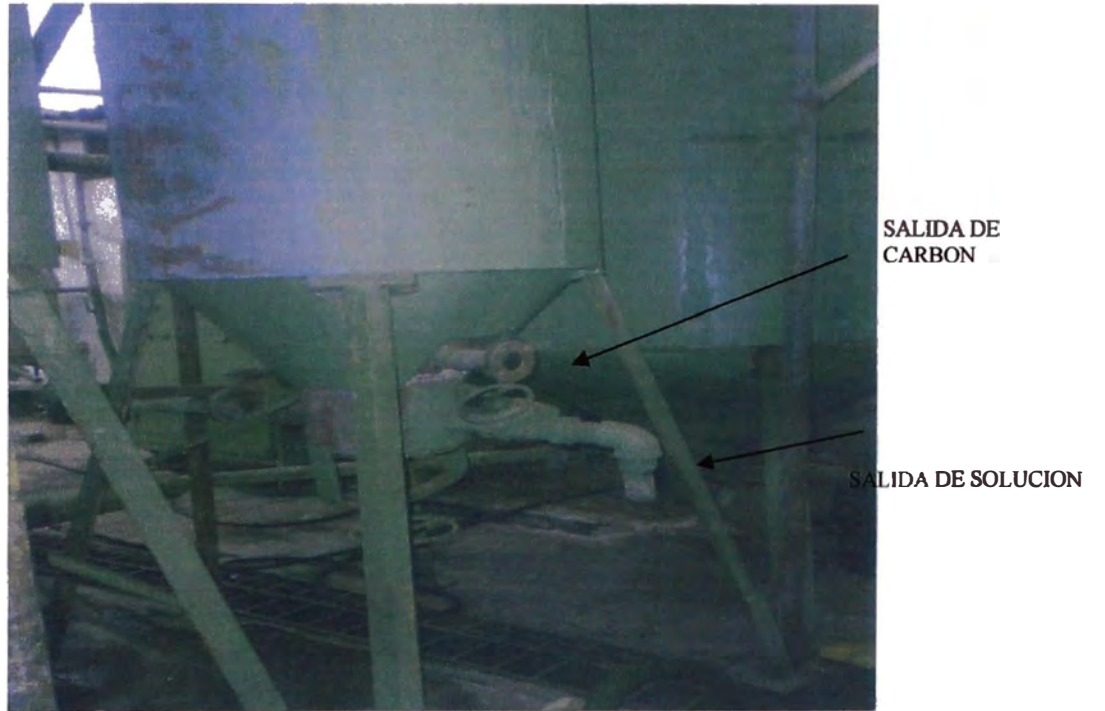


FOTO N° 6 DUCTOS DE SALIDA DE CARBON Y SOLUCION



Características:

Calentador: Piro tubular

Capacidad galones : 219

Capacidad gal/ Hora : 185 $\Delta T = 65^{\circ}\text{C}$

Consumo de Diesel No: 1.00 gal / hora

Superficie de calentamiento : 2.89 m²

FOTO N° 7



FOTO N° 8



FOTO N° 9



FOTO N° 10 CELDAS EN PARALELO EN FINESSE